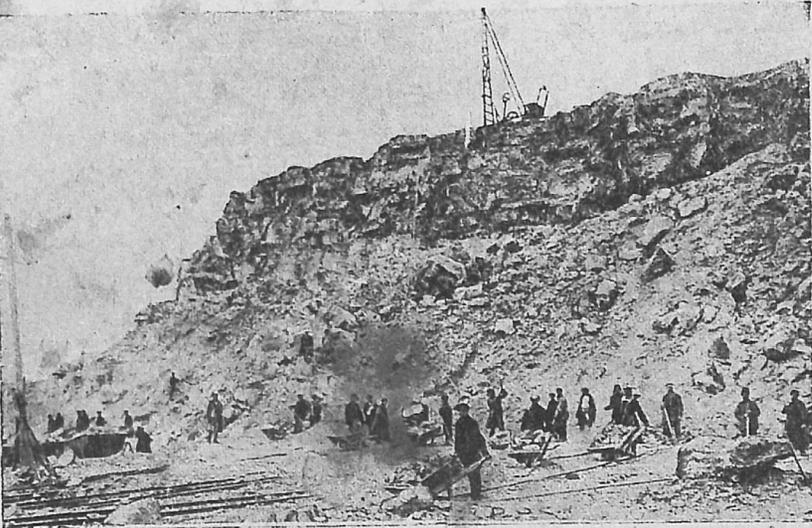


МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ



ГОС. ОБЪЕДИН. НАУЧНО-ТЕХНИЧ. ИЗД-ВО

№ 1

МОСКВА-ЛЕНИНГРАД

ГОД X

1935

СО Д Е Р Ж А Н И Е

	Стр.
С. Д. Горбачевский — Больше порядка, больше культуры	1
М. С. Гофштейн и К. Х. Тагиров — Нерудные ископаемые черной металлургии	6
М. А. Карасик — Часов-Ярские карьеры	12
И. В. Шманенков — Металлургическое нерудное сырье в работах Института геологии и минералогии	22
В. И. Лучицкий — Сырьевые базы динасового производства на Украине	28
И. С. Кайнарский — К вопросу о технических условиях на кварциты	34
А. Г. Топунов и В. С. Веселовский — Завальевский графитообогащительный завод	36
Хроника и заметки	41
Рефераты и библиография	44

C O N T E N T S

	Page
Leading Article	1
M. S. Hofstein and K. H. Tagirov — Non-metallics in the Metallurgy of Ferrous Metals	6
M. A. Karasik — The Quarries of Chasov-Iar	12
I. V. Shmanenkov — The Work of the Institute of Geology and Mineralogy on Non-metallics Used in Metallurgy	22
V. I. Luchitzky — Raw Materials for the Production of Dinas in the Ukraine	28
I. S. Kaynarsky — Technical Requirements for Quartzite	34
A. G. Topunov and V. S. Veselovsky — The Graphite Concentrating Mill at Zavalye	36
Notes and Chronicle	41
References and Bibliography	44

На обложке: Еленовские карьеры. Забой металлургического известняка



1886

1934

Приговор, продиктованный миллионами

1 декабря 1934 г. рукой белогвардейца-зиновьевца был предательски убит Сергей Миронович Киров... Рукой подлого убийцы руководила подпольная организация, вдохновляемая Зиновьевым, Евдокимовым, Каменевым, Гертиком и другими членами этой преступной группы зиновьевцев, обманувших партию своим двуручшничеством.

Трудно перечислить количество преступлений, совершенных этими людьми против пролетарской революции. Зиновьев и Каменев не раз выступали против Ленина и его партии еще в дореволюционные годы. Кто не помнит их штрейкбрехерства накануне Октябрьского восстания в 1917 г. Они неоднократно пытались задержать бег пролетарской революции по окончании гражданской войны, они пытались сорвать восстановление и социалистическую реконструкцию народного хозяйства, пытались вредить и самое последнее время, вплоть до самого убийства.

И как нагло и подло звучат их неоднократные «покаяния» и «признания» своих ошибок. Сколько раз они заверяли партию в своей преданности. Все это было сознательной ложью, все это было только стремлением усыпить бдительность партии, чтобы безопаснее вести свою предательскую и контрреволюционную работу. Неисчислимые успехи социалистического строительства в нашем Союзе не только не убедили их прекратить преступную деятельность, но, наоборот, заставили их перейти к активной борьбе и как белобандитов совершить террористический акт.

Весь Союз содрогнулся от этого беспримерного по предательству убийства — пуля врага поразила насмерть одного из выдающихся вождей партии и всех трудящихся Союза.

Вся тридцатилетняя сознательная жизнь Сергея Мироновича Кирова была целиком отдана партии и революции. Всегда первый в шеренге революционный бойцов т. Киров был истинный вождь миллионов трудящихся: беспощадный в борьбе с врагами революции, не щадивший своей жизни, отдаваясь целиком строительству социализма и бесконечно добрый и отзывчивый по отношению к каждому члену партии и комсомола, к каждому рабочему и колхознику.

Судебный приговор военной коллегии Верховного суда СССР, подержанный миллионами трудящихся Союза и всего мира, разгромил троцкистско-зиновьевские центры Москвы и Ленинграда. Схваченные рукой пролетарского правосудия преступники слишком поздно признались в предательстве революции и в подстрекательстве к убийству. Однажды встав на путь фракционной борьбы, они скатились к прямой и не прикрытой контрреволюции. Каленым железом должны быть выжжены все остатки зиновьевщины, чтобы раз навсегда было покончено с предателями и изменниками делу рабочего класса.

Киров пал на боевом посту как истый большевик — ученик Ленина и Сталина. Но убийцы не надолго порадовали белогвардейских выродков и обезумевших фашистов — вся Страна советов у гроба Сергея Мироновича Кирова сомкнулась еще теснее вокруг знамени пролетарской революции, вокруг большевистской партии и ее вождя: и организатора побед — т. Сталина.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

О Р Г А Н
ИНСТИТУТА ГЕОЛОГИИ И МИНЕРАЛОГИИ

№ 1

1935 г.

Год X

С. Д. Горбачевский
Управл. трестом Нерудсталь

Больше порядка, больше культуры

Карьеры нерудного сырья, в течение многих лет не выполняя своих производственных планов, срывали работу металлургических заводов.

Часовярские карьеры по добыче огнеупорной глины, Еленовские по добыче известняка, Никитовские по добыче доломита были самыми «популярными» предприятиями не только на Украине, но и по всей стране благодаря своей постоянной плохой работе, а руководящие работники этих предприятий были самыми «знатными» людьми для контрольных комиссий и судебных органов.

Такое состояние нерудного хозяйства мы имели не только по вине работников карьеров: промышленность по добыче флюсов и огнеупорного сырья оставалась в загоне даже в период первой пятилетки. Колоссальный рост металлургической, железорудной и коксовой промышленности не сопровождался ростом промышленности, добывающей нерудное сырье для металлургических заводов.

Карьеры оставались полукустарной, примитивной и совершенно немеханизированной горной отраслью. Больше того, до начала 1933 г. мы стояли перед фактом почти полной неразведанности и неизученности флюсового и огнеупорного сырья СССР. В лучшем случае мы имели беглое обследование отдельных месторождений, что в свою очередь лишало какой бы то ни было возможности запроектировать техническую реконструкцию даже таких известных высококачественных месторождений, как еле-

новские известняки, часовярские глины и никитовские доломиты.

Все это привело к такому состоянию, что в начале 1933 г. мартеновские печи простаивали из-за отсутствия доломита, отдельные доменные печи простаивали из-за отсутствия известняков, не говоря уже о том колоссальном напряжении, которое переживали заводы, не получавшие огнеупорных глин и необходимого количества и качества кварцитов.

Фактическое состояние этого важнейшего участка в тылу черной металлургии нерудного хозяйства к началу 1933 г. было исключительно ярко охарактеризовано приказом т. Орджоникидзе от 15/II 1933 г. за № 149а:

«Положение с нерудными ископаемыми и заправочными материалами с добычей, с подготовкой и снабжением надо признать совершенно неблагоприятным. Те безобразия и нетерпимые простои мартеновских печей, которые имеют место сейчас в связи с отсутствием доломита на заводах, всецело надо отнести за счет легкомысленного и недопустимо бездушного отношения руководства объединения «Сталь» и Днепро-сталь к этому делу».

Личный объезд наркома тяжелой промышленности т. Орджоникидзе заводов юга в январе 1933 г. оказался решающим не только для крупного подъема в работе металлургических заводов, но этот объезд стал историческим для подъема и развития всего тыла черной металлур-

гии — кокса, руды, огнеупорной глины и нерудного сырья (известняк, доломит, кварцит и огнеупорная глина).

Личное вмешательство и конкретная помощь, оказанная т. Орджоникидзе, и непосредственное оперативное руководство на месте всем нерудным хозяйством со стороны начальника ГУМП т. Гуревича на протяжении всего 1933 г. помогли не только покончить с нетерпимым состоянием этих предприятий, но и значительно его развить и реконструировать. Зима 1933/34 г. оказалась первой зимой, когда известняк и доломит никого не лимитировал, а лето 1934 г. дало возможность выполнить приказ наркома о закрытии Белокрыничских и других карьеров и полностью прекратить поставку сернистого и фосфористого совершенно недоброкачественного известняка металлургическим заводам юга.

На пороге третьего года второй пятилетки, когда в результате успешного выполнения планов 1934 г. по всей стране победно прозвучали цифры выплавки чугуна и стали, нам, работникам нерудной промышленности, необходимо с юсобою бдительностью поставить перед собой вопрос, а как мы помогаем доменщикам и мартеновщикам выполнять свои планы, а как мы готовы выполнить еще большие задачи 1935 г. по обеспечению большим количеством, лучшим качеством, более культурно обработанным сырьем металлургию и машиностроение.

Оставаясь в основном ближайшим тылом черной металлургии, мы, ведь, призваны обеспечивать не только домы и мартены флюсами и доломитом, мы, ведь, обязаны обеспечивать достаточным количеством и высокого качества огнеупорным и нерудным сырьем все машиностроение и такие гиганты, как Луганский паровозостроительный, Краматорский машиностроительный и другие важнейшие задачи СССР.

В последнее время перед нами поставлена еще одна боевая задача — обеспечивать печи Запорожского комбината высококачественными ольгинскими кварцитами, выплавляющие ферросилиций и тем самым полностью освобождающие страну от его импорта.

Наряду со всеми крупнейшими успехами тяжелой промышленности в 1934 г. мы можем сегодня отметить, что и коллектив треста Нерудсталь активно помо-

гал металлургии выйти в ряды передовых отраслей народного хозяйства Союза и одержать для всей страны, для всего нашего социалистического строительства огромную победу. Приводим итоги нашей работы за 1934 г.

	В тыс. т				
	1930 г.	1933 г.	1934 г.	1934 г. в % к 1930 г.	1934 г. в % к 1933 г.
Известняк	1 812	3 379	4 742	262	140
Доломиты (сырой и обожженный)	258	555	559	217	101
Кварциты	—	144	353	—	245
Огнеупорные глины	501	508	898	179	177
Всего	2 571	4 586	6 552	255	143

Как видно из приведенных данных за 1934 г., добыча известняка по сравнению с 1933 г. выросла на 40%, кварцита на 145%, огнеупорной глины на 77% при общем росте всей добычи нерудного сырья по сравнению с 1930 г. больше чем в 2½ раза.

На протяжении этого периода проведен большой объем геологоразведочных работ, разработаны проекты Балаклавы и Каракубы и проекты реконструкции Еленовки, Никитовки и Часовяра.

При общем объеме капиталовложения на протяжении всей первой пятилетки в нерудное сырье юга в 15—16 млн. руб. за последние два года объем капиталовложения достигает 55 млн. руб. Построен совершенно новый Балаклавский рудник на Балаклавском месторождении высококачественных известняков.

Применение балаклавского известняка на Керченском заводе дает до 15% экономии кокса и повышает производительность домы на 6—8%.

В 1935 г. будут полностью переведены на балаклавские известняки Керченский завод, Запорожсталь и заводы Криворожья.

Заканчивается строительство первой очереди нового Каракубского рудника на высококачественном Каракубском месторождении. Этот рудник будет снабжать полностью Енакиевский, Вошиловский и Таганрогский заводы.

Проведена реконструкция Еленовских карьеров с постройкой дробильной фабрики (1 секция).

В 1934 г. механизированная добыча дробленого известняка превышает 800 тыс. т, что параллельно с вводом в эксплуатацию Каракубского и Балаклавского месторождений дало возможность совершенно закрыть исключительно недоброкачественные месторождения—Белокриницкое, Алмазьянское, Лоскутовское, Краснолучское.

В 1935 г. будет закрыто Ворошиловское месторождение и часть Белокалитвенского.

В первой половине 1935 г. будет закончено строительство крупного Никитовского доломитного завода с шахтными и вращающимися печами, каковые полностью обеспечат всю потребность растущей южной металлургии в доломите, а также проведены первоочередные работы по технической реконструкции Часовярских карьеров по добыче глины.

На большинстве всех этих предприятий построены электростанции и линии передачи общим протяжением до 50 км. Построены ширококолейные пути общим протяжением до 125 км, в том числе построены на протяжении одного 1934 г. ветки Кутейниково—Каракуба на Каракубский рудник протяжением 40 км и Инкерман—Балаклава протяжением 14 км, завезено до 200 пневматических молотков. Парк паровозов и мотовозов доведен до 100 единиц. Завезено до 300 автомашин и тракторов. Освоено 25 экскаваторов.

Проведены геологические работы, в результате чего мы в настоящее время располагаем промышленно-разведанными месторождениями в количестве 1110 млн. т известняка, в том числе по основным решающим месторождениям: по Еленовке 233 млн. т, по Каракубе 252 млн. т, по Крыму 584 млн. т, по доломитам 60 млн. т, по огнеупорным глинам 190 млн. т. Недостаточно разведанными, особенно по высоким сортам, продолжают оставаться кварциты; пока разведано 20 млн. т.

Такой количественный и качественный рост нерудной промышленности явился результатом развернутой борьбы за выполнение шести условий т. Сталина, за выполнение исторических решений XVII съезда партии, за выполнение указаний т. Серго о решительном повышении технических измерителей работы на производстве.

Коренным образом перестроена организационно вся система руководства нерудным хозяйством. Приказом наркома был организован трест Нерудсталь. В составе треста были сконцентрированы сначала все известняки и доломиты юга, а в последнее время все кварциты и все огнеупорные глины юга, в том числе и Часовярские карьеры.

Параллельно с решительным изъятием из всех этих предприятий пьяниц, отбrixивателей, очковятивателей, которым удавалось на протяжении многих лет удержаться на этих «тыловых» предприятиях на руководящих постах и срывать производство, все эти предприятия значительно усилены руководящими квалифицированными хозяйственными и инженерно-техническими кадрами.

На основе решительного внедрения шести условий т. Сталина сумели директор Краснощековского карьероуправления т. Гусев, главный инж. т. Барташевский, парторг т. Дуликов досрочно выполнить план по всем показателям № 4/XII 1934 г. и сверх плана дают в фонд VII съезда советов 50 тыс. т известняка

На основании большевистской организации хозяйственно-технического руководства и развернутой большевистской партийно-массовой работы начальник Крымнерудстроя т. Штернберг, главный инж. т. Гинзбург, секретарь партийного комитета т. Митрофанов сумели не только успешно выполнить план строительства рудника, но и досрочно выполнить утвержденный для Крымнерудстроя план добычи в количестве 220 тыс. т доброкачественных известняков.

Директор Ямского карьероуправления т. Рыбцов, главный инж. Дудник досрочно выполнили 15/XII 1934 г. план добычи доломита.

На Еленовских карьерах (директор т. Авекин, главный инж. т. Шумаков), на никитовских доломитах (директор т. Дворкин, главный инж. т. Краевский), на Часовярских карьерах (директор т. Квардин, главный инж. т. Балабацов), на Каракубских известняках (директор т. Грузинский, главный инж. т. Рубанович), на Пятихатских шахтах (директор т. Боровик, главный инж. т. Москалев) успешно выполнившие поставленные перед ними в последнее время задачи, безусловно, могут поднять культурно-хозяйственно-техническое руководство предприятий Нерудстали до уровня

лучших предприятий Союза. Они с этим могут и должны справиться.

В результате общего организационно-технического упорядочения этого хозяйства достигнуты и первые успехи по качественным показателям работы этих предприятий. За 1934 г. производительность труда увеличена на 20% и снижена себестоимость по сравнению с 1933 г. на 6%.

Все эти первые успехи ни з какой мере не могут и не должны привести к какому бы то ни было самоуспокоению. Еще больше, чем все другие участки нашего социалистического строительства, мы должны себя предупредить от какого бы то ни было «головокружения от успехов», тем более что мы в целом по нашей системе полностью не выполнили плана 1934 г.

В настоящий момент (начало 1935 г.) в условиях зимней работы металлургии наш коллектив, все наши предприятия, все наши инженерно-технические работники, лучшие ударники производства особенно должны прочувствовать тревогу за бесперебойную работу домен и мартенов, за бесперебойную работу печей Алюминкомбината, печей Миге Запорожского комбината, за бесперебойное обеспечение всеми необходимыми видами нерудного сырья, почему и нам необходимо особенно подчеркнуть все те крупнейшие недостатки, которые имеются в нашей работе.

1) значительно отстают еще подготовительные и вскрышные работы, особенно на Еленовке, Никитовке и Часовяре;

2) еще чрезвычайно плохо используются механизмы (паровозы, экскаваторы, мотовозы, станки глубокого бурения и молотки);

3) карьероуправления еще не научились считать советские рубли, в связи с чем планы по себестоимости за 1934 г. полностью выполнены только по Краснощековке, Балаклаве, Яме, Никитовке и Часовяру, а ведь на основе решения ноябрьского пленума ЦК ВКП(б) необходимо нам развернуть особую борьбу за решительное упорядочение нашего финансового хозяйства, за решительную экономию во всех звеньях нашего производства;

4) руководство карьероуправлений еще недостаточно энергично борется за улучшение быта семейных рабочих, десятников, начальников участков, ИТР среднего звена и полное упорядочение всей культурно-бытовой жизни на производстве.

За полное устранение всех этих узких мест, всех этих крупнейших недостатков в нашей работе мы должны мобилизоваться в 1935 г., навести полный порядок, резко повысить культурный уровень всего нашего хозяйственно-технического руководства.

Особенно много необходимо нам сделать по линии всех видов нерудного сырья в части качества, в части культурной обработки этого сырья. Необходимо, чтобы на всех нерудных предприятиях наравне с углем, наравне с рудой, наравне с лучшими горными предприятиями Союза была развернута соответствующая борьба за лучшие технические измерители, за лучшие коэффициенты работы механизмов, за лучшие системы горных работ, за более высокий технический уровень всей работы производства как по отвальному хозяйству и подготовительным работам, так и по добыче и обработке.

Криворожский бассейн сумел в этом году перекрыть все свои обязательства, главным образом, в результате освоения новых эффективных систем работ; Еленовка, Балаклава, Каракуба, Часовяр сумеют справиться со всеми своими обязательствами только при условии решительного повышения технического уровня своей работы, при максимальной механизации трудоемких процессов и при культурном осуществлении запроектированных систем работ.

Учитывая напряженный баланс с обожженным доломитом для обеспечения растущей потребности мартенов в обожженном доломите, необходимо во что бы то ни стало закончить и освоить строительство Никитовского доломитного завода. Это должно стать делом чести всего коллектива треста Нерудсталь.

Для обеспечения колоссально выросших буро-взрывных и вскрышных работ решающих карьеров Еленовки, Каракубы, Балаклавы и Часовяра необходимо обеспечить эти предприятия соответствующим специальным оборудованием:

станки глубокого бурения типа Армстронга, путепередвижные машины типа Норберга, отвальные машины и дробильно-сортировочное оборудование. Общий объем горной массы добычи и переработки в 1935 г. достигнет по тресту Нерудсталь до 50 тыс. т в сутки. Одновременно необходимо надлежаще обеспечить изготовление запасных частей для уже установленного и работающего оборудования. Этот участок является особо угрожающим, почему на него должно быть обращено особое внимание. Для организации производства всего этого оборудования необходимыми темпами и в потребных масштабах, обеспечивающих полностью потребности нерудной промышленности юга, необходима скорая помощь ГУМП и «Стали».

Эта помощь предприятиям нерудного сырья юга, безусловно, крайне срочно необходима, и мы уверены, что она будет оказана. Всем работникам предприятий, всему хозяйственно-техническому руководству на основе максимальной мобилизации активности инженерно-технических работников и лучших ударни-

ков, на основе мобилизации внутренних и местных ресурсов совместно с партийными и профессиональными организациями необходимо еще крепче взяться за работу, необходимо превратить этот участок тыла черной металлургии в боевой фронт большевистской борьбы за выполнение важнейшего решения XVII съезда партии о ликвидации отставания черной металлургии, необходимо навсегда покончить с отсталостью карьерного хозяйства, превратив «карьеры» нерудного сырья в промышленные предприятия, обеспечивающие максимальные темпы работы заводов черной металлургии.

Больше порядка, больше культуры, и мы добьемся того, что директора металлургических и огнеупорных заводов, ударники доменных и мартеновских печей, огнеупорных цехов и заводов уверенно, не оглядываясь на тыл, будут выполнять решения XVII съезда партии о полной ликвидации отставания черной металлургии.

М. С. Гофштейн и К. Х. Тагиров

Нерудные ископаемые черной металлургии

Развитие промышленности нерудных ископаемых черной металлургии в значительной мере отстало от развития металлургической промышленности Союза. Все основные источники питания металлургических заводов известняками, доломитами, кварцитами и огнеупорными глинами, существовавшие в довоенное время, продолжают существовать в таком же виде и поныне, и только лишь частичная механизация некоторых рудников отличала их до последнего времени от примитивных карьеров дореволюционной России. Несмотря на бурный рост металлургической промышленности в Союзе, в особенности за последние 1½—2 года, несмотря на коренную реконструкцию действующих заводов, несмотря на то, что с постройкой новых заводов металлургия Союза за последние 2—3 года удвоила и утроила объем выпуска металла, несмотря на то, что рудная база металлургии в основном реконструируется, что целый ряд рудников полностью механизирован и введены в эксплуатацию новые мощные шахты, база нерудных ископаемых до 1932 г. оставалась почти в нетронутом виде, и поэтому не случайным явился тот факт, что нерудные ископаемые начали лимитировать объем производства металла, в особенности на юге Союза. Только с того момента, когда стало очевидным, что крепкий тыл металлургических заводов определяется не только благополучным положением на фронтах руды, кокса, но и в равной мере в области нерудных ископаемых, развитие промышленности нерудных ископаемых сдвинулось с мертвой точки.

В связи со сравнительно большим распространением месторождений нерудных ископаемых и недооценки значения и роли нерудного сырья в черной металлургии этому участку, всегда бывшему на откупе у мелких предпринимателей, не уделялось никакого внимания. Результаты пренебрежительного отношения к нерудному сырью оказывались роковыми не только для наших советских металлургов, но и в равной мере для предпринимателей в довоенное время. По данным, которыми мы

располагаем в настоящее время, видно, что пуск первой доменной печи в Алчевске (Донбасс) задержался чуть ли не на 1½ мес. в связи с тем, что хозяева завода не обеспечили добычу и поставку нерудного сырья, в частности известняка для нужд доменного цеха.

В равной мере подлежит ревизии установившаяся точка зрения о повсеместном распространении нерудных ископаемых и о чрезвычайной легкости их добычи и обработки. Для того чтобы правильно осветить вопрос о нерудных ископаемых в черной металлургии и иллюстрировать пренебрежительное отношение к этой отрасли, имевшие место и в системе нашей промышленности, следует сопоставить следующие две цифры: выявленные промышленные запасы железных руд по Союзу в настоящее время измеряются миллиардами тонн, причем, как известно, железная руда является ископаемым, несомненно, более редким, чем металлургический известняк, однако выявленные промышленные запасы металлургических известняков еле-еле достигают 300 млн. т. Нисколько не оспаривая положения о том, что распространение месторождений известняков является более многочисленным, чем распространение железных руд, мы, сопоставляя две указанные цифры, хотим подчеркнуть тот момент, что вопроса ми выявления надежных месторождений нерудного сырья до 1932 г. почти никто не занимался и что поэтому в результате мы сегодня располагаем сравнительно незначительными ресурсами этого полезного ископаемого, имеющего большое распространение. Ведь почти анекдотом в наше время звучит тот факт, что все эксплуатируемые месторождения нерудных ископаемых такого объединения, как Востоксталь, не имеют геологически исследованной базы и все без исключения разрабатываются вслепую. До конца 1932 г. также неблагоприятно этот вопрос обстоял и на наших южных месторождениях нерудных ископаемых. Только после вмешательства в вопросы геологических разведок на юге наркома тяжелой промышленности т. Орджоникидзе, только после орга-

низации на юге самостоятельного треста по добыче и обработке нерудных ископаемых «Нерудсталь», геологическое освещение южных месторождений сдвинулось с мертвой точки и разведками 1933 и 1934 гг. удалось осветить наиболее мощные залежи металлургических известняков, доломитов и огнеупорных глин.

Если промышленность нерудных ископаемых заслуживает того, чтобы иметь свою историю, нераздельно связанную с историей черной металлургии, то в эту историю 1933 г. надо занести как год переломный, как год, когда не только работники горной промышленности, но и металлурги полностью осознали большое значение этой отрасли промышленности, ее непосредственную связь с работой доменных и мартеновских цехов. Трудно себе представить, какой удар в спину заводов черной металлургии в зиму 1932/33 г. готовился со стороны этой отрасли промышленности.

Остановка мартенов в декабре 1932 г. и в январе 1933 г. по причине отсутствия доломита и магнетита, тихий ход доменных печей в январе - феврале 1933 г. по причине отсутствия известняка знаменовали собой начало расплаты за ту пренебрежительность, которая характеризовала отношение южных металлургических объединений к промышленности нерудных ископаемых. Только большими напряжениями и усилиями, в частности, руководства ГУМП т. Гуревича и т. Каннера, только напряженной работой т. Горбачевского, ныне управляющего трестом Нерудсталь, с группой работников карьероуправлений удалось предотвратить полную катастрофу на металлургических заводах юга. Если учесть, что с этого момента прошло сравнительно не много времени (18—20 мес.), и сравнить современное состояние промышленности нерудных ископаемых на юге с состоянием, в каком она пребывала к концу 1932 г., то станут очевидными несомненные сдвиги, произведенные в этой отрасли промышленности на протяжении 1933—1934 гг. Техническая вооруженность предприятий нерудной промышленности к началу 1933 г. оставила желать много лучшего.

Геологическая база, как указывалось выше, на всех предприятиях без исклю-

чения разведана не была. Электроэнергия на предприятиях отсутствовала. Бурение, откатка, дробление, погрузка производились вручную, за исключением некоторой промежуточной механизации добычи на Еленовских карьерах известняка (фиг. 1).

Подготовительные работы находились в самом запущенном состоянии и на большинстве предприятий вообще не производились. Забои на таких крупных рудниках, как Еленовские, представляли собой, буквально, отвалы мусора.

Программа по добыче и отгрузке нерудного сырья металлургическим заводам выполнялась в размере 45—50% и в результате, как уже указывалось выше, единственная доломитная житница всех южных заводов—Никитовка—стала. Отгрузка доломита металлургическим заводам прекратилась. Ведущие по металлургическому известняку Еленовские карьеры сократили добычу и отгрузку до 200 вагонов в сутки вместо 400. Прочие предприятия нерудной промышленности юга также сократили объем добычи на 40—50%. В таком виде все указанные предприятия были приняты трестом Нерудсталь.

На протяжении полуторагодичной хозяйственной деятельности треста Нерудсталь надо констатировать некоторый сдвиг в этой отрасли промышленности. Здесь в настоящее время почти на всех ведущих месторождениях нерудных ископаемых заканчиваются геологические разведки, что в свою очередь дало возможность к концу 1934 г. по основным предприятиям и месторождениям закончить составление генеральных проектов и смет как по действующим, но реконструируемым предприятиям, так и по новооткрываемым рудникам.

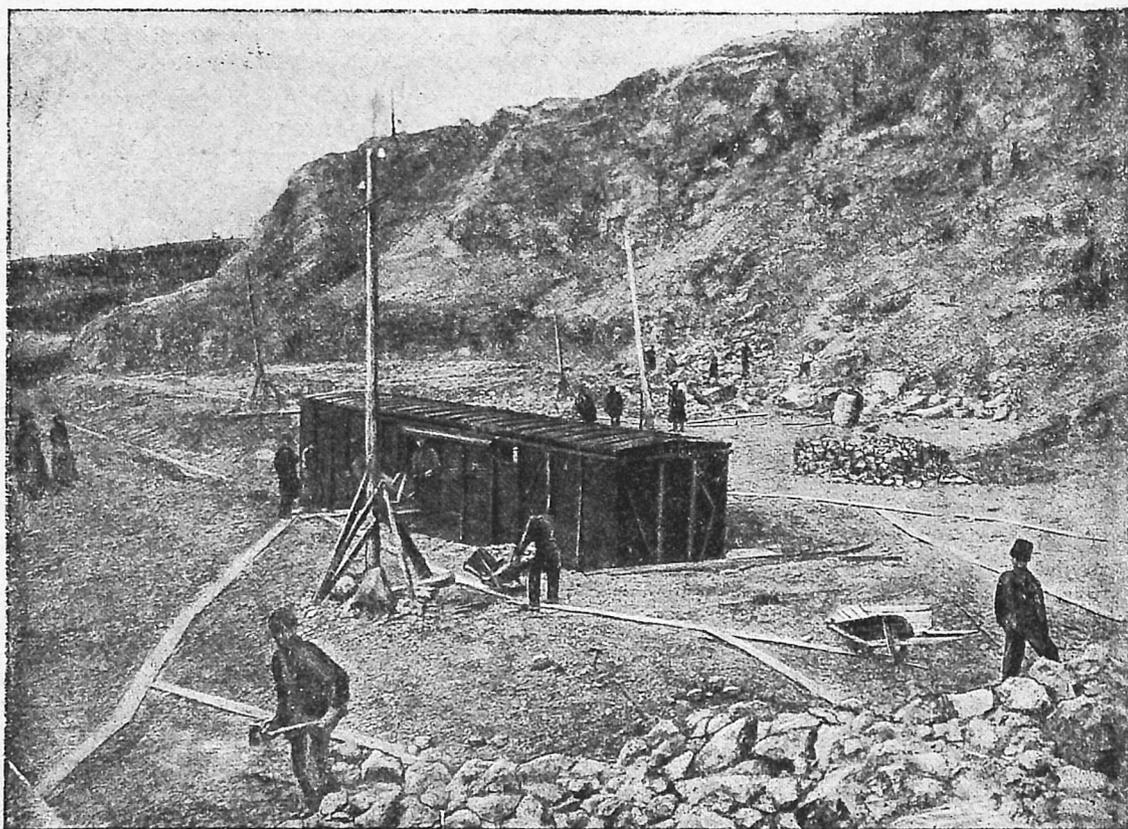
Из вновь открываемых карьеров широко развернулось промышленное строительство на Кара-Кубском месторождении металлургических известняков, не уступающих по качественным и количественным показателям Еленовскому району. Начато промышленное освоение Балаклавского месторождения металлургических известняков. Сооружены и переданы в эксплуатацию линии электропередачи на Никитовском, Еленовском, Новотроицком и Балаклавском рудниках. Закончено строительство первой секции Еленовской дробиль-

ной фабрики. Построено 40 км ширококолейного пути, соединяющего Кара-Кубское месторождение со ст. Кутейниково; там же заканчивается сооружение линии электропередачи. Заканчивается строительство цехов шахтных печей нового доломитного завода в Никитовке. Закончена первая очередь реконструкции Ямского доломитного завода. В ближайшее время начнется промышленное освоение Кара-Кубских рудников. Если наша южная промышленность нерудных ископаемых может похвастать некоторыми достижениями и если в настоящее время самым интенсивным образом идет оздоровление этой тыловой для черной металлургии отрасли промышленности на юге, то на востоке наши металлургические объединения и комбинаты последовательно совершают те же ошибки, которые в свое время были сделаны нашими южными металлургическими объединениями («Сталь»—Днепросталь).

Положение с нерудными ископаемыми

на заводах Востокстали, на Магнитке и на Кузнецке попрежнему продолжает оставаться чрезвычайно напряженным. По всей видимости руководство Востокстали, Магнитогорска и Кузнецка считает, что приказ наркомтяжпрома т. Орджоникидзе от 15 февраля 1933 г. к ним не относится, а в приказе буквально сказано: «что безобразия и нетерпимые простои доменных и мартеновских печей в связи с отсутствием известняков и доломитов на заводах надо отнести за счет легкомысленного и недопустимо-бездушного отношения руководства «Стали» к этому вопросу»; поэтому если нерудная промышленность юга сегодня может претендовать на то, чтобы быть переведенной в третий класс, то нерудная промышленность металлургического востока нуждается еще в длительном обучении в приготовительном классе.

Некоторый беглый экскурс в историю развития промышленности нерудных ископаемых нами сделан исключительно



Фиг. 1. Еленовские карьеры металлургического известняка. Ручная погрузка

с целью оттенить своего рода «эпоху» в нерудной промышленности, когда благодаря ее запущенному состоянию вопросы количественные превалировали над всеми остальными большими проблемами этой отрасли промышленности. Можно с уверенностью сказать, что на юге от этой количественной лихорадки нерудная промышленность уходит (на востоке это еще не имеет места), причем самым основным и самым важным в настоящее время является понимание задач промышленности нерудных ископаемых в одном плане с задачами черной металлургии. Если обратиться к удельному весу нерудных ископаемых в металлургическом процессе, то взаимная связь между выплавкой металла и добычей нерудных ископаемых будет определяться следующими цифрами: на каждую тонну выплавляемого металла расходуется 0,85 т нерудного сырья (известняки, доломиты, кварциты, огнеупорные глины).

Следовательно, для бесперебойной работы металлургических заводов необходима ежесуточная добыча и отгрузка нерудного сырья в количестве около 1800 вагонов (по плану 1934 г.). Усовершенствование технологических процессов в металлургии, все более возрастающие требования на качественные металлы, а в некоторых случаях коренное изменение технологических процессов требуют непрерывного совершенствования всех обслуживающих металлургию отраслей промышленности, в том числе и нерудной, причем характерным не только для системы нерудных ископаемых, но и для всех сырьевых предприятий черной металлургии является то обстоятельство, что и по сей день заказчиком на новые либо усовершенствованные виды сырья являются металлургические заводы, в то время как естественным и правильным было бы обратное явление, т. е. когда новые либо усовершенствованные виды сырья предлагались бы сырьевой отраслью металлургической промышленности.

Своего рода хвостизм промышленности нерудных ископаемых, как указывалось выше, объясняется и объясняется ее значительным отставанием от всех отраслей, связанных с производством металла, и поэтому задачи опережения потребления с точки зрения предложений к переработке новых усовершенст-

вованных видов сырья в настоящее время ставятся нами на повестку дня. Переходя вплотную к вопросам усовершенствования методов добычи и переработки нерудного сырья, потребляемого металлургией, следует раньше всего остановиться на всех видах обогащения, применяемых другими отраслями горнодобывающей промышленности.

Промышленность нерудных ископаемых до сего времени еще ни одного из видов обогащения на своих предприятиях не имеет, в то время как для промышленности нерудных ископаемых и для самой металлургии вопросы обогащения нерудного сырья являются не менее важными, чем вопросы обогащения всех прочих сырьевых материалов, идущих в металлургическую шихту (фиг. 2).

На основе опытных данных и длительных наблюдений нами установлено, что загрязненность металлургических известняков, идущих в доменную плавку, не снижается ниже 4—5%, т. е., другими словами, на металлургические заводы ежегодно перевозится от 350 до 400 тыс. т мусора и пустой породы, которые в некоторых случаях при отсутствии на заводе тщательной сортировки сырых материалов попадают в доменную шихту, а при наличии сортировки уже непосредственно заводами выдаются на отвал. Необходимо упомянуть о том, что не менее 50% кварцитов, потребляемых огнеупорными заводами для изготовления динаса, также нуждаются в самом тщательном обогащении, причем потребление необогащенных кварцитов в значительной мере сказывается на качестве изготавливаемого огнеупорного припаса. Обогащение огнеупорных глин от всякого рода примесей, как и тщательная сортировка их, являются также неотложной задачей, причем и то и другое в настоящее время осуществляются самыми примитивными способами, ни в какой мере не гарантирующими правильность сортировки и эффективность применяемых способов обогащения огнеупорных глин.

Повышенные требования, предъявляемые в настоящее время к огнеупорным припасам, а также настоятельная необходимость в ближайшее же время снабдить металлургию Союза высокоогнеупорными припасами, в особенности для мартеновского производства, ставят во-

прос о форсированных поисках и о добыче высокоогнеупорных материалов (кианит, андалузит), чем, к сожалению, промышленность нерудных ископаемых до настоящего времени также совершенно не занималась.

Перенесение в эту отрасль промышленности заграничного опыта совершенно не имеет места, так как до сего времени специальным глубоким изучением всех вопросов никто не занимался. Судить же о способах и методах обработки нерудного сырья за границей на основе самых отрывочных, мало авторитетных и по всей видимости невнимательных наблюдений отдельных лиц, занимавшихся вопросами нерудного сырья попутно со своими основными металлургическими вопросами, не представляется возможным.

Наши инженеры (объединение «Сталь»), посетившие заводы Круппа в 1929 г., по приезду в Союз утверждали, что Крупп производит заправку подлин мартеновских печей дважды обожженным доломитом. Другая группа инженеров, приехавшая спустя несколько месяцев после первой, также авторитетно утверждала, что никакого двойного обжига доломита на заводах Круппа не имеется и что заправка подлин производится доломитом, обожженным один раз. В результате, несмотря на ряд запросов, сделанных еще объединением «Сталь», так и не удалось выяснить способов обжига доломита, практикуемых на крупновских заводах. Инж. Кашенко в одной из своих газетных статей с описанием работы доменного цеха одного из немецких металлургических заводов мельком указывает на то обстоятельство, что для доменных печей металлургический известняк доставляется в мытом виде, причем, кроме приведенной весьма скромной информации о способах обогащения металлургического известняка в Германии, никакими более исчерпывающими данными ни ГУМП, ни научно-исследовательские институты, работающие в области черной металлургии, не располагают. На юге Союза мы располагаем весьма ограниченными запасами аморфных кварцитов жесткой разности, причем наши запасы по этому виду огнеупорного сырья, буквально исчисляются десятками тысяч тонн. Одновременно наша динасовая промышленность в качестве основного компо-

нента шихты для изготовления динасы применяет главным образом жесткой разности аморфные кварциты, таким образом, весьма неэкономно растрачивая и без того ограниченные ресурсы по этой разновидности огнеупорного сырья. Внедрение в качестве основного компонента шихты кристаллических кварцитов в смеси с разностью аморфных кварцитов и применение жесткой разности аморфных кварцитов в значительной пропорции в качестве легирующего компонента на наших южных огнеупорных заводах до сего времени не имеет места, в то же самое время многие европейские страны, в частности огнеупорная промышленность Германии, в качестве основного компонента шихты уже многие годы применяют жесткую разность кристаллических кварцитов. В данном случае весьма существенной является разница между обработкой кварцитов, идущих для изготовления динасы у нас и в Германии.

В то время как на германских заводах применяется самая тщательная сортировка, обогащение от всех посторонних примесей, в том числе и от известняковых налетов, сопутствующих всем разностям кварцитов, самое тщательное опробование и паспортизация всего отправляемого на огнеупорные заводы сырья, самая тщательная упаковка отправляемого сырья (отдельные мешки с маркировкой по сортам) и чрезвычайно строгое складирование и хранение сырья на огнеупорных заводах в практике наших карьеров и заводов это почти отсутствует. Аналогичное положение имеет место и с огнеупорными глинами. Наиболее высокие сорта растрачиваются нами на изготовление шамотных изделий без всякой нужды и без какого бы то ни было эффекта для качества огнеупорных припасов, в то время как не менее 40% от общего количества добываемой глины в Союзе отправляется на отвалы только потому, что ни каким опытом в области обогащения огнеупорных глин (не считая патриархального способа отмучивания) мы не располагаем.

Бегло перечисляя проблемы, стоящие перед промышленностью нерудных ископаемых черной металлургии, мы не столько хотим подчеркнуть отсталость этой отрасли от техники передовых капиталистических стран, сколько пресле-

дуем цель поставить все эти проблемы на повестку дня с непреклонными требованиями к промышленности нерудных ископаемых и ко всем обслуживаемым ею отраслям взяться за разрешение этих чрезвычайно актуальных для черной металлургии проблем.

В области научно-исследовательских и разведочных работ необходимо широко развернуть разведки по флюсовому и огнеупорному сырью, главным образом по линии расширения запасов наиболее крупных месторождений известняков и особенно к выявлению запасов и изучению качества южных кварцитов, положение с которыми, как мы уже упоминали, является весьма неудовлетворительным.

Качественное изучение сырьевых ресурсов, их промышленная классификация и стандартизация являются также неотложными задачами, в результате разрешения которых будет упорядочена как добыча и подготовка, так и использование сырья данной отрасли черной металлургии. До сих пор же приходится констатировать существование полного разнобоя в вопросах качественной оценки и классификации нерудного сырья.

Для осуществления этих задач необходимо широко развернуть научно-исследовательские работы по изучению химического, минералогического состава, физико-химических и механических свойств этого сырья и дать усовершенствованную методику качественной

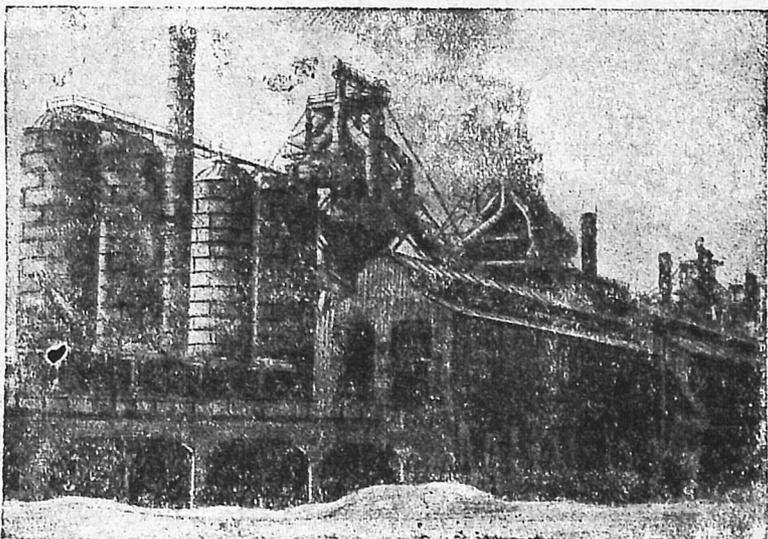
оценки, учитывающую технологические условия использования нерудного сырья в черной металлургии.

В порядок дня должна быть поставлена также проблема использования в качестве флюсов и добавок горных пород, содержащих полезные и легирующие примеси, как то: марганецсодержащие известняки Сопальского месторождения, ванадийсодержащие породы, сопутствующие титано-магнетитам Первоуральского месторождения, и т. д.

Объединение всех научно-исследовательских работ в этой отрасли промышленности в Институте геологии и минералогии и организация в этом институте специальной лаборатории по флюсам является первым шагом по пути разрешения стоящих перед промышленностью нерудных ископаемых указанных проблем.

Промышленность нерудных ископаемых до сих пор не имела своего печатного органа, где бы обсуждались основные и важнейшие вопросы реконструкции этой отрасли черной металлургии, освещались последние достижения науки и техники и научно-исследовательских институтов СССР, работающих в этом направлении; ликвидация этого крупного пробела является совершенно необходимой. Поэтому с 1935 г. в журнале «Минеральное сырье» организуется специальный раздел, посвященный промышленности нерудных ископаемых черной металлургии.

Отсутствие специальной научной и



Фиг. 2. Подача известняка на эстакаду доменного цеха

научно-популярной литературы по вопросам нерудного сырья черной металлургии, необходимость быстрого освоения оборудования, механизмов, дробильных и обжигательных установок, необходимость обмена опытом и подготовки кадров ставят неотложной задачей: издание ряда книг по нерудному сырью. Поэтому наряду со специальным разделом в журнале «Минеральное сырье»

намечен выпуск ряда книг и брошюр, посвященных этим вопросам.

Для осуществления этих задач необходимо широкое активное участие в работе журнала «Минеральное сырье» всех инженерно-технических работников карьеров и предприятий промышленности нерудных ископаемых — этой важной отрасли черной металлургии.

М. А. Карасик

Часов-Ярские карьеры

Развитие Часовярских карьеров тесно связано с производством огнеупорных изделий Украины и с работой черной металлургии. Высокие качества часовярских глин явились благоприятной предпосылкой для создания на их базе крупной огнеупорной промышленности. Глины часовярские явились основанием не только для развития грубой керамики, но они нашли большое применение в изделиях тонкой керамики как связующая добавка в фарфоро-фаянсовых массах, как добавка в массах по изготовлению высоковольтных изоляторов, в изготовлении реторт для цинковой промышленности, в изготовлении стеклобруса для стекольной промышленности, в массу для тигельных изделий, для карандашного производства и т. д.

Развитие промышленности предъявляет все новые требования на часовярские глины почти по всем отраслям производства, и таким образом Часов-Яр как сырьевая база уже давно получил всесоюзное значение. Рост добычи по Часовярским карьерам характеризуется следующими данными: 1896 г.—14 тыс. т, 1900 г.—70 тыс. т, 1910 г.—144 тыс. т, 1913 г.—127 тыс. т, 1914 г.—100 тыс. т, 1923/24 г.—56 тыс. т, 1924/25 г.—157 тыс. т, 1925/26 г.—313 тыс. т, 1926/27 г.—329 тыс. т, 1927/28 г.—384 тыс. т, 1929/30 г.—500 тыс. т, 1931 г.—300 тыс. т, 1932 г.—420 тыс. т, 1933 г.—451,5 тыс. т, план 1934 г.—800 тыс. т, а по пятилетнему плану к 1937 г. в соответствии с растущей потребностью добыча часовярских глин должна быть доведена до 1 200 тыс. т.

До 1929 г. добыча часовярских глин находилась в руках различных потребляющих организаций. Затем все карьеры были объединены в руках у одной организации—УКРМИНО. С 1931 г. карьеры находились в ведении Украинского огнеупорного треста Укрогнеупоры, входящего в состав Главного управления черной металлургии Наркомтяжпрома, а с июня 1934 г. в ведении Нерудстали ГУМП.

Геология и запасы. С 1929 по 1931 г. ЦНИГРИ ГРУ проводились детальные разведки с целью оконтуривания всего Часовярского месторождения, выявления запасов (руководил проф. Яковлев) и качественной характеристики огнеупорных глин (руководил проф. Келлер).

В месторождении Часов-Яра четвертичные бурые суглинки прикрывают пески полтавского яруса третичной системы, в толще которых залегают часовярские огнеупорные глины.

Вся оконтуренная площадь Часов-Яра состоит из большой пластообразной залежи в 2 009 га, двух отдельных линз в 43 га и веролобововской залежи в 95 га. Оконтуренная часть пластообразной залежи была охвачена скважинами в 400 м а в центральных частях в 200 м друг от друга. Однако ЦНИГРИ не провело в Часов-Яре детальной разведки всего месторождения, а обследовало лишь отдельные части его для последующего выбора участков под эксплуатационные разведки. Ввиду капризного залегания огнеупорных глин становится необходимым в дальнейшем при составлении проектов горных работ и при решении

вопроса об эксплуатации того или иного участка поставить на основе предыдущих разведок ГГРУ промышленную разведку, которая и сможет дать материал для организации эксплуатационных работ и для составления технического проекта по Часов-Яру.

При разведках ГГРУ ввел следующие обозначения для освещения запасов с точки зрения их горнопромышленной оценки:

Категория	Соотношения мощности пласта к вскрыше
О	1
I	от $\frac{1}{2}$ до 1
II	» $\frac{1}{3}$ » $\frac{1}{4}$
III	» $\frac{1}{4}$ » $\frac{1}{5}$ — $\frac{1}{6}$
IV	» $\frac{1}{7}$ » $\frac{1}{8}$ — $\frac{1}{9}$
V	$\frac{1}{10}$

По условиям работ Часов-Яра пределом должна быть принята III категория и на этой базе составлены сейчас все планы эксплуатации. Что касается IV и V категорий, то они приняты лишь как геологические запасы, а не как промышленные, ибо по проверенным данным подземные работы в Часов-Яре себя не оправдали.

Табл. 1 дает валовой запас часовярсских глин по последним разведочным данным.

Мощность пластов часовярсских глин колеблется от 3 до 8 м в центральной

части месторождения и от 0,5 до 12 м в южной части. Действующие сейчас карьеры в Часов-Яре приурочены к сравнительно небольшой краевой полосе залежи, ибо закладка карьеров производилась раньше различными организациями случайно, без проектов и планов и без достаточно изученных разведанных данных этого месторождения.

Средний анализ часовярсских глин по маркам дает табл. 2.

Из табл. 2 явствует, что содержание класса А, соответствующего марке № 6 +, № 5 + РВ, является максимальным на карьерах северного участка (59,3%), резко снижаясь в центральном участке (38,7%). Меньше всего добывается глины класса А на Артемовском и Ростовском карьерах центрального участка, где преимущественно встречается класс В, т. е. марки Р и частично Р2.

В южном участке хорошая глина встречается в карьерах «Югосталь», Королевском и «Красном Октябре».

Добыча глин в Часовярсских карьерах производится сейчас в трех основных участках. К северному участку причислены карьеры Днепровский, Круглый, Октябрьский. К центральному участку — карьеры Артемовский, Новоартемовский, Донуголь, Ростовский, Фарфортрест. К южному участку — карьеры «Югосталь», Королевский, «Красный Октябрь».

Таблица 1

(В тоннах)

Наименование	А	В	С	А + В + С	Примечание
Северная дуга	50 075 194	45 807 265	2 637 385	97 539 844	По материалам геолога Яковлева А по кач. 26,4% Б » » 21,7% В » » 23,8% Г » » 17,8%
Южная дуга	38 540 128	23 940 426	6 372 110	68 859 664	
Южная линза	—	1 927 078	—	1 927 078	
Юго-западная линза	—	834 978	—	834 978	
Итого по Часовярсским участкам	88 615 322	72 509 747	8 029 495	169 154 564	1 м ³ — 1,8 т
Веролобовская линза	2 936 793	2 913 810	1 851 710	7 702 313	
Всего по Часов-Яру	91 552 115	75 423 557	9 881 205	176 856 877	
Округленно	91 550 000	75 420 000	9 880 000	176 850 000	

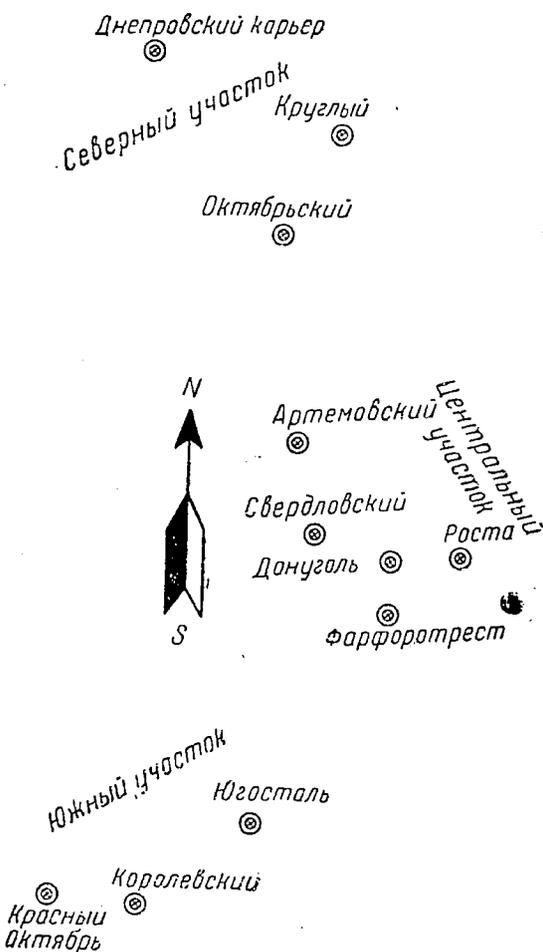
Кроме того, находится под постройками 26 500 тыс. т
сейчас под разработками 7 668 » »

Таблица 2

Марка	SiO ₂	Al ₂ O ₃	TiO ₂	Fe ₂ O ₃	Потеря при прокаливан.
P2	59	25—29	1,5	2,3	7,5
P	57	29,5—31	1,5	1,9	8,0
PB	56	31,0—32	1,5	1,5	8,0
№ 5	54	31,0—33	1,5	1,3	8,0
№ 6	54	32,0—33	1,5	1,3	8,0
Экстра 5	53	31	1,2	1,0	8,0
„ 6	53	32	1,2	1,0	8,0

«Балыки» от 10 до 25%

Там, где залегают наиболее высоко-сортные глины (северный участок), мощность вскрыши доходит до 12—17 м. Наоборот, в местах, где залегают в основном низкосортная глина, вскрыша доходит до 2—5 м.



Фиг. 1. Схематическое расположение действующих карьеров Часов-Яра

Перспективы развития Часов-Яра. Если сопоставить потребность по годам пятилетнего плана с добычей по оптимальным сортам, то получим по предварительным ориентировочным данным (табл. 3).

Таблица 3

А. Добыча по сортам в существующих условиях (в тыс. т)

Марка	1934 г.	1935 г.	1936 г.	1937 г.	Всего
P2	266	280	320	400	1 260
P	230	247	300	350	1 127
PB	189	130,5	170	200	689,5
№ 5	40	42,5	50	60	192,5
№ 6	75	150	160	190	575,0
Итого	800	850	1 000	1 200	3 850,0

По пятилетнему плану намечается наличие дефицита в часовярских глинах, а особенно в высоких сортах. Дефицит в низких сортах может быть покрыт разработкой новых участков и месторождений глин, которые смогут заменить Часов-Яр как на юге, так и в центре СССР, как то: развитие Пологского месторождения, Дружковского, глину Попаснянского района, глин Пятихатского района и т. д. Проблема же добычи или получения высокосортных глин в Часов-Яре есть основная задача в работе Часовярских карьеров на второе пятилетие, и она будет разрешаться двумя путями: во-первых, улучшением методов вскрышных работ для эксплуатации северного и южного участков, где залегают высокосортные глины, но где имеются большие наносы;

во-вторых, обогащением глин марки «Балык», P2 и марки P. Таким образом вопрос обогащения глин Часов-Яра является актуальнейшим вопросом для Часов-Яра во втором пятилетии.

Горные работы. В настоящее время в Часов-Яре механизирована работа по вскрышке наносов. Добыча огнеупорной глины пока в основном ведется вручную, ибо в пластах мощностью 3—4—5 м залегают слоями глины разного качества, и необходимость тщательной сортировки таковых при мощности этих слоев от 25 см до 1 м не давала возможности вынимать глину, смешивая их черпаком экскаватора. Сейчас по про-

екту изобретателя на Часов-Яре т. Сухно изготовлена машина для механической бойки глины, заменяющая бойщикам и добывающая по отдельным сортам комовую глину.

Глина Часов-Яра высокопрактичная, вязкая, она выбивается из пласта ломками отдельными комьями длиной 20—30 см, шириной 10—15 см. Комовая глина требуется заводам для обжига шамота, ибо печи системы Гросса так сконструированы, что они могут лишь обжигать глину комьями означенной величины или необходимо делать из мелочи брикеты. Однако в Часов-Яре нет брикетных установок, и по этой причине основные потребляющие заводы огнеупорных изделий должны снабжаться процентами на 60 комовой кусковой глиной.

Вскрышные работы. Эти работы в соответствии с мощностью наносов по различным участкам налажены по-разному. Как уже ранее отмечалось, все карьерное хозяйство Часов-Яра разбито на три района.

1. Северный с его основными карьерами Днепровским, Круглым и Октябрьским.

2. Центральный с карьерами Артемовским, Артемовским бис, Донуголь, Свердловским и Ростовским.

3. Южный с карьерами «Югосталь», Королевским, «Красный Октябрь».

Ниже даем описание работ по каждому из основных карьеров в отдельности.

Днепровский карьер является одним из наиболее мощных карьеров Часов-Яра, где, главным образом, добывается высококачественная глина. Кровля месторождения здесь состоит из тяжелых суглинков, глины недоброкачественной, чистых белых кварцевых и строительных песков. Нижняя пачка песков до 3 м мощностью насыщена водой и из-за этого плывуна крайне осложняются вскрышные и добычные работы в этом карьере. Борьба с этим плывуном требует большого внимания и расходов как рабсилы, так и материалов. На северной группе карьеров наносы состоят в основном из чернозема — до 0,7 м, красно-бурой глины — 6,0 м, песка кварцевого — 1,5—2 м, песка строительного — 6,5 м, песка мокрого — 1,2 м; все-

го около 17,2 м при мощности пласта глины 3—3,5 м.

Таким образом мы здесь имеем соотношение 1:5 мощности полезного ископаемого к вскрыше. Однако высокое качество залегающей глины делает вскрышу рентабельной.

Нужно отметить, что сложность вскрыши здесь усугубляется тем, что залегающие в кровле кварцевые пески очень чисты по химическому составу (содержание SiO_2 до 98% и небольшой процент железа) и являются почти единственными в Союзе как материал для зеркального и оптического стекла, а поэтому при вскрышных работах эти пески должны добываться особо и направляться на отдельные отвалы. После прохождения по фронту экскаватора они снимаются вручную и вывозятся вагонетками через главный подъемник грабарями или автомашинами на прогулочный пункт. Часовярские карьероуправление до сих пор еще не наладило тщательного отбора этих песков, высокие сорта которых попадают гнездами в забоях, и ввиду отставания вскрышных работ очень часто пески забираются ковшом экскаватора, смешиваются, а следовательно, портятся и отправляются на общую свалку.

Такое положение нормальным, конечно, считать нельзя.

Химический и механический составы часовярских песков даны в табл. 4 и 4а.

Вскрыша наносов на Днепровском карьере производится двумя уступами. Верхний уступ от 6 до 8 м, нижний уступ от 4 до 5 м. Как нижний, так и верхний уступы имеют выход на одну и ту же свалку через уложенные при выходе в разрезе из карьера стрелочные переводы. Один и тот же состав может обслужить экскаваторы, работающие на верхнем и нижнем уступах. Увязка путей обоих уступов дает возможность не останавливать транспортировку вскрыши, когда имеются задержки на том или ином экскаваторе или на отвале или на всем уступе.

На Днепровском карьере работают: один экскаватор на верхнем уступе с западной стороны, второй экскаватор на том же уступе с другой стороны — восточной, и третий экскаватор на нижнем уступе по съему песков и плывунов. Последний экскаватор для устойчивости в работе, учитывая наличие в почве

Таблица 4

Химический анализ

SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	MgO	CaO	Na ₂ O	Потери при прокаливании
97,70	0,33	0,03	0,02	0,20	0,85	0,75	0,03
97,49	0,68	0,38	0,04	0,26	1,02	—	0,40
98,86	0,38	0,16	0,039	0,03	0,14	—	0,28
99,45	0,50	0,03	—	Следы	0,17	—	0,30
99,60	0,34	0,04	—	„	0,16	—	—
99,66	0,38	0,05	0,04	„	Следы	—	—
99,41	0,25	0,19	—	„	0,09	—	—

Таблица 4-а

Механический анализ

Размер зерна, мм									< 0,075	> 0,01	< 0,10	Всего
	0,43	0,43—0,385	0,385—0,209	0,200—0,150	0,150—0,120	0,120—0,102	0,102—0,088	0,08—0,07				
	0,86	10,80	65,24	13,88	1,66	1,48	2,44	1,46	1,88	—	—	99,70

пльвуна, и для зачистки пласта глины, ввиду некоторой волнистости кровли этого пласта превращен сейчас в драглайн, а это дало возможность производить зачистку песков в кровле пласта глины.

Днепровский карьер в середине разделен подъемным уклоном—для подъема с подошвы карьера глины к верхней погрузочной площадке. Экскаваторы работают в верхнем уступе по обеим сторонам указанного подъемника, как указано выше, с западной и восточной сторон.

Фронт работ для каждого экскаватора составляет примерно 400—450 м. Производительность экскаваторов равна сейчас 50—70% их нормальной по следующим причинам: а) недостаточное наполнение ковша, задержки на передвижки до 20—25%, а, главное, задержки на свалках, т. е. задержки в транспорте грунта. Задержки в передвижках обуславливаются здесь в основном включениями кварцевого песка, которые нужно обходить часто, чтобы не засорять лучшие его разности. В основном однако из-за ненадежности работ на свалках происходят задержки. Экскаватор, работающий на нижнем уступе, имея в почве пльвун, чтобы не погрузнуть, должен был подняться выше пльвуна на 1 м. Такое положение диктовалось еще и тем, что требовалось избежать опрокидывания мокрых песков, так как их присутствие создавало неус-

тойчивое положение на свалке при частых передвижках по ней рельсов. Порядок работы нижнего экскаватора ранее был таков: пройдя слой сухих песков, экскаватор возвращается по фронту работ, садится на глину и уже затем занимается всей зачисткой как песчанистой глины (балык), так и пльвуна. Работа экскаватора в пльвунах очень сложна и малопродуктивна.

Совершенно правильно поступило карьеруправление, переделав работу этого экскаватора в драглайн.

Как уже выше отмечалось, затруднения в вскрышных работах по полному использованию означенных экскаваторов вызываются в основном неправильной организацией транспорта, как то: отсутствием разездов у экскаваторов, крутыми уклонами к отвалам и не механизированным отвальным хозяйством.

Для бесперебойной работы машин в существующих условиях нужно, чтобы каждый уступ имел свою отдельную свалку при наличии связи с остальными свалками, или необходимо механизировать работу на свалках, введя отвальные плуги, отвальные экскаваторы и др.

Оборудование и производительность экскаваторов Днепровского карьера

На Днепровском карьере, как уже отмечалось, работали на верхнем уступе:

1) экскаватор Демаг емкостью ковша 2,7 м³ и

2) экскаватор Рустон (№ 8) емкостью ковша 1 м³.

На нижнем уступе работал Рустон № 7 емкостью ковша 0,9 м³.

По плану производительность Демага принята в 250 м³/час, производительность Рустона № 8 в 64 м³/час, производительность Рустона № 7 в 72 м³/час.

Давление на грунт Демага 1,8 кг/см².

Давление на грунт Рустона 2,5 кг/см². Вес Демага 120 т.

Вес Рустона 50 т.

Поверхность нагрева котла каждого экскаватора 15,31 м². Рабочее давление пара в котле 12 ат.

Для транспортировки вскрыши от этих экскаваторов работали:

1) односторонне опрокидывающиеся вагонетки фирмы Крупп емкостью 5 м³ — 50 шт.;

2) двухсторонне опрокидывающиеся вагонетки фирмы Сталь Унион (Германия) — 90 шт.;

3) паровозы Борзиг мощностью 80 л. с. — 4 шт. колеи 900 мм;

4) Мотовозы фирмы Дейче-Верке — 8 шт. мощностью 80 л. с. колеи 900 мм.

Круглый карьер. Этот карьер является продолжением Днепровского карьера, имеет еще более мощные наносы. За отсутствием достаточного количества мощных экскаваторов при соотношении мощности пласта к вскрыше здесь 1:6 работы на этом карьере в должной степени не развернулись. Метод вскрышных работ здесь такой же, как и на Днепровском карьере. На этом карьере работал по подготовке пока один экскаватор — Оренштейн-Коппель емкостью ковша 1,5 м³. Так как этот экскаватор на рельсовом ходу, то постоянные его передвижки значительно уменьшали его производительность.

Октябрьский карьер. Этот карьер граничит, с одной стороны, с территорией огнеупорного завода, а с другой — с Круглым карьером.

Наносы здесь небольшие, всего 4—5 м, но весь запас этого участка исчислялся примерно в 100 тыс. т. Для вскрыши здесь был поставлен мощный Оренштейн-Коппель емкостью ковша 2 м³. Отвал организован на расстоянии 250—300 м от карьера, причем использована разница высот местности. Часть наносов (0,75 м) песчаных балыков,

находящихся непосредственно под глиной, снимался вручную и сваливался на место вынудой глины.

Основными дефектами в использовании экскаваторов всего северного участка являются: 1) плохое состояние откаточных путей, что приводит к уменьшению скорости движения и к частым авариям; 2) ненадежность отвального хозяйства и отдаленность его и невозможность при механизированной добыче и откатке иметь ручную свалку; 3) отсутствие телефонной и диспетчерской связи между отдельными пунктами работ; 4) слабая квалификация персонала как на экскаваторах, так и на мотовозах; 5) отсутствие налаженной ремонтной базы и резервных быстро изнашиваемых частей.

Благодаря изложенным причинам мы имели за прошлое время в среднем в году примерно выполнение плана по вскрыше — по Днепровскому участку вместо 250 тыс. м³ только 85 тыс. м³, т. е. около 35%. Сейчас использование машин поднялось до 60%, что также недостаточно.

Центральный участок. Артемовский карьер является самым большим на этом участке, где залегают лучшие глины. Наносов здесь примерно 7—8 м, балыков (песчаные глины) 1,8 м, глины 4,26 м.

Фронт работ в северной части карьера равен 438 м. Залегание пласта довольно капризное. Пласт здесь в некоторых местах то падает, образуя в середине мульды, заполненные песком, то опять подымается.

Для съема наносов на Артемовском карьере установлен многоковшевый экскаватор фирмы Любек — устарелой конструкции, ибо рама ковшевая внизу в нем изогнута под прямым углом, а поэтому экскаватор работает как траншейная машина. Передвижка экскаватора по всему фронту производится соответственно длине рамы, работающей в своей нижней части, т. е. по длине изгиба. Этот экскаватор в отличие от всех других машин Часов-Яра электрический. Принято по плану, что экскаватор работает 165 дней в году при трех сменах в 8 час. каждая. Черпачная цепь движется у него со скоростью 0,33 м/сек. Расстояние между ковшами 1,1 м, емкость ковша 0,2 м³. Делает он 18 ковшей в минуту. Нагрузка ковша 0,75 м³, коэффи-

циент разрыхления почвы в ковше 1,3 и производительность этого экскаватора соответственно рассчитана на 120 м³/час. Так как наносы здесь залегают неправильно и в некоторых местах их мощность достигает 10—12 м, с этой многоковшевой машиной можно снимать лишь 6—8 м, то для очистки нижней пачки наносов и балыков пришлось поставить здесь одноковшевой экскаватор фирмы Рустон на гусеничном ходу с емкостью ковша 1 м³ и теоретической производительностью 150 м³/час. Так как последний экскаватор работал в основном на зачистке от 3 до 4 м и часто передвигался, при этом не имея хорошо налаженного транспорта для отгрузки наносов, то машина использовалась лишь на 30—40% ее мощности.

От многоковшového экскаватора откатка ведется двумя электровозами. Смена поездов происходит в тупике в конце экскаваторного уступа. Маневрирование электровозов отвозящими груженые вагоны на свалку и подающими порожняк под экскаватор занимает очень много времени, и экскаватор простаивает много в ожидании порожняка.

У одноковшového вспомогательного экскаватора имеется три мотовоза по 80 л. с. каждый и 23 вагонетки емкостью 5 м³.

Все вышеприведенное показывает, что экскаваторные работы в Часов-Яре страдают общими большими дефектами. Здесь, как и в предыдущих случаях организация работ, распределение экскаваторов, так и обслуживание их транспортом, — должно быть пересмотрено полностью, ибо даже при имеющемся оборудовании можно добиться большого эффекта в работе машин. Вследствие неправильной организации работ и недостатка в транспорте экскаваторы вскрывают лишь 40—50% их возможной производительности.

Ростовский карьер прилегает ближе к Артемовскому. В поисках участка, где можно было бы расширить добычу без большого снятия наносов, в 1932 г. был подготовлен этот карьер. Залегание глины здесь неспокойное. Наносы от 1 до 6 м при мощности пласта от 2 до 6 м.

Качество глины настолько разнообразно, что на небольшом отрезке мы имеем или забои со всеми марками или

марку Р2 с включениями железистой глины.

Работал здесь в свое время одноковшовой экскаватор емкостью ковша в 1 м³; откатка от экскаватора на свалку производилась лошадьми коппелевскими 1 м³ вагонетками.

Карьер Донуголь. Разработка этого карьера, находящегося на центральном участке, начата на выходах глин на поверхность. Наносы начинаются от 1—2 м и доходят в дальнейшем до 12 м. Фронт работ не более 120 м благодаря резкому падению пласта. Вскрыша здесь ранее производилась грабарями. Невозможность организовать при резком изменении мощностей наносов нормальную работу экскаватора привела к тому, что вскрыша в небольшом масштабе здесь ведется вручную. Глины добываются здесь среднего качества. Большого развития этот карьер не получил.

Южный район. Если по северному участку мы имели следующие соотношения: на 1 т глин в среднем требовалось 3 м³ вскрыши, что дает $3 \times 1,60 \text{ т} = 4,8 \text{ т}$, т. е. отношение 1 : 5, то южный район дает наиболее благоприятные условия для работы, ибо соотношение это здесь максимум равно 1 : 3 или 1 : 4. Но качество глин здесь хуже.

В состав южного участка в основном входят карьеры Югостальский, Королевский, «Красный Октябрь» и 14 бис. Приводим вкратце описание этих карьеров.

Югостальский карьер занимает площадь в 75 га. Запас глин в этом карьере около 9 млн. т. Мощность наносов 8—10 м при мощности пласта глин 4—5 м. Вскрыша здесь механизирована. Фронт экскаваторной вскрыши составляет 120 м. Работает паровой экскаватор фирмы Рустон емкостью ковша в 1 м³. В кровле пласта глин здесь залегают небольшой плавун, и так как давление на грунт у этого экскаватора равно 2,3 кг/см², то, попадая в мягкий грунт плавун, гусеницы вязнут. По этой причине экскаватор поднят немного выше, а зачистку после него приходится производить грабарями. Точно так же и откаточные пути, по которым движутся паровоз и вагоны, приходится приподымать, чтобы иметь возможность производить вывозку по сухому основанию. Таким образом высота уступа экскаватора составляет 5—6 м красно-бурой

глины. Для транспортировки от экскаватора работали раньше 2 паровоза Коломенского завода с колеями 750 мм и мощностью 60 л. с. каждый. Пути уложены на шпалах широкой колеи на рельсах типа 4-А. Вагонетки—опрокидывающиеся по обе стороны емкостью 2,5 и 5,0 м³, кузова—деревянные. Вагонетки эти работают плохо, ибо кузова, сделанные из досок толщиной в 1,25", часто ломаются. Глинистые балыки при черпании не разрыхляются и, попадая при открытом черпании в вагон куском, ломают вагонетки. На карьерах Часов-Яра вагонетки быстро выходят из строя не только вследствие поломки кузовов, но и быстрый износ бандажей, неудовлетворительные скаты—все это делает их совершенно непригодными для откатки.

Вскрыша производится по веерной системе. Ширина уступа равна 20—30 м и равна площади, на которой укладываются железнодорожные пути, идущие от экскаватора, и разьезды, необходимые для смены порожняка и грузевого состава.

Пути на свалку идут с подъемом от 0,11 до 0,018. Высота свалки 8 м. Опрокидывание плавунных песков на той же свалке делает ее неустойчивой и тормозит движение по ней. Оседание пути в момент разгрузок сопряжено с опасностью падения всего состава под откос. Плохая организация свалки, недостаточная зачистка нижней пачки плавунных песков и балыков являлись основными причинами тормозов в вскрышных работах Югостальского карьера. Сейчас работа на этом карьере перестроена к лучшему.

Королевский карьер является продолжением карьера «Красный Октябрь», работа которого будет далее освещена.

Мощность наносов 8 м. Наносы состоят, главным образом, из красно-бурой глины и балыка. Над самой глиной залегают плавун мощностью до 1,5 м. Вскрыша здесь производится экскаватором Орендштейн-Коппель емкостью ковша 2 м³. Транспортировку наносов предполагалось производить двумя мотовозами по 80 л. с. и вагонетками Сталь-Унион емкостью 5 м³, колея 900 мм. Карьер этот был длительный период затоплен и ввиду концентрации работ в последнее время в эксплуатацию не введен. Сейчас он вводится в эксплуатацию.

Весь отвод этого карьера составлял примерно 26 га.

Карьер «Красный Октябрь» отделен только перешейком от Королевского карьера. При удалении перешейка и установления, как это сейчас намечено, связи с Югостальским карьером мы здесь будем иметь длину забоя более 1 000 м.

Мощность вскрыши на карьере «Красный Октябрь» составляет 9—12 м. Вскрыша состоит из чернозема 0,3 м, красно-бурой глины от 8 до 11 м. Вскрышные работы производятся экскаватором фирмы Ростон (дизельный). Экскаватор здесь снимал наносы до самой глины, так что зачистки оставались небольшие и производятся они грабарями или вручную. Пути и свалки колеи 750 мм уложены по балыкам из рельсов типа 3-А на шпалах нормальной колеи. Наличие плавуннов в кровле пласта делает работу одноковшевого экскаватора так же затруднительной, как и на карьере «Югосталь». Те же затруднения имелись на свалках. Экскаватор работает обыкновенно 275—280 дней в году, в 3 смены. Эффективное число часов работы экскаватора в сутки 16,8 час., в год 4 492 часа, из них зимой 1 720 час. и летом 2 772 часа.

Часов-Яр исчисляет производительность этого экскаватора следующим порядком: теоретическая в час 150 м, производительность зимой равна 50% от летней. Учитывая износ экскаватора и условия грунта, часовая производительность принимается для лета в час 73 м³, для зимы 36,5 м³. Транспорт здесь, как и на Югостальском карьере, производится двумя паровозами коломенского типа в 60 л. с., колея 750 мм. Поезда состоят из 10 вагонов.

Посредством имеющейся разминки при выходе из карьера производится обмен поездов. Система работ по вскрыше та же, что и на Югостальском карьере. В последнее время карьеры произвели некоторую перегруппировку экскаваторов по участкам, но описанные условия работ этих машин остались те же и дают общую картину работы экскаваторов в Часов-Яре.

Сводные данные по механизации вскрышных работ на Часовярских карьерах

На Часовярских карьерах в 1933 г. работали следующие экскаваторы:

Таблица 5

№ экскаваторов	12	3	8	5	9	13	6	4	7	14	11	1
Система	Оренштейн-Коппель	Оренштейн-Коппель	Рустон	Рустон (Новый)	Рустон	Оренштейн-Коппель	Рустон	Многоковшый	Рустон	Оренштейн-Коппель	Демаг	Ст. Рустон
Емкость ковша м ³	2	1,5	1	1,25	1	2	1	0,2	2,1	2	2,7	1
Число экскаваций	1,5	1,7	2	2	2	1,5	2	—	1,5	2	2	1
Минутная производительность м ³	2,73	2,0	2,0	2,3	1,0	2,73	1,8	—	1,0	2,7	3	1
Сменная производительность м ³	1 065	444	507	668	533	1 065	533	637	500	1 000	1 200	400

Месячная расчетная производительность всех экскаваторов составляет минимум 320 тыс. м³. Годовая программа вскрыши соответственно была принята в 2,6 млн. м³; из них 1,2 млн. м³ по северному участку, 0,4 млн. м³ по центральному и 1,0 млн. м³ по южному участку. В это количество вошла вскрыша механическая—1,2 млн. м³ и вскрыша ручная и грабарская—0,8 млн. м³.

Выполнение программы идет не выше 50—60% возможной производительности машин, главным образом, из-за ненадежности разъездов, путей и свалок.

Указанное количество экскаваторов обслуживается:

1) узкоколейными паровозами 750 мм коломенского типа—5 шт. (сейчас эти паровозы применяются для вывоза глины из забоев);

2) паровозами системы Борзиг, 900 мм—4 шт.;

3) мотовозами 80 л. с. Дейче-Верке—29 шт.;

4) вагонетками Сталь-Унион самопрокидывающимися 5 м³—200 шт.;

5) вагонетками Крупновскими—30 шт.;

6) Вагонетками Костромскими—30 шт.

Опыт показал, что наиболее выгодная высота уступа для экскаваторов Рустона составляет 9 м при ширине уступа 20 м; для Оренштейн-Коппель с емкостью ковша 2 м³ высота уступа 10 м, ширина 27 м; для Демага 11 м при ширине уступа 32 м.

Соответственно этому только на северном участке вскрыша ведется двумя уступами, по остальным участкам достаточно иметь один уступ. Выезд из карьера на свалку с подъемом 0,05, даже 0,08. Разъезды или выходы из

карьера, но лучше на площадке забоя, недалеко от работы экскаватора. Система вскрыши принята на некоторых местах параллельная и в основном верная. Зачистка балков и остатков плывуна производится вручную и грабарями. Чем больше зачищена сверху площадь, тем лучше организовать затем бойку глин.

Добыча глины

Как выше было указано, добыча глин в Часов-Яре ввиду необходимости тщательной сортировки по слоям и ее вязкости ведется вручную. Высота забоя по фронту 250—450 м равна от 3 до 5 м. Из забоя глина в кусках, отсортированная по сортам, направляется к уклону и транспортируется в 1 м³ копелевских вагонетках методом бесконечной откатки вверх к железнодорожным складам. Сама бойка глины производится ломом с приваренными на концах лопатообразными режущими основаниями, которые в периоде работ все время смачиваются водой, чтобы легче прорезать слой глин.

Откатка по линии забоев к уклону производится в некоторых местах лошадьми, которые сейчас заменяются тягальными лебедками. На карьерах употребляются вагонетки емкостью 0,6 и 0,75 м³, колея 600 и 750 мм.

Если вскрышные работы в Часов-Яре имеют сезонный характер (230—250 рабочих дней), то добычные работы ведутся круглый год. Поэтому вскрыша должна по существу опережать добычу по крайней мере на 4—5 мес.

Площадь забоя ориентировочно равна $3 \times 5 = 15$ м².

На юдной площадке ведутся работы по: а) нарезке глины, б) погрузке, в) сортировке глин.

Погрузка кусковой глины производится помощью шпилек (однозубцовые вилы). При погрузке глины с нижнего уступа приходится ставить перегрузные помосты. Иногда сверху вниз глину опускают по лоткам в вагонетку. Так как до сих пор в Часов-Яре еще не найден окончательный метод механизации добычи глин, работы ведутся по всем карьерам идентично. Производительность бойщика глины в смену от 12 до 16 т, т. е. от 8,8 до 10 м³. Производительность на 1 рабочего по руднику равна от 0,8 до 1 т в смену. Бойка товарного балыка—производительность 9 м³ × 1,6 = 14 т в смену. Нагрузка вагонеток глиной—норма равна 24 м³, а нагрузка крошкой равна 12 м³. Сменная производительность одного рабочего при зачистке балыка 7 м³.

На Часов-Яре работает в среднем 2 800—3 000 рабочих, в том числе считая и рабочих по вскрыше и зачистке наносов.

Подъемники

В существующих условиях наклонные подъемники в Часов-Яре являются лучшим способом доставки готовой продукции к погрузочным пунктам. Подъемник на Днепровском карьере проходит по середине участка, так что потоки грузов с обеих сторон по линии забоев подаются на приемную площадку. Откатка по подъемнику происходит бесконечным канатом. Угол уклона 8°. Подъемная лебедка имеет мощность 35 л. с. Сменная производительность этого подъемника 400 т. Подъемник карьера «Югосталь»: длина уклона 103,5 м, угол наклона 10,5°, откатка бесконечная; производительность подъемника 400 т за 8 час.

Сейчас для механизации добычи введена в эксплуатацию опытная машина системы Сухно. Однако окончательно эта машина еще не отвечает всем требованиям добычи глины в забоях и транспорта.

На карьере Артемовском ранее действовал уклон с концевой откаткой, переделанный в 1933 г. на бесконечную откатку. Такие же подъемники в 1933 г.

сооружены на Октябрьском и Краснооктябрьском карьерах.

Кроме этого, намечалось подойти узкоколейным путем в 750 мм к работам так, чтобы можно было бы подавать узкоколейным паровозом составы из 5-м³ вагонов прямо в забои карьеров. Такой проект сейчас в Часов-Яре осуществляется, и при выполнении его мы получим наиболее выгодные условия доставки глины от забоев к погрузочным пунктам. На некоторых карьерах в Часов-Яре осуществляется ввод ширококолейного пути прямо в карьер, что является еще лучшим разрешением задачи по откатке готовой продукции.

Откатка продукции на складах

Грузы, поступающие с уклона в вагонетках, откатываются по узкоколейным путям по эстакаде, где вдоль линии железной дороги они и разгружаются.

На основных карьерах имеются двух- и многопутевые эстакады длиной в 250—300 м и высотой от 2 до 3 м.

Разгрузка вагонеток на эстакадах и погрузка глины в железнодорожные вагоны в Часов-Яре до сих пор не механизированы, что является большим тормозом в работе карьеров, если учесть то обстоятельство, что необходимо ежедневно разгрузить одной глины из вагонеток свыше 3 000 т, а отправлять ежедневно из Часов-Яра нужно 130 вагонов глины, формовочного и кварцевого песка.

Резюмируя описание нынешнего состояния Часовярских карьеров, придется отметить, что при реконструкции их согласно разрабатываемому сейчас Гипрорудой проекту в первую очередь должны быть предусмотрены

- 1) механизация отвальных работ;
- 2) механизация откатки глин;
- 3) правильная организация механических ремонтов;
- 4) окончание работ по конструкции машины для отбойки глин системы т. Сухно, чтобы в дальнейшем отказаться от тяжелого труда бойщиков.

Немаловажным для Часов-Яра остается вопрос механического обогащения низких сортов глин и балыка. Значение перевода глин из балыка или Р2 в глину РВ или № 6 видно из таблицы отпущк-

ных ныне действующих цен на часовярскую глину. Продажная цена за 1 т:

P2	5 р. 00 к.	Балыки	3 р. 74 к.
P	5 » 36 »	Песок кварцевый	4 » 05 »
PВ	11 » 04 »	» формовочный	3 » 75 »
№ 5	29 » 30 »	Глина специально отсортированная	
№ 6	25 » 37 »	(экстра)	35 » 25 »

Кроме того, колоссальная потребность почти всех отраслей народного хозяйства в часовярских глинах и выявленная сейчас возможность значительного экспорта этих глин ставит проблему их обогащения первоочередной.

Работами Харьковского отделения Механобра после обогащения часовярских балыков получен концентрат с со-

держанием глинозема 35—36%. Выход концентрата из балыков определен в 40—50%!

Себестоимость 1 т по данным Механобра 14 р. 50 к. при продажной его цене 30 руб. Сейчас поставлен вопрос о строительстве в 1935 или 1936 г. небольшой опытной обогатительной фабрики для проверки и проведения в жизнь означенных опытов Укрмеханобра.

С проведением механизации по всем процессам добычи и с организацией правильного обогащения часовярских глин мы сможем полностью удовлетворить потребности союзной промышленности в этих ценнейших огнеупорных глинах и, кроме того, создать необходимые резервы для экспорта.

И. В. Шманенков

Металлургическое нерудное сырье в работах Института геологии и минералогии (1934—1935 гг.)

Институт геологии и минералогии (б. Институт прикладной минералогии) много лет занимается различными проблемами нерудного сырья в металлургии. Из крупнейших проблем сюда можно отнести графит, хромит, плавиковый шпат, тальк, кианит, кварциты, доломиты, огнеупорные глины и др. Разрешение этих проблем сыграло большую роль в развитии советской промышленности нерудного сырья и освобождении в этой части СССР от иностранной зависимости.

Одной из своих центральных задач в 1934 г. институт поставил задачу найти научно-обоснованное рациональное решение проблемы флюсов для черной металлургии. Эта весьма актуальная проблема до сих пор стояла как-то в стороне от внимания металлургических научно-исследовательских институтов. Это и понятно, так как основная часть проблемы упирается в решение целого ряда вопросов, связанных с геологией и горной техникой.

Естественным является, что плодотворное изучение всего комплекса флюсового вопроса может быть только под силу комплексному институту, имеющему мощный горногеологический отдел,

соответствующие лаборатории, укомплектованные металлургами-технологами, и общую специализацию по неметаллическому сырью.

Этому условию наиболее удовлетворяет Геомин.

Основные пути развития советской металлургии можно в общих чертах охарактеризовать следующим образом.

1. Огромнейший количественный рост выплавки металла, сосредоточенный на гигантах-заводах, и связанная с этим реконструкция и создание новых, вооруженных современной техникой мощных флюсовых баз.

2. Прогрессирующая тенденция к изысканию путей повышения выплавки качественного металла, что предъявляет серьезные требования к флюсам, главным образом, в связи со значительной сернистостью части наших металлургических коксов (донецкий, кизеловский и отчасти карагандинский) и фосфористостью кузнецкого кокса.

3. Вовлечение в плавку ряда комплексов руд (титано-магнетита, халиловские хромо-никелевые железные руды и др.), бедных руд центра и севера СССР, курских кварцитов и т. п., требующих для своего рационального ис-

пользования новых флюсующих материалов.

В свете этих главнейших задач всестороннее изучение флюсовой проблемы должно быть сосредоточено по следующим направлениям.

1. Изучение существующих общепризнанных флюсующих материалов со стороны:

а) качественного и количественного состояния месторождений,

б) выбора метода рациональной горной добычи, обеспечивающей максимальное качество флюса,

в) поведения их в металлургических печах с целью детального установления влияния качества флюсов на ход металлургического процесса, качество металла и технико-экономические показатели,

г) разработки качественной оценки флюсов.

2. Изучение новых флюсующих материалов с целью:

а) расширения флюсовой базы,

б) упрощения технологии выплавки металла,

в) увеличения производительности металлургических печей и улучшения качества металла,

г) нахождения возможности рационально использовать комплексные и бедные руды,

д) создания возможности получения более ценных шлаков в смысле их дальнейшего использования.

Из перечисленных задач первоочередным является форсирование горногеологических изысканий в районах концентрации выплавки металла с целью установления запасов и промышленной классификации для выбора метода горных работ, обеспечивающих механизацию процесса добычи и максимальное качество флюсов.

В 1934 г. по договору с трестом Нерудсталь проведена большая работа по промышленной классификации и стандартизации Еленовского месторождения известняка—основной базы южной металлургии.

Бригада геологов, технологов и химиков¹ произвела детальное обследование Еленовского месторождения и отбор 503 проб для всестороннего исследова-

ния: химического и минерало-петрографического анализа, механической прочности—испираемости и сопротивления раздавливанию, физико-химических свойств—термическая диссоциация и др. Сейчас заканчивается обработка материалов исследований, но из предварительных данных можно отметить следующие интересные установленные факты.

1. Еленовский известняк в основной массе весьма чист по фосфору и при соответствующей сортировке может давать необходимое количество известняка со следами фосфора, что весьма важно для выплавки рельсовой стали на юге (табл. 1).

Таблица 1

Предварительные данные содержания фосфора еленовских известняков

Наименование участка разработки	Среднее содержание фосфора в %
Тупик № 1	0,002
» № 2	0,003
» Новый Запад	0,004
» «Кавказ»	0,004
» Даяльный Запад	0,002
» «Дальный Сахалин»	0,005
» «Малый Сахалин»	0,004

2. В известняке тупика «Кавказ» установлено наличие небольших количеств плавикового шпата². Этот факт заслуживает особого внимания, имея в виду острую потребность южной металлургии в плавиковом шпате и отсутствия месторождений его на юге СССР.

3. Еленовский известняк весьма прочен по отношению к истираемости. При этом истираемость мало меняется с повышением температуры до 820°. Для испытаний известняка на истираемость в зависимости от температуры нами сконструирован специальный барабан (фиг. 1) с нихромовой обмоткой для электрического подогрева (табл. 2).

Бригадой металлургов³ изучено флюсовое хозяйство южных металлургических заводов: 1) им. Дзержинского в Ка-

² В. Г. Орловский. «Минеральное сырье» № 8, 1934.

³ Участвовали инженеры Лурье, Зверев, Фридман и автор настоящей статьи. Материал по Азов-стали подобран студентом-дипломником Московского института стали С. В. Шманенковым.

¹ Участвовали проф. Заварицкий, геологи В. Е. Орловский, Курбатов, Круль, технологи Тагиров, Басманов, химики Черномордик, Годлевский и др.

Таблица 2

Наименование тупика	Температура °С	% мелочи (величина частиц меньше 5 мм)
Дальний Запад	850	5,85
» »	20	3,87
» »	20	2,66
Кучерова балка	20	2,06
«Малый Сахалин»	20	2,03
№ 1	20	2,16

менском, 2) им. Петровского и Ленина в Днепропетровске, 3) ДЗИО, 4) Запорожсталь, 5) Азовсталь, 6) им. Ильича, Мариуполь, 7) им. Сталина в Донбассе, 8) им. Кирова, Макеевка, 9) им. Рыкова, Енакиево. В результате этого изучения собраны материалы, характеризующие приемку, хранение, подготовку флюсов к плавке и отражение качества флюсов на работе печей.

В настоящее время материалы готовятся к печати. Но сейчас уже можно отметить некоторые факты.

Известняк на металлургических заводах находится в положении «младшего брата», им мало интересуются, а в иных случаях дело доходит до безобразия. Так например, на заводе им. Рыкова в Енакиево известняк получается с 5—7 карьеров разного механического и химического качества. Весь известняк без классификации сгружается в одно место. Загрузка в печи производится без надлежащей сортировки по крупности, в то время когда кокс и руду стараются

подготовить применительно к современному учению о подготовке шихты к плавке. А ведь удельный вес известняка в шихте не такой уже маленький, чтобы можно было им пренебречь. Его расход достигает 0,5—0,6 т на 1 т чугуна.

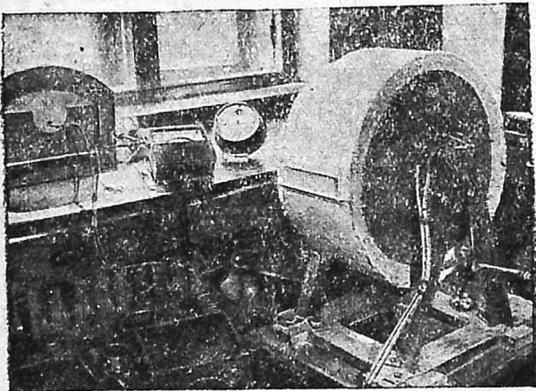
Технические условия приемки известняка, выработанные без достаточных оснований, мало знакомы на заводе металлургу и ими исключительно интересуется коммерческая часть заводоуправления.

Этому же и подчинен химический контроль качества известняка, так как анализы поступают примерно через 5—6 дней после проплавки известняка и служат не для технического руководства, а для коммерческих расчетов с карьероуправлениями.

Отправка известняка карьерами не учитывает характера оборудования заводов. Так например, известняк механизированной добычи, содержащий больше мусора, чем ручной добычи, попадает преимущественно на заводы с механизированной бункерной загрузкой, где вторичная сортировка невозможна, в то время когда известняк ручной добычи попадает в большинстве случаев на заводы, имеющее простое эстакадное хозяйство, допускающее вторичную сортировку.

Необходимо отметить следующий факт, характеризующий, как недостаточны еще знания о свойствах известняков в смысле механической крепости применительно к доменному делу. От известняка слабой крепости металлурги отмахиваются всеми средствами и, если в силу обстоятельств приходится плавить на слабом известняке, стараются все неполадки свалить на него. Однако при изучении работы доменных печей завода им. Петровского пришлось столкнуться со следующим явлением: печи № 4 и 6, имея все прочие равные условия, работали: печь № 4 на хорошем еленовском известняке, а печь № 6 на слабом белокриницком известняке. Однако печь № 6 за обследованный период с 1 по 20 марта 1934 г. дала лучшие техно-экономические показатели и лучший ход печи (табл. 3).

Из этого факта следует, что совершенно необходимо приступить к изучению всех физико-химических свойств известняка с учетом всего комплекса условий сложного доменного процесса



Фиг. 1. Барaban с электрическим подогревом для испытания истираемости известняков

Таблица 3

Работа доменных печей № 4 и 6 на заводе им. Петровского в Днепропетровске

Наименование	Доменная печь	
	№ 4	№ 6
Общая выплавка чугуна, т . . .	10,756	11,719
Среднесуточная выплавка, т . . .	512	558
% выполнения плана	102,4	105,3
Расход на 1 т чугуна:		
Руды железной	1,693	1,91
» марганцевой	0,150	0,071
Скrapa и стружки	0,182	0,129
Всего шихты	2,025	2,110
Шлак мартеновский	0,087	0,178
Известняк	0,508	0,499
Кокс	1,055	0,996

и произвести классификацию применительно к свойствам проплавляемой руды и кокса в каждом отдельном случае.

Контроль химического состава должен служить для оперативного руководства инженерного персонала доменного цеха; с этой целью нужно найти быстроеконтрольные методы анализа. В Центральной аналитической лаборато-

рии Геомина⁴ разрабатываются методы быстрого определения SiO_2 , CaO и MgO , а в термической лаборатории S и P. Так например, по предварительным данным установлено, что колориметрический метод определения SiO_2 в известняках позволяет давать результаты через 20 мин. Применяя оксихинолиновый метод определения фосфора, можно иметь результаты через 4 часа. Это вполне может обеспечить оперативное руководство при классификации и сортировке известняков на карьерах и заводах.

Кроме этого, институтом разработан временный стандарт на металлургические известняки и доломиты для заводов СССР (табл. 4 и 5). Эти стандарты разосланы всем заводам и карьерам. Подавляющее большинство из них дало положительные отзывы. Вот, например, что пишет институту крупнейший на юге металлургический завод им. Петровского в Днепропетровске: «При ознакомлении и проработке материала по вашему проекту совместно с ОТК доменного участка и химической лабораторией нашего завода считаем, что проект стандарта в целом вполне приемлем.

⁴ Под руководством проф. Н. И. Червякова.

Таблица 4

Временные стандарты на доменные известняки (в %) (проект)

Компоненты	1-й сорт		2-й сорт	
	Дробление и сортировка		Дробление и сортировка	
	машинное	ручное	машинное	ручное
SiO_2 не выше	1,75	1,75	3,00	3,00
CaO не ниже	52,00	52,00	50,00	50,00
$\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3$ не выше	2,00	2,00	3,00	3,00
MgO не выше	3,50	3,50	3,50	3,50
Фосфор не выше ¹	0,01	0,01	0,03	0,03
SO_8 не выше	0,25	0,25	0,35	0,35
Кусковатость от 125 до 200 мм	0	не больше	0	не больше
От 25 до 125 мм	97	88	97	88
От 0 до 25 мм, не больше ²	3	2	3	2
Сопротивление на истираемость не больше	4	4	8	8
Сопротивление на раздавливание в кг/см ² не ниже ³	700	700	300	300

¹ Для известняков, идущих на выплавку бессемеровского чугуна P, не выше 0,005.

² Летом 1.

³ Известняки после 6 мес. лежания на воздухе не должны рассыпаться в порошок.

Таблица 5

Временный стандарт на сырые доломиты
(в %) (проект)

Наименование компонентов	1-й сорт	2-й сорт	3-й сорт
Содержание окиси магния не менее	17	17	19
Содержание кремнезема в пределах	1—3	3—6	до 1
Сумма глинозема и окиси железа и окиси марганца	1,5	3—5	до 1,5

В проекте учтены все тонкости при определении физических и химических свойств... Завод им. Петровского, являясь потребителем данного известняка, заинтересован в скорейшем переходе на новый стандарт*.

На 1935 г. институт наметил по металлургическим известнякам следующие работы:

1) доменная плавка на еленовских известняках с целью выбора оптимальных размеров кусков известняка в условиях юга СССР,

2) металлургическая оценка известняков Балаклавского месторождения (лабораторные опыты и заводские наблюдения),

3) изучение изменения минералогического состава, химических и физических свойств известняка в условиях доменного процесса,

4) составление монографии иностранного опыта в области флюсов,

5) классификация и стандартизация флюсов востока.

Киевское отделение института провело большие работы по геологии и технологии доломитов юга СССР. Особенно ценными работами являются изучение мертвого обжига доломитов юга СССР⁶. В 1935 г. намечено проведение большой и актуальной для юга работы по замене магнезита доломитом в мартеновских печах.

Нет необходимости останавливаться на обосновании важности проблемы обеспечения нашей металлургии плавиковым шпатом, так как это всем известно. Особенно это хорошо известно металлургам юга, где каждый килограмм плавикового шпата расценивается чуть

ли ни на «вес золота». Нормальное обеспечение плавиковым шпатом позволило бы значительно повысить качество южной стали⁶. В 1934 г. институт проводил разведку плавикового шпата у ст. Седловой и ст. Бада Забайкальской ж. д., а также проводил геологоразведочные работы по Такобскому месторождению. Поставлено минерало-петрографическое изучение плавикового шпата и изучение методов обогащения Солонечного, Абагайтуйского и Калантуевского месторождений на основе разведанного институтом сырья. В 1935 г. намечается продолжение разведок, сравнительного минерало-петрографической характеристики флюоритов Союза и составление геологической сводки описания месторождений плавикового шпата. Необходимо будет произвести детальное обследование вопроса о нахождении CaF_2 в еленовских известняках. Кроме геолого-минералогических работ намечается проведение исследования по изысканию заменителей плавикового шпата в металлургии. Эта работа имеет особенно актуальное значение для строящегося халиловского комбината, где расход плавикового шпата будет в 8—10 раз выше нормального.

Новые флюсы. Кроме изучения общеизвестных употребляющихся в настоящее время флюсов, институт будет в 1935 г. проводить работы по изысканию новых видов флюсов. Эти работы имеют целью, с одной стороны, расширить флюсовую базу, а с другой — найти более рациональные флюсы для обеспечения развития качественной металлургии.

Актуальной темой является изучение марганцесодержащих известняков Сапальского месторождения (Урал). По предварительным данным геолога В. И. Станкевича имеются образцы, содержащие:

Mn	от 7,2 до 23,8%
CaO	» 12,8 » 37,8%
SiO ₂	» 6,2 » 12,1%

И что очень интересно, это содержание окиси бария 5,7% в пробе из шурфа разведок. Таким образом мы здесь имеем весьма интересный флюсующий материал, который может разрешить ча-

⁶ И. В. Шманенков. Замена плавикового шпата в металлургии. «Минеральное сырье» № 10, 1933. Реферат. Chem. Z-bl. 1934.

* Проведены С. Потапенко.

стично проблему марганца на Урале. Институт выдвигал эту тему весьма интенсивно еще в 1933 г., но из-за недостатка орудств ее не удалось сдвинуть с места. В 1935 г. ГУМПИ НКТП предложил Востокстали финансировать эту работу. Работа будет заключаться в геологоразведочных изысканиях и в технологических исследованиях.

Весьма интересной темой, включенной в план 1935 г., является изучение ванадийсодержащих пустых пород, сопровождающих титано-магнетитовые месторождения⁷. По данным Уральского отделения Геоминна пустая порода Первоуральского месторождения содержит:

$$\begin{aligned} V_2O_5 &= 0,33\%, & TiO_2 &= 1,7\%, & Fe &= 13,5\%, \\ & & SiO_2 &= 34,3\%. \end{aligned}$$

Задача заключается в более подробном изучении свойств пустых пород месторождений титано-магнетитов и путей их использования.

Работа по применению щелочных минералов как флюсов в металлургии является продолжением наших многолетних работ в этом направлении. Она имеет целью дать основные теоретические обоснования металлургических процессов при введении щелочей в шихту и найти основные данные для расчетов металлургических процессов при плавке шихты, содержащей щелочи.

Тема имеет актуальное значение при разрешении проблемы комплексных руд и в первую очередь титано-магнетитных и халиловских руд, при эксплуатации которых получают вязкие шлаки как в доменном процессе, так и при переделе. Намеченная плавка криворожских и керченских руд на мариупольском нефелине позволит доказать возможность увеличения производительности печей и сокращения расхода горючего, главным образом, за счет более ровного хода печей. По нашим подсчетам, если бы печи на юге работали без осадок, то производительность печей повысилась бы приблизительно на 10%. Нефелины, внося в печь щелочи, будут создавать благоприятные условия для нормального шлакообразования. Особое значение введению нефелина придается с точки зрения возможности

уменьшения прогара фурм, — весьма болезненного явления на юге. Намеченная плавка агломератов, полученных при обогащении титано-магнетитов с добавкой уральского нефелина, возможно позволит наладить нормальный доменный процесс, так как, по последним данным, Пороблагодатская обогатительная фабрика гарантирует агломерат с содержанием не ниже 8% TiO_2 ; следовательно, при плавке такого агломерата неизбежно будут большие затруднения без добавки специальных флюсовых материалов. Добавка нефелина мыслится при агломерации концентрата, что помимо всего также улучшит механические качества агломерата. Кроме этих основных тем, будет проводится в 1935 г. ряд работ, относящихся к проблеме флюсов, как например «Использование бедных руд с целью получения ценных шлаков». Эта тема ставит целью максимальное сокращение флюсов при плавке таких руд, как халиловские железные, хромо-никелевые, курские кварциты и др., и в то же время получение шлаков, которые можно было бы использовать в строительном деле, в химической промышленности (кислотоступоры), для извлечения Al_2O_3 (халиловские шлаки) и т. п.

Огнеупорное сырье. В 1934 г. изучался минерало-петрографический состав и условия распиловки чернитовского талькового камня, утилизация отходов при флотации шабровского талькового камня. Прорабатывался выбор рационального оборудования для добычи талькового камня Шабровского месторождения. Составляется монография по шабровскому тальковому камню. В 1935 г. намечена проработка применения талькового камня в аппаратах Каупера. Включена в план актуальная проблема огнеупорного сырья на юге СССР — поиски и разведки кварцитов Украины. Из методических тем намечено:

1. Изучение зависимости свойств сырья (глин и песков) и качественных особенностей готовой искусственной формовочной смеси с целью разработки научно-обоснованной, рациональной методики испытания, исследования и составления формовочных и стержневых материалов, применяемых в литейном деле.

⁷ Пантелеев и Сырокомский. Минеральные ресурсы Урала. 1934.

2. Регулирование усушки глин и других порошковых пластических масс изменением поверхностного натяжения.

Намечена научная тема по синтезу кварца.

Работы по новым огнеупорным и формовочным материалам будут вестись в направлении:

1) обследования, опробования и минерало-петрографического изучения кианитовых месторождений Карелии,

2) обследования и минерало-петрографического изучения месторождений пылевидного кремнезема (маршалита) на южном Урале.

Графит. Будет произведено дальнейшее изучение графитовых пород Добужья и мариупольщины в направлении геологопоисковых работ и химико-технологических испытаний. Будут сделаны общие выводы о сырьевой базе со стороны качественной и количественной характеристик.

Таков перечень важнейших тем плана по нерудному сырью в металлургии. Он является отражением текущих запросов промышленности и, конечно, не является планом, претендующим на всестороннее и полное разрешение проблемы не-

рудного сырья в металлургии, так как это хотелось бы развернуть при наличии средств в соответствии с научно-практическими требованиями, имеющимися в настоящее время по данному вопросу.

В разрезе специализации институтов, работающих по черной металлургии, Институт геологии и минералогии должен являться ведущим в области неметаллического сырья, работая по следующим направлениям: 1) по флюсам—известняки и доломитизированные известняки, плавиковый шпат, щелочные горные породы и др., 2) сырью для огнеупоров—хромит, магнетит, доломит, тальк, кварциты, андалузит, кианит и др., 3) подсобному сырью—графит, формовочные земли и др.

Институт геологии и минералогии, являясь комплексным институтом, изучающим минеральное сырье, начиная от разведок и кончая детальным технологическим его освоением, имея тесную связь с периферией через свои филиалы на Украине, Урале, Средней Волге, Закавказье и Сибири, обладает всем необходимым для осуществления намеченных задач.

В. И. Лучицкий

Сырьевые базы динасового производства на Украине

К вопросу о распределении сырьевых баз динасового производства на территории Украины мы должны подходить, учитывая пять главных условий: 1) запасы сырья, 2) условия залегания, 3) условия транспорта, 4) качество сырья и, наконец, 5) степень изученности месторождения и его полезного ископаемого.

Подходя с такими предпосылками к обзору сырьевых ресурсов динасового производства на Украине, совершенно очевидно, что на первое место необходимо поставить район западной части Донбасса, где типичные динасовые песчаники пользуются широким распространением. Эти песчаники залегают при очень благоприятных условиях среди нижнетретичных отложений, располагающихся почти совершенно горизонтально; они лишь частично прикрыты наносами, местами, однако, достигающими

значительной мощности, обладают высокими качествами как динасовый материал, и, наконец, значительная часть этих месторождений находится вблизи потребляющих центров, таких, как динасовые заводы Пантелеймоновки, Красногоровки, Деконский, динасовый цех Сталинского металлургического завода и др.

Краткая характеристика этих месторождений и приуроченных к ним песчаников следующая.

Находятся они около станций Ясиноватая, Авдеевка, Пантелеймоновка и др., в районе четырехугольника, образованного железнодорожными линиями Ясиноватая—Очеретино—Новобахмутовка—Криничная. Этот район особенно интересен в том отношении, что он непосредственно примыкает к трем таким крупным центрам динасового производства, как Пантелеймоновка, Красно-

поровка и Сталино; в этом отношении он не имеет равных на территории Украины.

Условия залегания в общем особенно благоприятные; песчаники залегают среди нижнетретичных отложений, образуя то мелкие, то крупные линзовидные и неправильной формы стяжения в песке, частью также и крупные плиты различной крепости в зависимости от степени цементации и характера самого цемента.

Мощность линз непостоянная, от 0,5 м и менее и до 2—3 м, иногда и несколько больше (до 4 м как максимум).

Для этого участка характерно также и то, что мощность кроющих пород по большей части не особенно значительна, часто 0,5—2 м, редко больше; мощность увеличивается лишь местами до значительных размеров по мере приближения к водоразделу вверх по склону. По всем этим данным условия залегания очень благоприятные и удобные для добычи.

Запасы очень крупные. В результате разведочных работ инж. Савченко (Украинский геологоразведочный трест) разведанные запасы достигают 5 860 тыс. т; из них утверждены Украинской комиссией 5 млн. т. Можно думать, что при дальнейших поисковых и разведочных работ эти запасы могут быть увеличены, быть может, и значительно.

Условия транспорта очень удобны в том отношении, что значительная часть этих месторождений располагается вблизи линий железных дорог.

Добыча благоприятна помимо удобных условий залегания еще и по той причине, что песчаники данного участка довольно легко раскалываются и разнимаются частью на кайлу.

Качество песчаников сравнительно высокое.

Песчаники содержат до 95,5—97% кремнекислоты, 1,5—2,5% глинозема, 0,4—1,0% окиси железа; потеря при прокаливании 0,40—0,60%, редко больше.

Для сравнения привожу химический анализ высокоцементированного как прекрасный динасовый материал дурхгамского ганистера: в нем кремнекислоты 97,2%, глинозема 1,5%, окиси железа 1,0%, окиси кальция 0,3%, окиси калия 0,5%.

Для получения прекрасного динаса фирма Санкей применяла динасовый материал следующего состава: кремнекислоты 97,41%, глинозема 0,67%, окиси железа 0,40%, окиси магния следы, окиси калия следы, окиси натрия 0,81%; потери при прокаливании 0,17%.

Согласно Энделлю (1913) для хороших, средних и плохих материалов для динасового производства характерны следующие числа содержания различных окислов в песчанике (в %):

Песчаники	Хороший	Средний	Плохой
Кремнекислоты . . .	97,85	98,82	96,04
Глиноземы	1,81	0,91	3,09
Окиси железа	0,38	0,41	0,53
Потери при прокаливании	0,32	0,18	0,46

Сравнение показывает, что песчаники данного района отличаются от ганистера или лучших сортов динасовых песчаников меньшим содержанием кремнекислоты, сравнительно большим содержанием окислов железа, несколько большей потерей при прокаливании; скорее всего их можно отнести, используя таблицу Энделля, как промежуточные между хорошими и плохими, т. е. **средними**, однако качество песчаника не постоянное; нередко песчаник сменяется породами со слишком малым содержанием кремнекислоты, чтобы его можно было причислить к средним сортам.

В минералогическом отношении характеризуется тем, что главная масса образована мелкими, частью крупными зернами кварца, в среднем около 2 мм; зернисто распределенный цемент образует тонкозернистым агрегатом преобладающей кремнекислоты, представленной частью мелкими зернышками кварца, частью также тонкозернистым агрегатом халцедона. Опал замечен не был. В небольшом количестве примешаны глинистые частицы, вероятнее всего принадлежащие каолиниту, судя по очень слабой действую на поляризованный свет; содержание цемента около 40%; иногда повышается до 80% и спускается иногда в том же шлифе до 5—10%.

Общий вывод, тот, что песчаники данного района не отличаются особенно высокими качествами и относятся скорее всего к средним сортам по химическому составу; однако структура его отличается тем, что она очень близка к структуре типичных высококачественных динасовых кварцитов.

Перспективы района очень благоприятны в смысле возможности нахождения еще больших запасов.

Неблагоприятным обстоятельством является очень малая изученность технологии этих песчаников в деле производства динаса. Это вытекает, в частности, и из того, что в труде проф. П. П. Будникова «Керамическая технология» (1932) ни слова не сказано о результатах технологических исследований этих пород как объектов динасового производства, в то время как данных по геологии и минералогии их приводится довольно много.

В районе, прилегающем непосредственно к Пантелеймоновке с его крупнейшим динасовым заводом, были разведаны запасы динасовых песчаников в размере всего около 650 тыс. т, т. е. достаточное для питания завода только в течение крайне ограниченного немногими годами деятельности этого завода. Перспектив расширения запасов мало. Условия залегания благоприятные: линзы крупных размеров из легко разбираемого песчаника залегают горизонтально, почти неприкрытые наносами, что чрезвычайно облегчает добычу; мощность линз достигает 1,5—2 м; месторождение находится почти у самого Пантелеймоновского завода; последний выстроен здесь не только потому, что рядом находится месторождение высококачественного динасового песчаника, но, главным образом, потому, что имелась превосходная площадка для постройки завода у самой ст. Пантелеймоновка с хорошим источником питьевой и технической воды у самого завода, а месторождение завода—промежуточное между месторождением динасовых песчаников Ясиноватского и Гришино-Очеретинского районов.

Качество пантелеймоновского песчаника особенно высокое. Песчаник мелкозернистый и сравнительно с другими аналогичными песчаниками западной части Донбасса богат кремнистым (хал-

цедоново-кварцевым) цементом, часто преобладающим над кластическим материалом.

Характерно то, что кластический материал — частью в виде более крупных окатанных зерен кварца или в виде преобладающих мелких, частью едва в 0,2 мм или меньше угловатых зерен того же минерала с крайне разнообразным относительным количеством цемента. В результате юбилия мелкозернистого кластического материала в песчанике крупный материал присутствует в количестве не более 10—20%, что и повышает ценность этого песчаника как динасового сырья. Химический состав характеризуется содержанием кремнекислоты до 97%. Если принимать во внимание только содержание кремнекислоты и других окислов,—песчаник среднего сорта, однако структура его, благоприятствующая перерождению кремнекислоты, делает его первосортным и особенно ценным в динасовом производстве.

Перспективы — мало благоприятные, так как в районе месторождения имеются только небольшие участки нижнетретичных пород, к которым приурочены месторождения песчаников, причем эти песчаники залегают отдельными линзами, в настоящее время достаточно изученными, чтобы считать, что за их пределами другие линзы в районе водораздела Пантелеймоновка — Путепровод отсутствуют.

Гришино-Очеретинский крупнейший динасово-песчаниковый район располагается к северу от линии Гришино-Очеретино, главным образом, в районе селений Новоэкономическое и «Золотой Ключ». Здесь песчаники залегают на глубине 20 м и больше, что лишает возможности при мощности песчаника всего около 1,2 м ставить открытые работы, применяющиеся в районе Авдеевки, Ясиноватой, Пантелеймоновки, и приходится проводить работы подземными выработками.

Площадь распространения динасовых песчаников на территории, прилегающей к этим селениям, определяется в размере свыше 70 км²; сведения о разведанных запасах противоречивы: по одним сведениям около 7 млн. т, по другим — до 14 млн. т.

Неудобством месторождения является

расстояние свыше 20 км от ближайших станций железной дороги, что затрудняет работу по использованию этих месторождений наряду с необходимостью ставить подземные работы.

Химические анализы дают не особенно высокие показатели содержания кремнекислоты (92—97%), зато структурные особенности делают его материалом довольно ценным и широко используемым в динасовом производстве; он отличается сравнительно малыми размерами кварцевых зерен, обычно округлых, 0,1—0,2 мм в одних местах, реже до 0,3—0,5 мм у других; цемент образует до 35% всего песчаника и характеризуется тем, что он состоит, главным образом, из мелких зерен кварца и халцедона с небольшой примесью каолиновых частиц, неравномерно рассеянных в породе.

Перспективы района очень большие, так как линзы кремнистого песчаника данного типа широко распространены и, несмотря на глубокое залегание, выявлены в ряде мест и в ряде же мест разведаны. Отрицательными качествами района являются, главным образом, неудобные условия транспорта в связи с удаленностью ряда выходов песчаника от линии железных дорог.

Дальнейшие поисковые работы могут дать новые и особенно крупные запасы; однако эти работы затрудняются в значительной степени условиями степного транспорта, почти непроезжего в некоторые времена года.

В связи с малым содержанием кремнекислоты сравнительно с указанными выше нормами Энделля этот песчаник отличается также и довольно большим содержанием глинозема (1,83 и до 4,47%), также местами окиси железа (0,77—1,88%), окиси кальция (1,85—1,97%) и довольно большой потерей от прокаливания (1,60—2,14%); последнее связано с присутствием каолиновых частиц и отчасти бурого железняка.

В лучших транспортных условиях находится Добропольское месторождение (в 6 км от ст. Доброполье), благоприятны также и условия его залегания: линзы его мощностью 0,3—1,8 м залегают на глубине от поверхности земли всего только 0,5—2,5 м. Пока разрабатываются ямами.

Качество добропольского песчаника ниже очеретинских песчаников, нес-

мотря на то, что химические показатели не уступают последним; он характеризуется содержанием кремнекислоты до 96,78% (в среднем 95,66%, в очеретинских 93,89%), структура его, судя по данным изучения отдельных образцов, для динасового производства хуже, чем очеретинские, в связи с большими размерами округлых зерен кварца, почти полным соприкосновением зерен кварца друг с другом ввиду малого количества цемента; сам цемент почти вполне изотропный, чрезвычайно тонкозернистый.

Районы западной части Донбасса, расположенные вне района Гришино-Очеретинского, отличаются тем, что в них выступают кремнистые песчаники отдельными выходами, причем каждый из них отличается некоторыми своеобразными особенностями.

Так, довольно крупное Красногоровское месторождение кремнистого песчаника типа динасового находится около Красногоровского динасового завода. Его особенностями является то, что наряду с тем, что кластический кварц образует крупные зерна—до 0,3 мм, частью, правда, и до 0,07—0,08 мм в поперечнике, песчаник отличается в то же время малым сравнительно содержанием кремнистого цемента, в количестве обычно менее 30%. Содержание кремнекислоты большое—96—97%.

При значительной мощности песчаник почти не прикрыт в нижней части склона наносами, однако крайне большим недостатком является его очень большая крепость, требующая применения взрывчатых веществ при добыче и затрудняющая также и дальнейший разлом и дробление этого песчаника.

В районе, прилегающем к Красногоровскому заводу, имеются отдельные месторождения того же песчаника со свойствами, близкими к свойствам Красногоровского песчаника, в следующих местах: в окрестностях с. Селидовки, к северо-западу от Красногоровского динасового завода, в 4 км от станции железной дороги; ближе к руслу балки наносы всего 0,1—0,5 м мощности, содержание кремнекислоты очень незначительное—всего около 90—92%; и значительное количество остальных окислов.

Аналогичное месторождение с. Анновки в 25 км гужевого транспорта от Красногоровского завода, с запасами

(полуразведанными) свыше 600 тыс. т песчаника, с теми же свойствами, как и в Красногоровском месторождении, также с довольно большим содержанием кремнекислоты, близким к 97%, и сравнительно малым остальных окислов, с той же структурой, как и Красногоровское.

Аналогично этим месторождениям также и месторождение около ст. Максимилиановка в том же районе.

Таким образом в Красногоровском районе имеется ряд (за исключением Красногоровского месторождения) мало изученных месторождений кремнистых песчаников типа динасовых, отличающихся сравнительно малым содержанием цемента, часто довольно крупными зернами кластического кварца и, наконец, значительной крепостью. Транспортные условия всех этих месторождений очень благоприятны в связи с близостью их от станции железных дорог.

Перспективы этого района большие в том отношении, что дальнейшие поисковые и разведочные работы могут встретить и новые месторождения песчаников возможно более высокого качества.

Между Красногоровской и ст. Рутченково имеется Рутченковское месторождение своеобразного кремнистого песчаника со структурой, близкой к песчаникам Пантелеймоновки, с большим содержанием цемента и в то же время со значительным содержанием каолинита, придающего им белую окраску. Цемент очень тонкозернистый, кварцево-калцедоновый; кластический кварц, главным образом, в виде мелких угловатых зерен — 0,02 мм и менее.

Больше кремнекислоты содержат кремнистые песчаники, приуроченные к тому же геологическому горизонту, развитые в районе ст. Зачатьевская, где они образуют отдельные линзы, залегающие в местах их обнаружения на сравнительно небольшой глубине. Мощность песчаника 1—1,5 м, мощность наносов всего 0,5—2,0 м, содержание кремнекислоты достигает 91,78—97,71%, в среднем 96,23%.

В этой же части Донбасса, вне сомнения, при постановке систематических поисков и разведок возможно встретить ряд других месторождений динасовых кремнистых песчаников; это тем более возможно, что и в других местах, кро-

ме указанных, при геологоразведочных работах встречались с отдельными линзами аналогичных песчаников.

Таким образом весь район западной части Донбасса с третичными песчаниками является тем основным районом, который охватывает огромную площадь, и где на данное время установлены многочисленные месторождения динасовых песчаников различного качества.

Что касается других частей Донбасса, то на его территории те нижнетретичные отложения, которые в западной части его образуют сплошные неразмытые слои, в значительной степени размыты и от них остаются лишь отдельные островки, в которых также встречаются и могут встретиться месторождения тех же песчаников, так как эти сохранившиеся островки образуют отдельные части того же горизонта; однако участки эти вряд ли могут быть сколько-нибудь велики. Таковы места развития нижнетретичных отложений с подчиненными им линзами кремнистых песчаников около ст. Лопасная, около ст. «Марьевка», также около Лисичанска и в ряде других мест.

Ниже подведены итоги по данным, которые имелись до недавнего времени, без учета того, что в последние годы должен был сделать Украинский геологоразведочный трест, своих результатов не опубликовавший до настоящего времени (кроме очень ценной работы в районе Ясиноватой и Авдеевки горн. инж. Савченко «Наслідки геолого-розвідкових робіт на кремнясті пісковіки (кварцити) в Донбас в 1928 року». «Вестник Украинского ГРУ», в. 15, 1930).

Район Ясиноватая—Авдеевка (по Савченко)	5 000 тыс. т (А + В + С)
Гришино-Очеретинский район	6 800
Пантелеймоновка	650
Розовка	890
Роя	1 200
Красногоровка	630
Максимилиановка	400
Анновка	300
Рутченково	1 200
Марьино-Новоселовка	450
Селидовка	200

Общая сумма . . 17 520 тыс. т

Эти числа основаны частью на данных разведочных работ, частью на ре-

зультатах подсчета запасов в связи с изучением искусственных обнажений, главным образом, в карьерах, проведенных Институтом прикладной минералогии в 1929 г.

Числа очень велики; геологические запасы, несомненно, значительно больше.

В общем запасы очень велики, однако еще не разведаны в той степени, в какой это требуется промышленностью, качественные же показатели пока не выявлены в той степени, как это необходимо; разведка не сопровождалась изучением распределения по качественным сортам, устанавливаемым технологическими исследованиями, разведываемых песчаников, и хотя имеются качественные показатели, но они не связаны с опробованными месторождениями.

Этот крупнейший разрыв между геологическими данными по месторождению и качественной изученностью динасовых песчаников является тем тормозом, который задерживает рациональное использование этих ценнейших пород, для обеспечения динасового производства и получения высококачественного динаса необходима постановка систематических работ комплексного характера, т. е. производство геологоразведочных работ с поисками и разведкой этих пород в районе западной части Донбасса и одновременно постановка неразрывно связанного с этими геологоразведочными работами изучения технологии этого сырья как в лабораторном, так в ряде случаев и в заводском масштабах.

При постановке и проведении такого рода работ получится совершенно новое представление о качествах песчаников и распределении качества их по месторождениям и частям их, о возможностях и способах использования песчаников по отдельным месторождениям.

Что касается других кремнистых песчаников и кварцитов, которые имеются на территории Украины, то если подходить с той точки зрения, что из всякого кремнистого минерального сырья можно получить динас, то может быть использован ряд других месторождений кремнистых песчаников и кварцитов; однако все они обладают иными качественными показателями, чем кварциты западного Донбасса, и тем более, что

вряд ли возможно в полной мере применить мнение, высказанное в свое время проф. Грум-Гржимайло.

Таковы кремнистые песчаники, также нижнетретичные, но более древние (эоценовые), развитые в ряде мест, в частности в Приднепровье. Однако они отличаются следующими (например, около Трактемирова, Ржищева и в ряде других мест) особенностями. Они принадлежат к типу курских, изученных в свое время инж. Юдинсоном. Отличаются крупностью зерен кварца и присутствием в них кварцевого же цемента. Содержание цемента невелико; кремнекислоты свыше 98—99% — плохой признак, по Энделлю. Условия **крупной** добычи неблагоприятны, так как выше их залегают мощные слои нижнетретичных и послетретичных отложений, а распределение конкреций неправильное и носит случайный характер. Месторождения этих песчаников промышленного значения для динасового производства не имеют.

Аналогичны месторождения докембрийских кварцитов, развитых в районе Кривого Рога и других мест Украины. Даже в случае нахождения их в крупных массах они мало пригодны в отношении своей кристаллической структуры и трудности их перерождения при динасовом производстве; в них содержание кремнекислоты часто выше 99%, крепость их очень велика.

Непригодны также и песчаники, развитые очень мощно среди каменноугольных отложений Донбасса, в связи либо с присутствием в них большого количества полевого шпата, либо с наличием в них кристаллического кварцевого цемента (каменноугольные песчаники Менчутино и Ларино).

Точно так же непригодны в силу своих свойств (кристаллические кварциты) и в силу отдаленности от центров потребления, хотя и с крупными запасами и удобными условиями добычи, овручские кварциты северо-западной части Украины (Волыни).

Подводя итоги сказанному, можно видеть, что на территории Украины нет пока мест с месторождениями песчаников, кроме района западной части Донбасса, которые могли бы быть использованы в крупном масштабе для динасового производства потому, что песчаники и кварциты либо обладают слишком крупной кристаллической

структурой, либо по причине неудобных условий залегания (мощные отложения, покрывающие линзы песчаников и делающие затруднительной его добычу), либо отдаленность от центров потребления.

Что же касается района западной части Донбасса с его мощными месторождениями динасовых песчаников, с удобными условиями залегания, достаточно высокими химическими и структурными особенностями, в удобных транспортных

условиях, то они могут обеспечивать динасовую промышленность сырьем, однако, в случае, если будет налажено комплексное изучение их с производством полузаводских и заводских испытаний кварцитов из уже открытых месторождений, до сего времени полностью не исследованных. Только такой комплексный метод выведет динасовую промышленность Украины из того тяжелого положения, в котором она в данное время находится.

И. С. Кайнарский

К вопросу о технических условиях на кварциты

Динасовая промышленность Украины является одним из основных производителей динаса в СССР и работает исключительно на украинских кварцитах.

История развития производства динаса на Украине показывает, что место постройки заводов определялось в ориентировке на сырьевые базы и заводы работали на местных, тяготеющих к заводу месторождениях.

Так строились заводы Красногоровский, Деконский, Пантелеймоновский и Гришинский.

Вместе с тем сырьевые базы в ряде случаев исчерпаны или близки к выработке.

Натальевское месторождение кварцитов, являвшееся сырьевой базой Деконского завода, выработано. Пантелеймоновское месторождение дорабатывается. Антоновское месторождение лучших в Донбассе кварцитов, потребляемых Красногоровским заводом, в значительной мере исчерпано. В ряде случаев в отдельных месторождениях выработанными являются наиболее высококачественные линзы.

В результате такого положения приходится часто завозить кварциты из месторождений, более отдаленных, например ясиноватские кварциты, на Деконский завод, но все же принцип территориального тяготения завода к тому или иному месторождению кварцита при распределении сырья является и сегодня доминирующим.

Переход всех кварцитных разработок в трест Нерудсталь в сущности не изменил еще этого положения.

Однако требования технологического процесса и ассортимент выпускаемой продукции не всегда совпадают с положенным в основу распределения кварцитов принципом территориальности и тем самым в значительной мере наносят ущерб интересам как производителя, так и потребителя динаса.

Такой принцип был приемлем в довоенное время, когда производство динаса вследствие своего малого масштаба удовлетворялось сезонной заготовкой кварцитов силами деревни, а ассортимент выпускаемого динаса был весьма узок и потому являлось возможным работать на сырье одного месторождения, подчас весьма высококачественном.

Значительно возросший в настоящее время ассортимент производимого заводами динаса, покрывающий потребность как черной и цветной металлургии, так и строек коксовых и стекловых печей требует и широкого ассортимента кварцитов с точки зрения удовлетворения требованиям ОСТ и технических условий на динас и с точки зрения экономии высококачественных кварцитов и максимального использования менее ценных его сортов.

В условиях производства широкого ассортимента динаса требования к качеству кварцитов со стороны заводов весьма разнообразны, усугубляясь для отдельных заводов и специфичностью того или иного оборудования.

Совершенно очевидно, что в существующей усложнившейся обстановке дальнейшее снабжение динасовых заво-

дов «кварцитами вообще» не может быть дальше терпимо и дело завоза сырья должно быть поставлено на твердое основание.

Ставя, таким образом, вопрос, мы сейчас же сталкиваемся с фактом многообразия свойств, определяющих вообще пригодность кварцита для производства динаса, или возможности его применения в силу понижения ряда показателей в качестве компонента в шихте.

Поэтому, для того чтобы динасовые заводы в зависимости от изготавливаемого ассортимента динаса и специфики своего оборудования имели бы возможность выбирать сырье определенного качества, необходимо создание технических условий на поставку кварцитов каждого данного месторождения. Наличие технических условий на поставку кварцитов позволит регулирующим организациям правильно распределять сырье между заводами, что будет способствовать улучшению качества динаса и рациональному использованию кварцитов на Украине.

При определении показателей, которые должны быть оговорены в технических условиях, необходимо удовлетворить двум моментам. С одной стороны, количество их должно быть возможно минимальным, с другой стороны, они должны быть достаточны для характеристики качества поставляемых кварцитов. Исходя из того основного положения, что общая характеристика кварцита того или иного месторождения является известной в результате проведенных предварительных исследований еще до начала разработки новых месторождений, а для старых в результате имеющихся данных их применения заводами, мы выдвигаем нижеследующие характеристики, долженствующие лечь в основу технических условий на кварциты.

1. Показатели внешнего вида:

- а) поверхностная загрязненность кусков примазками;
- б) наличие известковой корки;
- в) кусковатость;
- г) характеристика излома;
- д) макроструктура.

2. Показатели химических и физических свойств:

- а) химический анализ;

- б) водопоглощение, пористость и объемный вес;

- в) размолоспособность.

Этот минимальный перечень характеристик, предусматриваемый техническими условиями, вытекает из следующих соображений.

Поверхностная загрязненность кусков не является неотъемлемым свойством кварцита, а зависит от метода добычи и условий залегания и является фактором, поддающимся регулированию. С другой стороны, наличие поверхностных загрязнений может в значительной степени ухудшить качество сырья или даже сделать его совершенно непригодным для производства динаса. Поэтому ограничение процента поверхностных загрязнений кусков в зависимости от их природы является необходимым требованием технических условий. Наличие известковой корки на кварците является весьма серьезным дефектом сырья, приводящим в иных случаях к полной его браковке. Получающиеся при дроблении кусочки известняка, попадая в сырец, или дают выплавки в изделиях или в случае недостаточно высокого обжига и при большой величине зерен дают дутки, обнаруживающийся при хранении динаса. Совершенно очевидно поэтому включение ограничения размера толщины известковой корки в технических условиях; при потреблении кварцита для изготовления молотых порошков, мертелей и т. д. наличие известковой корки не оказывает своего вредного влияния.

Ограничение размеров кусков вызывается двумя моментами. Верхний предел размера глыб необходимо ограничивать для удобства и возможности транспортировки кварцита с заводских складов в размольное отделение и возможности захвата их дробилкой. Ограничение же нижнего предела есть логическое следствие ограничения количества поверхностных загрязнений при отсутствии на карьерах искусственной очистки кварцитов. Вид куска кварцита в изломе дает целый ряд весьма важных для производственного характеристик. Он позволяет судить о наличии песчаной, выветрелой корки и о количестве в соотношении корки и центрального сливного ядра. В изломе обнаруживается слоистость, наличие трещин, заполненных привнесенными по-

сторонними примесями, отдельные включения и т. д. Таким образом характеристика излома дает представление об однородности сырья.

Макроструктура кварцита в бинокulare при 10—15-кратном увеличении, являясь простым определением, вместе с тем дает ряд чрезвычайно ценных указаний о величине зерен кварца, о наличии пористости, о равномерности распределения зерен кварца в цементе и в первом приближении о соотношении количества кварцевых зерен и цемента.

Таким образом внесение в технические условия ряда характеристик кварцита по его показателям внешнего вида дает весьма важные для производства данные. Определение химических и физических свойств, дополняя данные внешнего вида, необходимо для более полной характеристики кварцита.

По химическому составу техническими условиями должно быть оговорено только содержание кремневой кислоты и полуторных окислов, что вполне позволяет разрешать вопрос о возможности применения данного кварцита для производства того или иного класса динаса по дифференцированному стандарту и вместе с тем ускоряет и удешевляет производство анализа. Химический анализ должен даваться для отмытых от загрязнений кварцитов, учитывая, что определение таковых производится отдельно. Определение пористости кварцита является существенно

необходимым для характеристики степени цементации и выветрелости кварцита, давая косвенно указание на поведение кварцита в процессе производства.

Наконец, весьма важной характеристикой является размолоспособность, определяющая поведение кварцита при размоле и заготовке массы на бегунах и тем дающая возможность судить о применимости кварцита с точки зрения получения правильного гранулометрического состава массы.

Естественно, что необходимость дачи паспорта на кварцит в соответствии с требованиями технических условий требует и организации на карьерах экспресс-лабораторий. Введение паспортации повлечет за собой необходимость предварительной рассортировки кварцитов и их штабелевание для подбора партий. Эти мероприятия сразу внесут в работу карьеров организующее начало в борьбе за качество кварцитов. Заводам со своей стороны необходимо будет реорганизовать складское хозяйство, штабеляя кварциты в соответствии с паспортами, с тем чтобы и расхождение в производство шло применительно к их качеству.

Внедрение технических условий на кварциты в практику снабжения заводов сырьем улучшит качество динаса и позволит рационально использовать имеющиеся запасы кварцитов на Украине.

А. Г. Топунов и В. С. Веселовский

Завальевский графитообогащительный завод¹

В ноябре 1934 г. передан в эксплуатацию Завальевский графитообогащительный завод, являющийся не только самым крупным предприятием графитовой промышленности Союза, но и обладающего несравненно более мощным техническим вооружением по сравнению с другими графитообогащительными заводами. Поэтому его пуск в эксплуатацию, состоявшийся 1 ноября 1934 г., сле-

дует рассматривать, как новый этап в овладении передовой техники, как этап перехода от опытов и исканий к уверенной промышленной деятельности.

Завальевский завод находится на левом берегу р. Буг, в 11 км от ст. Мощеная узкоколейной железной дороги (около 200 км к северо—северо-западу от Одессы), с которой он соединен веткой. Его расположение на самом месторождении в плодородной густо заселенной местности создает особенно благоприятные условия для эксплуатации.

¹ Настоящая статья составлена по материалам правительственной комиссии, назначенной для приемки в эксплуатацию Завальевского завода.

Месторождение образовано свитой графитоносных пород, обнажающихся на берегу Буга и простирающихся в юго-восточном направлении. По простирацию свита прослежена на 1 500 м и имеет мощность 500 м, из которых около 100 м приходится на обогащенные графитом полосы.

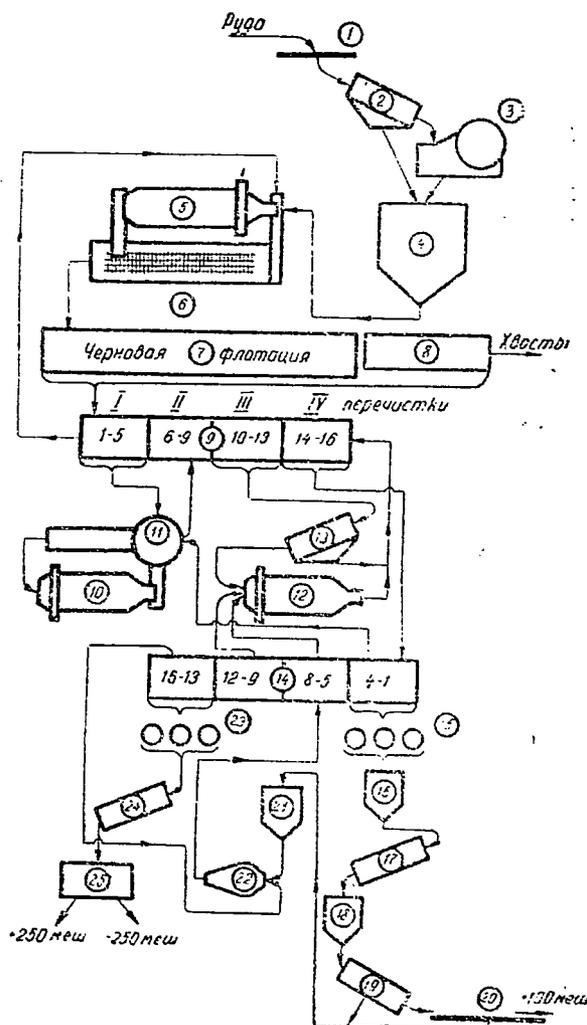
Графитовая руда Завальевского месторождения представляет собой сильно разрушенные (каолинизированные) биотитово-гранатовые гнейсы. Промышленные запасы со средним содержанием графита в 6% определены центральной комиссией запасов в 600 тыс. т. Кроме того, в настоящее время подготавливается к эксплуатации юго-восточное продолжение главного участка с запасом в 2 млн. т; при годовой потребности завода в руде, равной 100 тыс. т, этих запасов хватит более чем на 25 лет.

Для разработки месторождения с берега Буга задано шесть карьеров. Рудные тела покрыты лишь небольшими наносами, мощность которых постепенно возрастает до 30 м по мере удаления от берега. В настоящее время руда добывается только из четырех первых карьеров.

Руда с карьеров подается на завод в вагонетках наклонным подъемником и поступает на колосниковый грохот 1 со щелями 150 мм (фиг. 1). Крупные куски дробятся на грохоте вручную. Из-под этого грохота руда поднимается элеватором в барабанный грохот 2 с отверстиями 25 мм. Верхний класс этого грохота измельчается дробилкой Блэка 3 с разгрузочной щелью 50 мм и, соединяясь с нижним классом, подается в приемные бункера двух флотационных секций. Обе секции имеют одинаковую схему.

Через дно приемного бункера руда подается лотковым питателем в стержневую мельницу Марси 5. Сюда же поступает из расчета на 1 т руды в качестве коллектора керосин (1—2 кг) и известь (3,5—5 кг). Мельница Марси работает в цикле с речным классификатором 6, который выдает продукт—20 меш в черновую флотацию, производимую в 20-камерном аппарате Минеральс-Сепарейшен (камеры 450×450) 7. Вспенивателем служит минское флотационное масло в количестве 0,15—0,20 кг на 1 т руды.

Черновой концентрат подвергается первой перечистке в пяти камерах другого 16-камерного аппарата Минеральс-Сепарейшен 9. Хвосты первой перечистки, так же как и трех следующих, возвращаются в классификатор первой стержневой мельницы. Концентрат же подается в чашевый классификатор 11, который выделяет из него пески для додробливания во второй стержневой мельнице 10. Продукт этой мельницы и слив классификатора подаются во вторую перечистку (4 камеры), концентрат этой перечистки подвергается третьей перечистке (4 камеры) и поступает в ситовой барабан 13 для мокрого сеева на сите 100 меш. Нижний класс барабана идет в четвертую перечистку (3 камеры), а верхний класс предваритель-



Фиг. 1. Схема Завальевского завода

но додрабливается третьей стержневой мельницей 12 и затем соединяется с нижним классом.

Концентрат четвертой перечистки перекачивается в третий флотационный аппарат (16-камерный) 14 для пятой перечистки (4 камеры). Хвосты четвертой и пятой перечисток самотеком поступают в чашевый классификатор 11.

Пятая перечистка выдает валовой концентрат, который обезвоживается на центрофугах 15 и высушивается в сушильных барабанах с внешним обогревом 17.

Высушенный концентрат рассеивается в двух бурах 19 на сите 100 меш; класс+100 меш подвергается контрольному просеиванию на кроватном рассеве 20 на ситах 24 и 100 меш и выпускается под маркой «тигельного» графита; класс—100 меш додрабливается на галечной мельнице Гардинга 22 и трижды флотируется. После этого он вновь обезвоживается на центрофугах 23, высушивается 24 и рассеивается на сите 250 меш 25.

По этой схеме завод начал работать с марта 1934 г. и, постепенно осваивая аппаратуру и особенности завальевской руды, к октябрю достиг производительности 180 т концентрата в месяц, что составляет 50% его проектной производительности. Освоение производства встретило значительные затруднения, обусловленные недостатками проекта и непредвиденными особенностями руды.

Завальевская руда не вполне однородна. Главная ее масса из I, II, III, IV и VI карьеров флотируется сравнительно хорошо, хотя руда, взятая из разных мест, требует неодинакового режима флотации, что значительно осложняет ведение производства. В I, II, III карьерах имеются прослой желтой («железистой») руды, которая флотируется очень трудно и лишь в присутствии депрессантов-электролитов. Затрудненность флотации наблюдается также для руды, взятой из подпочвенных слоев. Весьма вероятно, что это зависит от присутствия в руде гуминовых веществ, вызывающих отравление флотации графита. На это указывает благоприятное действие добавления в пульпу извести, что ведет к улучшению извлечения и главное делает флотацию более устойчивой. Вылеживание добытой руды на воздухе и ее высушивание также способствуют

улучшению флотуемости графита. (Присутствие в руде органических веществ обнаруживается их брожением при лежании мокрой руды на воздухе, как это показал Н. А. Гельд.)

В присутствии извести руда из III и IV карьеров флотируется вполне удовлетворительно, с извлечением более 80% графита. Руда же из I и II карьеров дает извлечение не более 75%, а часто и значительно меньшее.

В V карьере руда кальцитизирована и техника ее обогащения еще не разработана.

Введение в пульпу жидкого стекла оказывает очень сильное положительное влияние на флотацию. Повидимому, при помощи этого реагента удастся флотировать все сорта руды. Это указывает на то, что, кроме гуминовых веществ, депрессия флотации графита может быть обусловлена минеральными коллоидными компонентами руды. Эти коллоиды, коагулируя на поверхности чешуек графита, делают их неспособными флотироваться. Как известно, в присутствии жидкого стекла глинистые тела пептизируются; это должно повести к переходу их с поверхности графита в жидкость, т. е. к уничтожению их депрессирующего действия.

Из изложенного видно, что флотация завальевской руды еще не вполне освоена и потребуются еще большая исследовательская работа для нахождения универсального режима.

Эта работа должна проводиться преимущественно на самом заводе в непосредственной связи с производством.

В настоящее время жидкое стекло следует считать одним из основных материалов, необходимых для успешной работы завода.

К сожалению, снабжение завода жидким стеклом, которого потребуется около 160 т в год, представляет значительные затруднения. Это—одна из причин, мешающих заводу достичь проектной мощности. Другие причины также обусловлены недостатками проекта, которым не были предусмотрены особенности и неоднородность завальевской руды.

Так, оборудование дробильного отделения при первых же испытаниях оказалось совершенно непригодным вследствие склонности руды к слипанию и слеживанию. Благодаря этому элеваторо-

ры и наклонные тетки быстро забиваются и перестают работать; эта руда совершенно неспособна идти самотеком из бункеров к питателям. Любопытно отметить, что эти свойства завальевской руды не были известны до пуска завода благодаря тому, что Механообр, разрабатывавший схему обогащения и составивший проект, получал для исследования не свежую руду непосредственно с карьеров, а высушенную при перевозке. Свойства же руды при высушивании сильно изменяются.

Для обеспечения правильной работы завода дробильное отделение должно быть радикально переоборудовано с учетом липкости руды и благоприятного влияния на обогатимость ее вылеживания.

Транспортное оборудование (насосы и элеваторы) флотационного отделения нельзя считать удовлетворительным, так как благодаря его порче имеет место чрезмерно большое количество простоев. Это затруднение могло бы быть устранено, если бы при планировке здания и размещении аппаратуры был максимально использован принцип самотека. А именно, здание надо было бы расположить уступами; подавая руду на верхний уступ, можно бы было сократить число насосов больше чем вдвое. Рельеф местности для этого весьма благоприятен, но проектом не использован.

Сушильное отделение, оборудованное тремя вращающимися печами, также имеет пониженную производительность. Впрочем, оно еще не освоено и окончательного суждения о нем еще нельзя иметь. Главными недостатками являются неудовлетворительность питания, обусловленная конструкцией бункеров, и образование корок графита на внутренних стенках сушильных барабанов. Последнее внушает особые опасения, так как корки понижают производительность настолько, что если их не удастся устранить, то возможно придется совсем отказаться от сушильных барабанов и заменить их плитами Лаудена. Путь к предотвращению образования корок лишь намечается. Повидимому, для этого должна быть повышена температура передней части барабанов и устроено механическое приспособление, непрерывно очищающее стенки.

В россевном отделении проектом были предусмотрены только два кроватных рассева с ситами 100 и 250 меш. С самого начала это оборудование пришлось пополнить двумя буратами с ситами 100 меш и производить на одном из кроватных рассевов лишь контрольное просеивание тигельного графита на ситах 24 и 100 меш. Другой кроватный рассев с ситами 250 меш имеет совершенно неудовлетворительную производительность.

В настоящее время недостатки обогащительной схемы и проекта исправляются на ходу, что собственно надо считать единственно надежным при отсутствии опыта. Уже выясняются необходимые изменения схемы, которые могут значительно увеличить производительность завода, и можно надеяться, что в ближайшем будущем завод достигнет проектной мощности и даже превзойдет ее. Эти изменения в основном сводятся к разгрузке транспортного оборудования и сушильного отделения. Уже теперь очевидно, что число пересеев (по проекту восемь) может быть сокращено по крайней мере до пяти. Это связано с использованием мокрого рассева для выделения крупной чешуйки (+100 меш) и обработки ее отдельно от мелочи. По проекту мокрый рассев используется только для сгущения пульпы перед додраблыванием, после чего верхний и нижний классы соединяются для совместной флотации. После просушки концентрат вновь приходится рассевать и класс—100 меш направлять на флотацию для дообогащения. Таким образом половина концентрата проходит сушильное отделение 2 раза. Этого можно избежать, если после мокрого рассева мелочь направить непосредственно на дообогащение (ее додраблывание можно производить между двумя флотациями), а верхний класс пустить по прежней схеме.

Такие изменения в схеме флотации потребуют переделок в сушильном и в россевном отделениях. А именно, вместо двух барабанов, просушивающих валовой концентрат для крупного графита, достаточно будет одного. Рассев этого графита также значительно облегчится и сведется к контрольному просеиванию, которое дает лишь небольшое количество мелочи. Только опыт может показать, должна ли эта мелочь под-

вергаться дообогащению или выпуску в качестве готового продукта.

Возможно, что для сушки мелочи также будет достаточно одного сушильного барабана. Это даст возможность иметь третий барабан в запасе, что очень желательно при непрерывности производства.

Проектной схемой не предусмотрен тонкий размол мелочи. Между тем, в результате уточнения требований потребителей оказалось, что класс—100+]-+250 меш не может найти себе рационального применения. Поэтому оборудование завода необходимо пополнить мельницей тонкого размола и воздушной классификацией.

Одновременно с освоением производства деятельно ведется достройка вспомогательных цехов. К 1 октября 1934 г. всего на строительство завода (с рудником) израсходовано 7,5 млн. руб. По генеральной же смете предстоит еще израсходовать около 4 млн. руб. на постройку ремонтных мастерских, пожарного депо, рабочего поселка, клуба и т. д.

Большое значение для работы завода будет иметь установка на электростанции третьего дизеля мощностью 400 л. с., так как большая часть простоев обогатительной фабрики обусловлена мерерывами в подаче электроэнергии.

Пуск в эксплуатацию Завальевского завода позволит, наконец, обеспечить наиболее ответственные области применения графита в промышленности Союза. Его производственная программа на 1934 г. 1 700 т, а на 1935 г. 2 800 т.

Однако, нельзя забывать, что для окончательного успеха Завальевский завод, оборудованный по последнему слову техники, требует от работающих на нем выполнения директив партии, правительства и нашего вождя т. Сталина по освоению техники. Здесь, как нигде эти указания должны проводиться энергично и систематически при овладении работой мощных механизмов завода.

Без этих условий освоение проектной мощности завода будет затруднительно.

Литература

Н. С. Лавровиц и А. В. Гуляева. Прибужский графитоносный район. «Минеральное сырье» № 7, 1929, 794—826.

Б. А. Давидовиц и А. А. Киреев. Обогащение завальевского графита «Минеральное сырье» № 1, 1930, 49—56.

Ф. Д. Бублейников. Графитовый завод в Завалье. «Минеральное сырье» № 4, 1931, 397—399.

Обогащение графитов СССР. Горное изд., 1932, Ленинград. «Сборник отчетов Механобра по обогащению графитовых руд».

И. В. Дубина. Завальевское месторождение графита на 1932 г. «Минеральное сырье» № 1, 1933, 53—58.

Флюзы Урала¹

В то время, когда на юге СССР ведется огромная работа по созданию мощного техничеки-культурного флюсового хозяйства, вопрос о флюсах на Урале до сих пор по-настоящему не поднимался. Здесь еще чувствуется дыхание древесно-угольного Урала, когда вопрос о флюсах не мог являться предметом забот металлургов благодаря небольшому удельному расходу флюсов на тонну металла, большого количества разбросанных мало-мощных заводов, огромного количества известняка и других флюсов, буквально, «под носом» у каждого завода и наличие самоплавких руд.

время разрабатываются около 23 карьеров. К сожалению, эти месторождения мало изучены как со стороны геологии, минералогии и петрографии, так и со стороны химических и механических качеств. Из 23 разрабатываемых месторождений 16 совершенно даже не имеют выявленных запасов. Исходя из общей оценки месторождений известняка и географического расположения крупных центров металлургии, совершенно правильно будет сосредоточить главные разработки в пяти точках: Магнитогорский район, Новотагильский, Надеждинский, Чусовский и район Бакалстрой.

Таблица 1

Наименование	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	S	P	Потеря при прокаливан.
Данные разведок . . .	53,00	3,5	—	—	—	0,01	0,005	—
Данные Магнитогорского завода								
а) для доменного цеха								
1933 г.	49 — 51,5	1,90 — 4,45	0,4 — 1,6	0,84	2,80	—	—	42,8 — 44,3
I кв. 1934 г.	50 — 53,6	0,50 — 2,90	0,15 — 2,30	0,97	3,20	—	—	42,8 — 44,05
б) для мартеновск. цеха								
1933 г.	49,35 — 53,3	2,20 — 10,7	0,15 — 0,25	0,15	0,30	—	—	39,4 — 44,5
I кв. 1934 г.	50,4 — 53,9	0,80 — 5,20	0,10 — 0,20	0,15	0,20	—	—	39,65 — 44,3

И не удивительно, что на известном Уральском съезде доменщиков в 1925 г., наряду с тщательным обсуждением практики доменного дела до мельчайших подробностей, вопрос о флюсах прошел незамеченным.

Теперь же совершенно иное положение. Растет выплавка металла. Если в 1913 г. Урал выплавил около 1 млн. т чугуна, то на 1937 г. намечается около 4,5 млн. т. Производство концентрируется. Если в 1913 г. выплавку в 1 млн. т производили 47 заводов, то в 1937 г. примерно 75% всей намеченной выплавки будет сосредоточено на трех гигантах: Магнитогорском, Новотагильском и Бакальском. Урал почти целиком перешел на минеральное топливо. Сейчас пока исключительно применяется малосернистый кузнецкий кокс и каменный уголь, но в перспективе намечено вовлечение карагандинского более сернистого кокса и еще более сернистого кизеловского. Большинство руд Урала загрязнено фосфором. Вместе с тем на Урал возложена ответственная задача — быть базой высококачественного металла для всей огромной машиностроительной промышленности СССР.

Дошны-гиганты и новое минеральное топливо, новые требования к качеству передела чугуна в сталь заставляют внимательно взглянуть на проблему флюсов и сделать соответствующие выводы.

Урал весьма богат месторождениями известняка. Для нужд металлургических заводов в настоящее

Агаповское месторождение. Месторождение находится в 12 км от Магнитогорского комбината. Запасы известняка в настоящее время определены:

Категории А₂ . . . 142 609 200 т
 » В . . . 22 828 650 »
 А₂ + В 165 437 800 »

Мощные залежи известняка идут на глубину 470 м.

Химический состав известняков можно представить табл. 1.

Средние анализы известняка, поступившие на Магнитогорский завод в 1932 г., представлены в табл. 2.

Таблица 2

Наименование месяца	SiO ₂	R ₂ O ₃	CaO	MgO
Январь	0,22	0,20	51,7	3,44
Февраль	0,47	0,93	50,44	3,99
Март	0,12	0,16	52,09	2,85
Апрель	0,35	0,25	52,25	2,75
Май	0,45	0,32	51,00	3,7
Июнь	0,34	0,27	51,30	3,47
Июль	0,68	0,25	52,20	2,50
Август	0,90	0,44	51,79	2,87
Сентябрь	0,16	0,14	51,95	3,23
Октябрь	0,12	0,17	51,80	3,23

Серы . . 0,02—0,09%; Фосфора . . 0,008 — 0,06%

¹ Краткое извлечение из доклада на сессии Уральского филиала Академии наук в сентябре 1934 г., Свердловск.

Некоторое ухудшение качества известняка в 1934 г. по сравнению с 1932 и 1933 гг. можно объяснить только ухудшенными горными разработками.

Физические свойства можно представить следующими данными:

- 1) твердость 3,
- 2) удельный вес 2,713,
- 3) остаток менее 5 мм после испытания в барабане на истираемость 2,57%,
- 4) температура полной диссоциации 890°.

Эти данные указывают, что агаповский известняк является известняком высоких качеств, целиком укладываемый в 1 сорт стандарта.

Ивановское месторождение. Месторождение находится в 6 км от Старого Тагильского завода. Общие геологические запасы определяются в 29 100 тыс. т. Рядом с Ивановским месторождением находится Лебяжинское месторождение известняка, по качеству сходного с Ивановским. Общие геологические запасы 95 млн. т.

Известняк Ивановского месторождения представляет собой мраморовидную горную породу, плотную. Химический состав представлен в табл. 3.

К сожалению, нет данных по фосфору. В настоящее время точное содержание фосфора устанавливается в Институте геологии и минералогии.

Физические свойства известняка:

- 1) удельный вес 2,722,
- 2) остаток менее 5 мм после испытания в барабане на истираемость 3,16%,
- 3) температура полной диссоциации 907°.

Эти данные по качеству показывают, что ивановский известняк является высокосортным, укладываемым в 1 сорт стандарта.

Богословское месторождение. Месторождение находится в 48 км от Надеждинского завода. Общие запасы 48 600 тыс. т. Качество известняка от-

личается постоянством (табл. 4). Минералогический известняк представляет аморфный карбонат кальция с незначительным количеством опала и бурожелезистых образований. Редко встречаются глинистые прослойки.

Химический анализ богословского известняка представлен в табл. 4.

Физические свойства необходимо изучить. По химическому составу за исключением содержания фосфора — известняк высококачественный и укладываемый в 1 сорт стандарта.

Чусовское месторождение. Месторождение «Белый камень» находится в 2 км от Чусовского завода. Запасы не выявлены, но огромны.

Химический состав чусовского известняка дан в табл. 5.

Что же касается обеспечения известняком Бакальского комбината, то предварительные геологические данные указывают, что наиболее подходящим, очевидно, будет Федоровское месторождение. Из приведенного видим, что те данные, которые имеются сейчас по главнейшим месторождениям Урала, недостаточны для сооружения на них крупных механизированных карьеров. Здесь могут получиться те же результаты, которые получены при механизации Еленовского карьера, ибо произведенная механизация без достаточного изучения месторождения привела к получению худшего качества известняка по сравнению с ручной добычей. Следовательно, необходимо:

1. Форсирование горногеологических изысканий в районах концентрации выплавки металла с целью установления запасов и промышленной классификации на основе детального минерало-петрографического анализа и технологического опробования отдельных пластов, участков и т. п.

2. На основе промышленной классификации произвести выбор метода горных работ, обеспечивающих механизацию процесса добычи и максималь-

Таблица 3

Наименование	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	S	Потеря при прок.
Геологические данные	52,5 — 54,6	0,6 — 0,9	0,4 — 1,1	0,8	3,00	—	—
Анализ средней пробы, взятой на карьере в 1934 г. (Институт геологии и минералогии)	55,11	0,51	0,53	0,08	0,13	0,031	43,59

Таблица 4

Наименование	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	S	P	Потеря при прок.
Геологические данные .	54,13	0,55	0,89	—	—	—	—	42,78
Данные Надеждинского завода								
а) доменный известняк за 1933 г.	54,70	—	1,48	—	0,48	—	—	—
б) мартеновск. известн. за 1933 г.	53,94	0,64	1,44	0,20	1,68	0,02	—	—

Содержание фосфора около 0,025%.

Таблица 5

Наименование	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	S	P	Потеря при прок.
Данные геологических разведок	54,18 —	1,08 —	0,27	—	—	—	—	43,46 —
	55,26	1,44	—	—	—	—	—	43,80
Чусовского завода . . .	52,28	0,74	1,64	2,03	3,4	—	—	42,44

ное качество известняка, ведущее к уменьшению расхода кокса и увеличению производительности печей.

3. Технологическое опробование должно быть поставлено на основе изучения физико-химических свойств известняка в условиях применительно ко всему сложному комплексу доменного процесса. Сюда должны войти (как главные):

а) степень и скорость термической диссоциации в зависимости от минерало-петрографических свойств;

б) изменяемость механических качеств известняка в зависимости от температуры и других компонентов шихты на протяжении всего доменного процесса, с учетом размеров и профиля доменной печи;

в) химическая активность известняка в зависимости от структуры, степени диссоциации и механических свойств.

Поднять качество известняка на должную высоту

27 октября 1934 г. распоряжением т. Гуревича по Главному управлению металлургической промышленности за № 150 отмечено недопустимое отношение ряда заводов к качеству флюсов, выразившееся:

1. В определении замусоренности получаемого известняка «на-глаз» без ситовой пробы (Запорожсталь).

2. В грохочении на сите 30—32 мм вместо нормы технических условий 25 мм (ДЗМО).

3. В разгрузке вагонов лопатами вместо вил, что увеличивает мелочь в известняке.

4. В недостаточном внимании к актам инспекции по вопросу качества известняка и смешивании при разгрузке замусоренного известняка вместе с чистым на общий склад. Отмечено отсутствие по Нерудстали твердой схемы прикрепления заводов к карьерам и в зависимости от качества выпускаемого чугуна к отдельным участкам карьеров.

Нерудстали предложено:

1. Ввести специальный надзор за качеством отгружаемого сырья, привлекая к ответственности за отгрузку недоброкачественного сырья.

2. Представить на утверждение ГУМП согласованную с потребителями схему прикрепления отдельных заводов к карьерам и участкам для снабжения их известняками и доломитами.

3. Заканчить оформление стандартов на известняк и доломит к 1 января 1935 г.

4. Объединению «Сталь» обратить внимание директоров металлургических заводов на необходимость правильной разгрузки и хранения известняка и доломита.

Быстрее реализовать решения сентябрьского совещания хозяйственников тяжелой промышленности

27 ноября ГУМП НКТП за подписью т. Гуревича опубликован приказ № 245, в котором проведен перечень мероприятий по реализации решений сентябрьского совещания хозяйственников. По линии нерудных ископаемых намечено:

1. Ввести в эксплуатацию в IV квартале Каракубское и Балаклавское месторождения известняков.

2. На Магнитке пустить в эксплуатацию дробильную фабрику на Агаповском месторождении известняка и вагранки для обжига доломита.

3. В I квартале 1935 г. ввести в эксплуатацию Нчикитовский доломитовый обжигательный завод.

4. Совместно с Еленовским карьероуправлением разработать ряд мероприятий, обеспечивающих полное освоение первой секции дробильной фабрики и действующего горнотранспортного оборудования.

5. Проверить состояние Студеновского карьера и его готовность к бесперебойному снабжению Новодилецкого завода и завода «Свободный сокол».

6. Проверить состояние Ольгинских кварцитовых карьеров и готовность их к бесперебойному снабжению печей Мигэ Запорожстали.

Вести особое наблюдение за обеспечением достаточными запасами на зиму заводов черной металлургии и огнеупорной промышленности.

Реконструкция промышленности нерудных ископаемых в металлургии

29 ноября утвержден технический проект доломитового рудника Б. Гольма на юге СССР, составленный Южгипрорудой.

26 сентября утвержден технический проект рудника по Каракубскому месторождению известняков с производительностью 1 200 тыс. т известняка в год.

15 сентября утвержден проект реконструкции и промежуточной механизации временного карьера флюсового известняка на южном участке Барсуковских карьеров Тулметстроя. Производительность карьера 450 тыс. т в год.

Н. Н.

Рефераты и библиография

I. TRIFONOW и D. MIREW. «О значении извести при обессеривании железа и стали», «Archiv fur des Eisenhütten», № 6, 1933/34 г. стр. 337—341*.

В статье изложены интересные опыты, дающие материал для суждения о роли извести в удалении серы из железа или стали. Механизм удаления шлаками серы из металла до сих пор недостаточно изучен. Некоторые исследователи приписывают главную роль в удалении серы MnO, другие же CaO. С целью выяснения роли CaO были поставлены следующие опыты:

1. Термический анализ мелкоизмельченной молярной смеси CaO—FeS в атмосфере азота и построение кривой нагревания.

2. Анализ веществ, полученных при нагревании молярной смеси CaO—FeS в атмосфере азота при разных температурах.

3. Исследование поведения CaO по отношению к FeO при высоких температурах.

4. Термический анализ мелкоизмельченной молярной смеси CaS—FeO в атмосфере азота и построение кривой нагревания.

5. Анализ веществ, полученных при нагревании измельченной молярной смеси CaS—FeO в атмосфере азота.

Главнейшие выводы лабораторных опытов можно свести к следующему. Реакция между CaO и FeS начинается около 500°. С повышением температуры кривая реакции сначала экзотенциально идет вверх (фиг. 1) и при 775° достигает высшей точки, отвечающей 39,56% CaS (растворимая сера). При этом следует обратить внимание на следующие очень существенные явления: кривая развивающейся реакции постепенно поднимается, затем при 730° наступает замедление, при 775° кривая достигает высшей точки и тотчас же круто падает, пока при 910°, где смесь уже сильно спекается, достигает низшей точки с 3,8% свободного CaS (растворимая сера). С 910° количество сульфида кальция в реакционной смеси начинает снова быстро возрастать, при 1100° достигает 48,4%, затем медленно переходит при 50% в параллель к абсциссе. Рассматриваемая кривая (фиг. 1), которая представляет переход серы от железа к кальцию, характеризуется двумя крутыми подъемами и резко выраженным понижением, быстро переходящими одно в другое. Это ясно указывает на то, что исследуемая реакция в действительности состоит из трех разных частей, из которых каждая имеет свою характерную кривую (экстраполированное продолжение этих трех частей кривой дано на фиг. 1 пунктиром).

Пунктирная кривая на фиг. 1 дает приблизи-

* От редакции. Ставя одной из своих задач глубокое разностороннее освещение вопросов, связанных с металлургическими флюсами, журнал в дальнейшем будет давать рефераты научных работ, посвященных вопросам взаимодействия основных компонентов флюсующих материалов с компонентами руды и кокса, особенно с вредными примесями—серой и фосфором. Эти работы, связанные с уяснением реакций, происходящих преимущественно в расплавленных жидких фазах или близких к этому, имеют глубокое теоретическое значение не только для металлургов, но и для геологов и минералогов в выяснении различных генетических вопросов. Настоящий реферат является первым из намеченной серии.

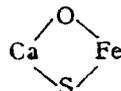
тельное количество свободной извести в исследуемой смеси. При совместном рассмотрении этой кривой и кривой CaS можно сделать следующие заключения о ходе кривой. До 730° реакция между CaO и FeS является реакцией обмена, т. е. идет по уравнению $\text{CaO} + \text{FeS} = \text{CaS} + \text{FeO}$. Но реакция эта не идет до конца, а в интервале температур от 500 до 730° ведет к равновесию. От 730° скорость реакции $\text{CaO} + \text{FeS} = \text{CaS} + \text{FeO}$ падает, реакция временно приостанавливается и при 775° идет в обратную сторону сначала медленно, от 800° быстро, так что выход сульфида кальция при 910° падает до 3,8%. В этом же температурном интервале количество свободной извести резко падает и при 910° составляет только несколько процентов.

Такое одновременное и резкое падение количества CaS и CaO в реакционной смеси между 730 и 910° может быть объяснено только образованием соединения или между CaO и FeS или между CaS и FeO. Для выяснения этого вопроса была нагрята смесь CaS и FeO таким же образом, как нагревалась смесь CaO и FeS. При этом между 730 и 910° не наблюдалось такого резкого падения количества сульфида кальция. При 910° количество CaS в данном случае составляет 75% вместо 3,8% в случае смеси CaO и FeS. Это обстоятельство заставляет предположить, что практическое значение может иметь только соединение между CaO и FeS. И так как при 730° CaO и FeS вступают в соединение между собой (а не обменную реакцию), то они постепенно уходят из смеси, а поэтому реакция $\text{CaO} + \text{FeS} = \text{CaS} + \text{FeO}$ идет в обратную сторону, т. е. справа налево, т. е. CaS и FeO дают $\text{CaO} + \text{FeS}$. Новое соединение между собой дают не только CaO и FeS, бывшие с начала опыта в смеси, но и те CaO и FeS, которые образовались в результате этой обратной реакции. Поэтому следующие две реакции дополняют друг друга:

- 1) $\text{FeO} + \text{CaS} \rightleftharpoons \text{CaO} + \text{FeS}$,
- 2) $\text{CaO} + \text{FeS} \rightleftharpoons \text{новое соединение}$.

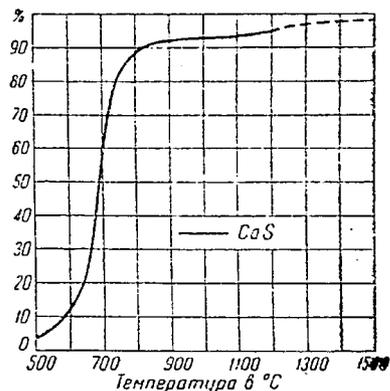
Следовательно, одновременное падение кривых CaO и CaS объясняется тем, что CaO вступает в новое соединение, а CaS—в обратную реакцию.

Скорость этой обратной реакции делается все меньше с падением концентрации CaS и FeO, и реакция останавливается практически еще до того, как весь предварительно образовавшийся (до 730°) CaS израсходуется. Кроме того, около 910° смесь плавится, и ход реакции, обусловливающий образование нового соединения в интервале 730—910°, получает новое направление. Чтобы установить структуру рассматриваемого соединения, следует принять во внимание, что оно при восстановлении, окислении и высоких температурах ведет себя, с одной стороны, как образование из CaO и FeS, с другой—как образование из CaS и FeO. Учитывая эти свойства, следует приписать новому соединению следующую структуру:



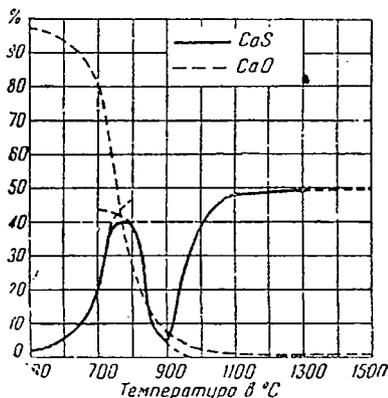
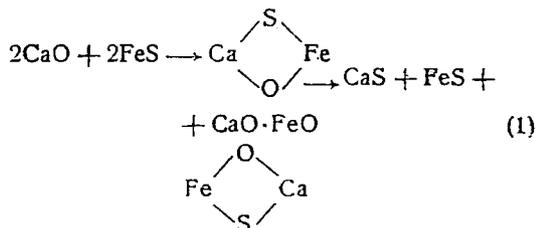
Это соединение $\text{CaO} \cdot \text{FeS}$ получается, как видно из предыдущего, в температурном интервале $730-910^\circ$ в присутствии эквивалентных количеств CaO и FeS . В случае избытка CaO оно не получается (фиг. 2), так как избыточная CaO разлагает $\text{CaO} \cdot \text{FeS}$ с образованием FeO и CaS . И действительно, на кривой (фиг. 2), представляющей количество CaS в смеси $3\text{CaO} + \text{FeS}$ при разных температурах, совершенно отсутствует характерный для образования $\text{CaO} \cdot \text{FeS}$ перегиб. Кроме того, если нагреть молярную смесь CaO и FeS до 910° и полученное вещество (в нем, как видно из фиг. 1 и всего предыдущего, почти отсутствует CaS) смешать с двумя молярными количествами CaO , затем снова нагреть до 910° , в результате удастся получить массу, содержащую $90,70\%$ серы, связанной в форме CaS .

Вернемся к рассматриваемому случаю молярной смеси (фиг. 1). Выше 910° продукт нагревания CaO/FeS сплавляется, и количество связанной с Ca серы быстро увеличивается. При 1100° оно достигает $48,40\%$. Отсюда кривая CaS идет почти горизонтально, приближаясь к 50% . При 1300° положение кривой еще определено опытным путем, далее — экстраполяцией. Казалось бы, что



Фиг. 2

ния 50% распределения серы, т. е. выше 1100° . Таким образом здесь мы имеем не идеальное неподвижное равновесие, а реакцию:

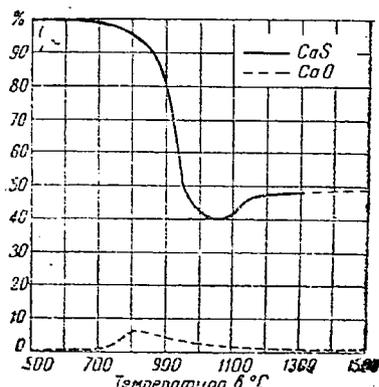


Фиг. 1

с 1100° и выше устанавливается равновесие, при котором S равномерно распределяется между Ca и Fe (50%). Но это не так потому, что в сплавленной выше 1100° смеси удавалось определить свободную известь только в виде следов, хотя согласно предположению она должна бы находиться там в количестве, равном примерно 50% от взятого количества.

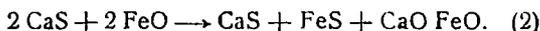
Чтобы найти причину исчезновения свободной извести в реакционной смеси при высоких температурах, были поставлены опыты, в которых смеси CaO и FeO в разных молярных соотношениях нагревались до определенной температуры и затем испытывались на содержание свободной извести фенолфталеином в спиртовом растворе. Опыты показали, что в молярной смеси CaO и FeO количество свободной извести падает значительно уже при 900° , а при 1100° практически исчезает. Это исчезновение показывает, что здесь происходит эндотермическое образование соединения $\text{CaO} \cdot \text{FeO}$. Начинается оно при 900° , и при 1100° уже весь CaO и FeO переходит в $\text{CaO} \cdot \text{FeO}$. Этим объясняется непрерывный обмен между CaO и FeS в рассмотренной нами выше смеси, а тем самым и непрерывное потребление CaO после достиже-

Кривая, полученная при нагревании смеси CaS и FeO (фиг. 3), показывает количество связанной с кальцием серы в каждый данный момент. Здесь нет крутого перегиба между 730 и 1100° с минимальным значением при 910° , что было характерно для смеси CaO и FeS (фиг. 1) и указывало на образование соединения $\text{CaO} \cdot \text{FeS}$. На месте этого перегиба здесь имеется только небольшой нагиб (понижение) между 950 и 1150° . Уменьшение количества CaS здесь делается заметным только выше 800° , но все же и при этой температуре составляет 95% . При этой же температуре свободная известь (а следовательно, и FeS) составляет только 5% . При такой низкой концентрации CaO и FeS соединение $\text{CaO} \cdot \text{FeS}$ образуется очень медленно, тем более, что вследствие отсутствия большого количества FeS значительно труднее идет спекание. Все же около 1100° создаются усло-



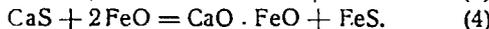
Фиг. 3

вия для эндотермического образования $\text{CaO} \cdot \text{FeO}$, и реакция идет по уравнению:



К завершению реакция приходит только выше 1100° , когда масса уже расплавлена. Продукты нагревания обеих смесей, если судить по окраске, внешнему виду и кристаллической структуре одинаковы.

С металлургической точки зрения особенно интересно поведение CaO и FeS , а также CaS и FeO при температурах выше 1200° (температура расплава в доменной и мартеновской печах). Из всего сказанного следует, что обе реакции фактически протекают в одном направлении, а именно в сторону образования $\text{CaO} \cdot \text{FeO}$, что и является концом реакции:



Чтобы доказать правильность этих уравнений, было вычислено по ним количество CaS , находящейся в реакционной смеси для обоих случаев (CaO/FeS и CaS/FeO), а затем полученные данные проверены опытным путем при 1100° , приведенных в таблице.

Полученные расхождения незначительны.

Наибольшие отклонения в смеси с большим количеством CaO следует объяснить тем, что такая смесь тугоплавка, реакция же идет до конца только в равномерно расплавленной массе.

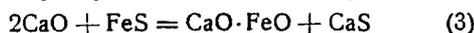
Таким образом уравнения (3) и (4) подтверждены опытом. Они имеют большое практическое значение, так как произведенный по ним расчет дает представление о поведении серы при разных соотношениях компонентов. Например, в смеси $2\text{CaO}/\text{FeS}$ вся сера полностью переходит в соединение с кальцием, в смеси $\text{CaS}/2\text{FeO}$, наоборот, вся сера переходит в железо. Если в системе избыток (считая по уравнению) CaO , FeS , CaS или FeO , то избыточные количества снова находятся неизменными в славе.

Существенные для технического обессеривания выводы заключаются в следующем:

1. Из уравнения (3) непосредственно следует, что главная роль в обессеривании железа принадлежит CaO (в шлаке). По закону действующих масс степень обессеривания

$$\left(\frac{\text{сера в виде CaS (в шлаке)}}{\text{сера в виде FeS (в железе)}} \right)$$

возрастает пропорционально количеству CaO :



$$K = \frac{[\text{CaO} \cdot \text{FeO}] [\text{CaS}]}{[\text{CaO}]^2 \cdot [\text{FeS}]} ; \frac{[\text{CaS}]}{[\text{FeS}]} = K \frac{[\text{CaO}]^2}{[\text{CaO} \cdot \text{FeO}]}.$$

Это практически уже доказано Köhler в мартеновской печи.

2. Закись железа (FeO) мешает реакции (3). Это объясняется тем, что образуется соединение $\text{CaO} \cdot \text{FeO}$, концентрация CaO падает и реакция замедляется. При слишком большом количестве FeO реакция может пойти по уравнению (4).

Мол. CaO	Мол. FeS	Мол. CaS	Мол. FeO	% S, связанный в виде CaS по расчету	То же по опыту
3	1	—	—	100	94,20
2	1	—	—	100	92,61
1,72	1	—	—	85,03	82,31
1	1	—	—	48,78	48,65
1	2	—	—	16,07	14,80
—	—	1	1	49,89	46,33
—	—	2	3	24,0	22,40
—	—	1	2	0	0,44

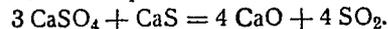
3. По уравнениям (2) и (4), при высоких температурах CaS при наличии свободной FeO может совсем или отчасти превратиться в FeS , который перейдет снова из шлака в железо. Но имеющаяся постоянно в шлаке избыточная известь связывает FeO , давая соединение $\text{CaO} \cdot \text{FeO}$. Поэтому возвращение серы к железу вследствие влияния свободной закиси железа не может иметь места при достаточно богатом известью шлаке.

4. Благоприятное влияние раскислительных и восстановительных средств на обессеривание (Al , Mn , Mg , Si , C и др.) объясняется: 1) тем, что они путем отнятия кислорода уничтожают или уменьшают FeO , которая по реакциям (2) и (4) противодействует обессериванию; 2) тем, что они путем восстановления разрушают соединение $\text{CaO} \cdot \text{FeO}$, а тем самым освобождают CaO , которая снова вступает в реакцию обессеривания по уравнению (3).

5. Из уравнения (3);

$$K = \frac{[\text{CaO} \cdot \text{FeO}] [\text{CaS}]}{[\text{CaO}]^2 [\text{FeS}]} : \text{FeS} = K \frac{[\text{CaO} \cdot \text{FeO}] [\text{CaS}]}{[\text{CaO}]^2}.$$

Отсюда видно, что не только обогащение шлака известью, но и удаление CaS способствуют обессериванию (т. е. уменьшают FeS). Удаления CaS можно достигнуть, создавая окислительную среду или вдувая воздух в шлак, но целесообразнее делать это, прибавляя точно рассчитанное количество гипса. При этом освобождается CaO :



Опыты Köhler показали, что умеренное прибавление гипса при основном мартеновском процессе не вызывает возвращения серы в металлическую ванну.

Р. С. Фридман

EROS M. SAVAGE «Prospecting for Gold and Silver». Mc Grow-Hill Book Co, New York and London, First Edition, 1934 г., цена 2,5 долл., стр. 307, рисунков в тексте 98.

Книга предназначается, как указывает автор в своем предисловии, для мало опытных искателей золота, не обладающих специальными знаниями по горному делу, с одной стороны, а с другой — располагающих ограниченными средствами, которым в силу этого приходится все делать собственными руками. Поэтому в книге изложен весь цикл необходимых знаний в горнопоисковом деле

на золото, начиная с аздов, изложенных в легкопонятной, доступной форме, причем автор с чисто американской деловитостью главное внимание сосредоточивает на практической стороне дела, не вдаваясь ни в какие теоретические подробности. Форма изложения в виде вопросов и подробных ответов по мнению автора наилучший метод преподавания взрослому слушателю.

Первая глава книги посвящена нахождению золота в природе, главным образом в различного типа россыпях, и описанию устройства и применения тех примитивных золотопромывочных аппаратов, которые доступны малосостоятельному искателю золота, как то: чаши, рокера и шлюза. Что же касается более совершенных устройств вроде драг и гидравлических установок, то таковые автор совсем не рассматриваются, как требующие больших капиталовложений. Особое внимание уделяется подсчету выработанной массы в различных горных выработках при добыче песков и содержанию золота в руде с переводом различных мер объема и веса в метрические.

В главе о минералогии и петрографии даны элементарные понятия о минералах и горных породах, наиболее распространенных в золотоносных областях, о химическом составе и опробовании важнейших минералов по их физическим свойствам и, наконец, довольно подробно приведены химические реакции на золото как сухим, так и мокрым путем в условиях походной лаборатории.

Глава «Горное законодательство» посвящена горным законам, существующим в различных штатах Северной Америки, которыми нужно руководствоваться предпринимателю для закрепления за собой прав на открытое месторождение золота и на право разработки.

Несколько страниц книги посвящены главе «Юридические операции», т. е. как писать деловые письма, делать заявки, составлять контракты, организовывать товарищества для разработки россыпей и пр.

В главе «Съемка» довольно подробно изложена компасная съемка, составление планов, профилей, разбивка в натуре заявок, отводов, мест заложения горных выработок и пр., все с помощью компаса, рулетки и определения расстояний шагами.

В главе «Взрывчатые вещества» трактуется о их применении в разведочно-поисковом деле, о детонаторах, способах употребления, хранения, перевозки этих материалов и пр.

Далее автор, придавая большое значение опробованию и оценке месторождений, в главе «Опробование и оценка руды», которой посвящены 74 стр., довольно подробно на конкретных примерах рассматривает способы опробования месторождения, определения средних проб и подсчета запасов золота и серебра с нанесением результатов на план.

В условиях капиталистической страны немаловажное значение, а часто и решающее имеют купля и продажа предприятий, и поэтому автор дает целый ряд советов, чем нужно руководствоваться и на что обращать особое внимание при покупке заявок, рудников или заброшенных предприятий, чтобы не сделаться жертвой недобросовестных махинаций, широко практикуемых в этом деле.

В главе «Первая помощь» говорится об оказании первой помощи при несчастных случаях, как то: при порезах, переломах костей, ожогах, отравлении и пр. с перечнем средств и медикаментов.

В заключительной главе «Разное» собраны различные практические указания, которыми необходимо руководствоваться во время пребывания на работе в диких местах, например, как очистить воду для питья, найденную в пустыне, какое желательнее иметь снаряжение, как устроить спальные мешки и др.

Несомненно, книга полезная, составлена толково и дает много практических советов, которые необходимы начинающему золотоискателю. Полагаю, что и в наших условиях книга может оказать большую услугу как старателям, так и другим лицам, заинтересованным в этой работе, но не имеющим специальной подготовки.

В. Г. Орловский

БУКАНОВСКИЙ. К вопросу о диалектике развития земли. Сборник «За марксистско-ленинскую перестройку геологоразведочных наук».

Дать марксистский анализ современных геокосмогонических и геотектонических теорий—задача и исключительно трудная и исключительно важная. Большая заслуга ленинградской группы Седигерана ЦНИГРИ и заключалась в том, что эта группа пыталась широко и конкретно произвести критическую ревизию основных понятий и категорий современной геологии и заложить новые вежи в большом деле разработки марксистской геокосмогонии.

Первая попытка оказалась неудачной. У группы Седигерана ЦНИГРИ не было ни времени, ни достаточной подготовки, чтобы проработать колоссальный фактический материал современной науки. Им казалось, что можно одним ударом расправиться с метафизикой в современной геологии, что достаточно знания общих законов диалектического развития природных процессов для того, чтобы создать новую, подлинно марксистскую геокосмогонию. Они забыли, что Ф. Энгельс, приступая к «Диалектике природы», подвергнул себя, по его выражению, «восьмилетнему линянью», усиленно занимаясь естествознанием и математикой. Неудивительно поэтому, что Седигеран ЦНИГРИ не справился со своей задачей и на-

делал ряд ошибок в трактовке как специальных, так и методологических вопросов.

Эти ошибки следующие.

1. Игнорирование стихийной диалектики в геологических науках. Факты геологических наук подтверждают диалектический характер природных процессов, диалектика геологических фактов находит свое отображение в стихийной диалектике геологических теорий¹. Если нет

¹ «Над всем нашим теоретическим мышлением господствует с абсолютной силой тот факт, что наше субъективное мышление и объективный мир подчинены одним и тем же законам и что поэтому они не могут противоречить друг другу в своих конечных результатах, а должны согласоваться между собой». Диалектика природы, стр. 34. Даже «неправильные представления (если отвлечься от погрешностей наблюдения), — писал Ф. Энгельс, — являются в конце концов правильными представлениями о фактах. Факты остаются, если даже призванные для истолкования их взгляды оказываются ошибочными». Диалектика природы, стр. 256.

никакого материала по диалектике развития земли², то попытка «критической ревизии» основных понятий и категорий современной геологии, попытка «построения» диалектической геокосмогонии совершенно праздное и бесплодное занятие; эти попытки беспочвенны. Даже важнейший познавательный принцип Маркса; «существует только одна наука, эта наука — история», не в состоянии помочь беде, если нет знания фактов, знания их связей, их взаимодействия, их развития.

Увлеченный изгнанием метафизических категорий из современной геологии, не замечая в ней элементов стихийной диалектики, т. Букановский вместе с водой выплескивает и ребенка.

Борьба против метафизики буржуазной науки — это только половина задачи; необходима также борьба за овладение достижениями этой науки. Современные геологические, геотектонические, геокосмогонические теории — это не только «перл метафизики», потому что кроме метафизических классовых наслоений в них содержатся и жемчужные зерна относительных истин.

Тов. Букановский хотел показать кризис геологических наук и не показал. Раз вся современная геотектоника «перл метафизики», — о каком кризисе ее может быть речь? Он не понимает того, что и геологическая наука подобно физике, не будучи в состоянии прямо подняться от метафизического материализма к диалектическому материализму, не будучи в состоянии целиком освободиться от метафизического хлама, тем не менее делает шаг в этом направлении. Надо было показать, что современная геология точно так же, как и физика, «...идет к единственно верному методу и единственно верной философии естествознания не прямо, а зигзагами, не видя ясно своей конечной цели, а приближаясь к ней ощупью»... Надо было показать, что современная геология, как и «современная физика, лежит в родах. Она рождает диалектический материализм...»³.

Тов. Букановский, вместо того чтобы попытаться сделать это, молчаливо солидаризируется с характерным для эпохи кризиса буржуазной науки заявлением геолога Лонгвелля, что современная геотектоника — это «сумасшедший дом»⁴, и обобщает себя надеждой, что предложенная им его собственная геотектоническая и геокосмогоническая теория оздоровит науку, выведет ее из тупика. А между

тем, по сути дела, если продолжить сравнение Лонгвелля, появление этой новой теории свидетельствует лишь о том, что в «сумасшедшем доме», именуемом геотектоникой, число пациентов увеличилось на одного молодого доцента, заболевшего меньшей величиной и непогрешимости.

Значение диалектики для естествознания неоднократно подчеркивалось классиками марксизма: «освобожденная от мистицизма диалектика становится абсолютной необходимостью для естествознания, покинувшего ту область, где достаточны были неизменные категории, эта своего рода низшая математика логики. Философия мстит за себя задним числом естествознанию за то, что последнее покинуло ее»⁵.

«Правильность диалектического понимания все более подтверждается накапливающимися фактами естествознания и это понимание легче воспринимается, если с диалектическим характером этих фактов сопоставить познание закона диалектического мышления. Во всяком случае естествознание находится теперь на такой ступени развития, что оно не может ускользнуть от диалектического обобщения»⁶...

«Революция, на которую теоретическое естествознание толкается простой необходимостью систематизировать массу, накапливающихся чисто эмпирических открытий, заставит даже самого упорного эмпирика признать диалектический характер явлений природы»⁷.

2. **Меньшевистствующий идеализм.** Духовная близость т. Букановского с меньшевистствующим идеализмом нашла свое выражение в игнорировании им важнейшего гносеологического принципа диалектического материализма, формулированного Лениным: «от живого созерцания к абстрактному мышлению и от него к практике — таков диалектический путь познания объективной истины»⁸. И живое созерцание, и практика нередко совершенно выпадают в работе т. Букановского; в лучшем случае они находят себе приют на задворках «логического плана», в роли черной прислуги абстрактного мышления. Между тем живое созерцание факта бытия является первой ступенью на диалектическом пути познания истины; абстрактное мышление — это второй этап; третий этап, который можно назвать контрольным, проверочным по отношению к двум первым — практика⁹.

² «Вследствие отсутствия всякого материала по диалектике развития земли ясна вся трудность и сложность этой задачи («критической ревизии» основных понятий и категорий современной геологии), в которой необходимо руководствоваться лишь одним познавательным принципом, сформулированным Марксом: «существует только одна наука, эта наука — история» (Букановский, стр. 68.)

³ Ленин и. Сочинения, т. XIII, изд. 3-е, стр. 256.

⁴ Как писал В. И. Ленин в отношении современной физики, «кризис... состоит в отступлении ее от прямого, решительного и бесповоротного признания объективной ценности ее теорий». Вторая причина кризиса, породившего «физический идеализм», заключается в неправильной постановке вопроса о релятивизме, об относительности человеческого знания. «Все старые истины физики вплоть до считавшихся бесспорными и незыблемыми оказываются относительными истинами, — значит» никакой объективной истины, не зависящей от человека, быть не может. Так рассуждает... весь «физический идеализм»

вообще. Что из суммы относительных истин в их развитии складывается абсолютная истина, что относительные истины представляют собой относительно верные отражения независимого от человечества объекта, что эти отражения становятся все более верными, что в каждой относительной истине, несмотря на ее относительность, есть элемент абсолютной истины, все эти положения, сами собой разумеющиеся для всякого, кто думал над Анти-Дюрингом Энгельса, представляют собой книгу за семью печатами для «современной» теории познания» (В. И. Ленин. Сочинения, т. XIII, стр. 252—253).

⁵ «Диалектика природы», стр. 3.

⁶ Ф. Энгельс, «Диалектика природы», стр. 272.

⁷ Ф. Энгельс, «Диалектика природы», стр. 270.

⁸ IX Ленинский сборник, стр. 167, 1931.

⁹ Ленинскому пути диалектического познания истины не противоречит замечание Ф. Энгельса о том, что «формой развития естествознания, поскольку оно мыслит, является гипотеза», потому

Не случайны встречающиеся у Букановского идеалистические оговорки, заключающиеся в претензии автора построить в логическом плане объективную диалектику развития земли. Объективная диалектика царит во всей природе; все природные процессы подчиняются ее законам, но субъективная диалектика, т. е. самая правильная форма мышления, самый совершенный познавательный принцип не в состоянии породить какого бы то ни было процесса объективного мира, так как невозможно «сконструировать» реальный мир из мыслей» (Энгельс). Нельзя построить в «логическом плане» ни только объективной диалектики развития земли, но даже объективной диалектики развития мухи, тем более, что над прошлым мы не властны и ничего построить в нем не можем.

Претензия построить в логическом плане объективное развитие мира — это претензия идеалистической философии. Можно построить теорию объективного развития любого объекта — это другое дело. Однако и в построении теории одного логического плана недостаточно. Необходима предварительная работа по сбору фактов, их сопоставлению, по установлению между ними связей, взаимопереходов и т. д., так же, как необходимо последующий очень важный этап — контроль практикой.

Задача реконструкции современной геологии не может заключаться в том, чтобы «поправлять» природу, вносить диалектические законы в природу извне, «а в том, чтобы найти их в ней и из нее их развить»¹⁰. «Лишь постольку наука исходит из природы, постольку она есть действительная наука» (Маркс).

Тов. Букановский поступает как раз наоборот. Беря отправным пунктом «логический план», т. е. факт сознания, а не живое созерцание факта бытия, сочиняя в логическом плане теорию развития земли, в которой нашли лишь формальное отражение основные законы диалектики, он склонен считать свою надуманную, насыщенную «до отказа» диалектическими категориями схему — единственно правильным отображением объективной диалектики развития природы. Фактический научный материал низводится им на роль второстепенной иллюстрации «логического плана», факты, не укладывающиеся в логическую схему, не замечаются или голословно объявляются неверными. Если факт противоречит «логическому плану», то тем хуже для факта. Такая «страусовая» гносеология не имеет ничего общего с диалектическим материализмом¹¹. . . Не природа и цар-

ство человека направляются по принципам, а принципы правильны лишь постольку, постольку они согласуются с природой и историей» (Энгельс).

Формальное отношение автора к основным законам диалектики является результатом непонимания того, что, если все природные явления подчиняются диалектическим законам, то отсюда вовсе не следует, чтобы всякому надуманному единству и борьбе противоположностей, всякому сочиненному в логическом плане переходу количества в качество, всякой умственной спекуляции с «отрицанием отрицания» отвечал бы действительный природный процесс.

Диалектическая категория «перехода в противоположность» также понимается им формально, упрощенчески, как переход в «бытовую» противоположность.

Важнейшие категории материалистической диалектики «самодвижение», «саморазвитие» при той их трактовке, когда игнорируются или отрицаются, как «внешние», связи данного природного явления с другими явлениями — становятся не более понятными, чем «самодвижение» барона Мюльхаузена, поднимающего себя за собственные уши. Движение есть неотъемлемый атрибут материи, форма существования материи: «... в той или иной из форм движения или в нескольких сразу постоянно пребывающей каждый отдельный атом мирового вещества в каждый данный момент»¹². Но «саморазвитие» материи, возникновение количества или качественно нового — это результат взаимных связей явлений внешнего мира, результат универсального взаимодействия бесконечного разнообразия различных форм движения материи. Нет саморазвития без связей. Естественное может познавать явления внешнего мира, только рассматривая их в отношении, в связи друг к другу. «Внешние силы» в естествознании очень часто являются «уловкой языка», служащей для выражения непознанных связей¹³.

Задача заключается не в том, чтобы игнорировать их как мистические категории, а в том, чтобы показать двусторонний их характер и их отношение к одной из форм движения материи.

3. Ошибки в специальных вопросах, допущенные т. Букановским, совершенно не терпимы в работе, изданной под заголовком «За марксистско-ленинскую перестройку геологоразведочных наук». Заглавие обязывает, поэтому тем более недопустимо свои непроверенные, мягко выражаясь, плохо обоснованные¹⁴ взгляды на эволюцию теплоты, квалифицировать, как «логику диалектического развития»¹⁴. Недостаточно отчетливо

что гипотеза не беспочвенна, потому что гипотеза также исходит из живого созерцания фактов бытия (еще недостаточно всесторонне изученных), потому что и ей еще предстоит контрольная проверка практикой. Острые замечания Ф. Энгельса направлены против вулгарного эмпиризма.

¹⁰ «Диалектика природы», стр. 270.

¹¹ Тов. Букановский считал своим долгом «понести» в своей статье все геотектонические и геокосмогонические теории. Но подобно тому как естествоиспытатели не освобождаются от философии, когда игнорируют ее или бранят «Диалектика природы», стр. 25), так и философ не уничтожит научной теории, если он изругает ее. Наука не может обойтись без философии, но и философия не в состоянии заменить положительной науки. Самая отборная ругань по адресу той или

ной научной теории в целях ее опровержения не в состоянии заменить самого маленького факта, противоречащего данной теории.

¹² Ф. Энгельс, «Анти-Дюринг».

¹³ Когда в современном естествознании говорят о «силах», то это не всегда мистика. Не надо забывать, что и Маркс употреблял термин «производительные силы».

¹⁴ Тов. Букановский пишет, например, что «охладжденные» недра земли переходят в расплавленное жидкое и газовое состояние при колоссальной температуре, когда сжатые земные недра попадают в условия расширения, что при этом происходит возврат «якобы к старому к газово-жидкому раскаленному состоянию» (Букановский).

Разбираясь в фактическом научном материале. Начиная философы, преисполненные самых лучших намерений, могут очень легко оказать медвежьей услугой диалектическому методу. Диалектика не китайский болванчик, чтобы кивать головой на всякую нелепость; нужно проявить максимальную осторожность, нужно в совершенстве разбираться в предмете своего исследования, чтобы иметь право сказать о своей вновь предложенной теории: «так говорит диалектика».

Не менее рискована попытка т. Букановского оплодотворить геокосмогонную теорией Эйнштейна. Для этой цели недостаточно быть знакомым с принципом относительности по двум-трем научно-популярным брошюркам. Несколько перефразируя слова В. И. Ленина, можно сказать о такого рода покушениях: «Не прочтут Эйнштейна, поверят тому, что пишут о Эйнштейне, переврают Эйнштейна — назовут борьбой за диалектику»¹⁵.

Намерение автора разработать новую геокосмогонную как историю борьбы притяжения и отталкивания на основе учения Энгельса о формах движения материи закончилось неудачей, благодаря механистическому пониманию той формы движения, которую Энгельс называет „отталкиванием“¹⁶.

стр. 90). Тов. Букановский смутно помнит, что уменьшение давления понижает точку кипения жидкости, что для большинства твердых тел уменьшение давления также несколько понижает их точку плавления. Но он забыл такую очень элементарную вещь, что уменьшение давления не будет сопровождаться повышением температуры тела. Верно, поставив, например, воду «в условия расширения», уменьшая давление, можно, не нагревая воды, добиться того, чтобы она закипела, но при этом температура воды не повысится до 100° С. Уменьшая давление, можно добиться и, что под колоколом воздушного насоса вода закипит при 0° С и никакой «колоссальной температуры» при этом не разовьется. Больше того, переход системы из «условий сжатия» в «условия расширения» должен сопровождаться понижением температуры системы. И как раз это положение лежит в основе конструкции приборов, служащих для сжижения газов (например, в приборе Линде).

В общем во взглядах т. Букановского на «эволюцию теплоты» очень мало логики диалектического развития, гораздо яснее в них проглядывает «невинность» автора в элементарных вопросах физики.

¹⁵ В. И. Ленин писал о приеме, к которому прибегали русские махисты в их попытках «развить» и «пополнить» Маркса: «Прочтут Оствальда, поверят Оствальду, перескажут Оствальда, — назовут это марксизмом. Прочтут Маха, поверят Маху, перескажут Маха, — назовут это марксизмом. Прочтут Пуанкаре, поверят Пуанкаре, перескажут Пуанкаре, — назовут это марксизмом, См. Ленин, сочинения т. XIII, издание 3-е, стр. 280.

4. „Революционное ребячество“ в статье т. Букановского появляется в том, что в ней проскальзывает намерение навязать отдельным природным процессам более быстрые, „революционные“ темпы, чем это имеет место в действительности. Та же черта появляется и в „пришивании“ буржуазной геологии таких метафизических грехов, в которых она неповинна ни сном, ни духом. Природа дает достаточно ярких примеров „революционных“ качественных переходов в результате накопления количественных изменений, а в современных геологических теориях достаточно метафизических элементов, чтобы присочинять им новые преступления против диалектики. Внесением в логический план исследования природных явлений большего движения, сумятицы, суесть, «революционных» переходов, конечно, ни мало не влияет на действительный ход природных процессов. Если же т. Букановский воображает, что такое «революционизирование» логического плана способствует „внедрению“ диалектического метода в науку, то он ошибается. Не следует забывать, что „у истории собственный темп движения и какой бы диалектический вид не имел ход ее, но диалектике приходится часто довольно долго дожидаться истории“¹⁷.

В заключение мы должны признать, что методология т. Букановского идеалистическая, а не материалистическая. Та естественно-историческая методология, которой пользуется рядовой геолог в своих исследованиях природных процессов, отправным пунктом которой служит само природное явление, для объяснения которого он строит ту или иную рабочую гипотезу и снова обращается к фактическому материалу для ее проверки и усовершенствования, — значительно ближе вышеприведенному ленинскому гносеологическому принципу, чем методология самого т. Букановского, отправной пункт которой — логический план.

В одном мы согласны с т. Букановским и именно в том, что необходимо советским геологам сознательное и глубокое овладение марксистско-ленинской методологией. Незнание диалектики является помехой, тормозом научной работы; диалектика была и остается самой правильной формой мышления. Но работу по пропаганде и освоению диалектического метода надо сочетать с усиленной работой по овладению достижениями буржуазной геологии, производя в процессе этой работы критическую ревизию ее понятий, ее теорий, с тем, чтобы освободить их от метафизических искажений, обусловленных классовой природой самой науки.

Ф. Абрамов

¹⁶ Ф. Энгельс рассматривает и теплоту как особую форму „отталкивания“ (см. например, „Диалектику природы“, стр. 170), тогда как т. Букановский со своим „воскрешением теплорода“ и со своей теорией эволюции теплоты совершенно запутался.

¹⁷ Ф. Энгельс, «Диалектика природы», стр. 203.

Е. SCHLABACH и F. BUSSEN, Warenprüfung „Испытание товаров“ — Справочная книга для закупки и приемки материалов и оборудования, применяемых в горном деле и смежных отраслях. 1934 г., ч. 22, 50 мар.

Изданная книга, являясь полной сводкой норм, технических условий поставки и приемки материалов и оборудования, применяемых в горнодобывающей промышленности, подробно освещает также и методы испытаний и способы оценки названных видов материалов и оборудования. Книга одинаково пригодна для заводского приемщика, для инженера-монтажиста на производстве, для проектанта-сметчика, для калькулятора и снабженца.

Приводимые в книге сведения в большинстве своем, еще нигде не будучи опубликованы в печати, частично рассеяны в различного рода учебных и справочных пособиях, в печатных выпусках различных промышленных объединений, проектных контор и организаций.

Материал, обобщенный и систематизированный в данной книге, заимствован в основном из печатных бюллетеней следующих организаций: 1) Германского комитета стандартов и норм, 2) Государственного германского комитета товарных кондиций, 3) Германского комитета испытаний технических материалов, 4) Германского союза электротехников, 5) Комитета промышленных производств и др.

Литература этих организаций достаточно обширна, и ценность настоящей книги заключается в умелой систематизации весьма большого материала указанных первоисточников и удачном выборе системы классификации материала. Составители рецензируемой книги отступили от интернациональной десятичной системы классификации, а также от классификации Heise-Herbert, широко принятой в горном деле. Принятая ими здесь классификация исходит из числовых обозначений групп и подгрупп различных материалов, принятой на предприятиях системы учета материально-имущественных ценностей. Каждая группа материалов в данной системе является открытой, допуская продолжение в случае надобности. Книга начинается с общей части, где рассматривается значение материала в горном деле, необходимость испытания задачи испытаний, изучение материалов эксплуатации, затраты на испытания, запросы и заказы, взятие проб на испытания, приемка и ее условия, нормы и стандарты и дается описание деятельности Германского комитета стандартов и норм, отдела Комитета норм для горного дела и других организаций.

Во второй части книги описываются измерения и испытания; последовательно рассматриваются вопросы, связанные с осмотром, определением количества и веса, измерения длины, нормы точности — допуски, допуски в объеме, способы измерений, испытание твердости, опре-

деление твердости по Бринелю, испытание твердости на нагрузку, на падение, на удар, испытания прочности, отдельно испытание проволок, макроскопические исследования, испытания на излом, микроскопические исследования оборудование и устройство испытательных кабинетов.

Третья часть книги — материальная. Начинается эта часть описанием различных железных товаров — нормальные профили, листовые стали, материалы железных дорог (шпалы, рельсы, шины, стрелки), проволоки и проволочные изделия (канаты, гвозди, цепи, винты-болоты, гайки, мелкий железный товар, заклепки, штыри, шпильки и т. д.), вентиляционные трубы, желоба, инструменты (топоры, напильники, рашпили, пилы, кирки, молотки, кувалды, лопаты, слесарные инструменты и т. д.). Самостоятельной подгруппой в этой главе является описание трубопроводов и принадлежностей к ним, как то: трубопроводы сжатого воздуха, трубы, фланцевые соединения, связывающие части и т. д., отводные трубопроводы, водо-трубопроводы, газотрубопроводы, паропроводы, буровые трубы и штанги.

В четвертой части приводятся данные об испытании и приемке машин, употребляемых в горном деле и связанных с механизмами материалов. Последовательно детально рассматриваются машины, связанные с добычей и разработкой: компрессоры, перфораторы, лебедки, буровая сталь, шахтные подъемники, турбовоздушные лебедки, электрические лебедки, насосы, вентиляторы погрузочно-разгрузочные машины и транспортеры. Отдельно рассматриваются цветные металлы, электроматериалы, различные строительные материалы, дерево и поделки из него, смазочные масла, химикаты, резина, бумага, кожа, пластмассы и т. д.

В условиях Союза рецензируемая книга не может быть полностью взята как справочник. Развитие горного дела в Союзе шло и, продолжает в ряде отраслей итти, по путям англо-американского стандарта и технической нормировки, далеко не совпадающих с нормами Германии. И надо отметить, что, несмотря на государственно узаконенные стандарты материалов и измерений в десятичной системе, практика нашего горного проектирования и снабжения еще весьма прочно связана с англо-американским стандартом материалов и оборудования. Последнее обстоятельство намечает некоторый предел широкому использованию в советских условиях этой хорошей немецкой книги. Целиком переводить эту книгу нельзя, но использовать некоторые главы книги и самую классификацию, принятую авторами, представляется вполне желательным.

Б. П. Некрасов

Огнеупоры в металлургии

Библиографический указатель материалов на русском и иностранных языках за 1929—1934 гг.
Составлен библиотекой Геомина

Кварцит

Месторождения

1. Горностаев Н. Н. Цветные и белые глины и кварциты Прииртышья. «Мин. сырье» № 3, М., 1930, стр. 309—314.
2. Кассин Н. Г. Краткий геологический очерк северо-восточного Казакстана. Геолиздат, М. — Л., 1931, 77 стр. («Труды ВГРО», вып. 165).
3. Козловская А. Н. Овручские кварциты Словечанско-Овручского района на Воляни. «Мин. сырье» № 1, М., 1931, стр. 3—15.
4. Кузнецов И. Г. Геолого-петрографический очерк месторождения магнетитовых кварцитов по р. Западной Липице на Кольском полуострове. Геолразведиздат, М. — Л., 1932, 42 стр. («Труды ВГРО», вып. 233).
5. Низковский П. Кварциты. В кн. «Сырьевые и топливные ресурсы Ленинградской обл.». Под общ. ред. акад. А. Е. Ферсмана. Л., 1932, стр. 127.
6. Влодавец В. И. Кварцит (Мурманский округ Ленинградской обл.). Справочник «Полезные ископаемые Ленинградской области и Карельской АССР», ч. I. Ленинградская обл. Ленинградский ГРТ, 1933, стр. 380—381. С картами.
7. Замятин П. М. Ресурсы сырья, топлива и флюсов в районе Красноуральского комбината. «Цветные металлы» № 4, 1933, стр. 27—37.
8. Кукюлев Г. В. и Таубин Г. В. Кварциты «Лозовая Балка». «Огнеупоры» № 4, 1933, стр. 15—23.
9. Лучицкий В. И. Полезные ископаемые Украины. Гос. научно-техническое горное из-во, М. — Л., 1933, 159 стр. С картами.
10. Мурашов Д. Кольский полуостров как рудосырьевая база. «Разведка недр» № 1, М., 1933, стр. 13—15.
11. Некрасов Н. Н. Минеральное сырье алюмосиликатной и строительной промышленности Восточной Сибири. М. — Иркутск, 1933, стр. 1—96.
12. Осмоловский М. Г. Песчаники и кварциты. Справочник «Полезные ископаемые Ленинградской обл. и Карельской АССР», ч. I, Ленинградская обл. Горгеолиздат, Л. — М. — Новосибирск, 1933, стр. 93—114.
13. Писцов А. Д. Стройматериалы, огнеупоры и флюсы Кузнецкого металлургического завода. Минеральносырьевая база Кузнецкого металлургического комбината им. И. В. Сталина. Сборник статей, Томск, 1933, стр. 206—219.
14. Фомичев И. А. Потребность кузнецких металлургических заводов в минеральном сырье. Минеральносырьевая база Кузнецкого металлургического комбината им. И. В. Сталина. Сборник статей, Томск, 1933, стр. 11—12.

15. Фредерикс Г. Н. и др. Геологический очерк района Вышкурского водохранилища на р. Чусовой. «Трубы ВГРО», вып. 228, 1933, стр. 3—51.

16. Чхотуа Г. Кварциты. В кн. «Минеральные ресурсы СССР Грузии». Под общ. ред. С. А. Годабрелидзе. Тифлис, 1933, стр. 345—347.

17. Семенов Н. П. Месторождения железистых кварцитов как рудная база. «Горный журнал» № 7, М. — Л. — Новосибирск, 1934, стр. 38—40.

18. Agar Wm. M. The quartzite of Rottlesnake Hill. North Canaan, Connecticut (Кварцит из Коннектикута). «Am. J. Sci.», 1931, 21, p. 409—421.

19. Dittler E. u. Hibsich J. E. Ueber basaltische Zersetzungsprodukte und die Bildung von Quarzit (О продуктах разрушения базальта и об образовании кварцита). Tschermak Miner. Petrogr. Mitt., 1928, 39, H. 1/2, S. 45—75.

20. Kirk E. Eureka quartzite of the Great Basin region (Кварцит из района «Great Basin» Невада). «Am. J. Sci.», 5th ser., 1933, v. 26, p. 27—44.

21. Santmyers R. M. Quartz and silica. II. Quartz, quartzite and Sandstone (Кварц и кремнезем. II. Кварц, кварцит и песчаник). «Burg. Mines. Information Circ.» 6473 (1931), p. 20.

22. Singewald, Quentin D. Depositional features of the «Parting» quartzite near Alma, Colorado (Характер отложений «промежуточного» кварцита в Колорадо). «Am. J. Sci.», 1931, 22, p. 404—413.

Исследование и технология

23. Cole, Sandford S. Effect of firing at 1500° C on the porosity and specific gravity of quartzites (Влияние обжига при 1500° C на пористость и удельный вес кварцитов). «Jl. Amer. Ceram. Soc.», 1932, 15, № 2, p. 87—95.

24. Parmelee C. W. a. Amberg C. R. The solubility of quartz and clay in feldspar (Растворимость кварца и глины в полевошпате). «Jl. Amer. Chem. Soc.», 1929, 12, Nov., p. 699—710.

25. Tadukoro I. The transformation heat of quartzite and its thermal expansion behavior at the transition point (573°) with special reference to the quality of quartzite for silica brick (Изменения нагрева кварцита и его тепловое расширение при переходной температуре (573°) и специальные данные о качестве кварцита для кремнеземного кирпича). Abstracts of Papers World Eng. Congr. Tokyo, 1929. Paper № 83. «Building Sci. Abstracts» (N. S.), 161—163 (1929).

26. Будников П. П. Методология исследования кварцитов. «Керамика и стекло» № 10, М., 1929, стр. 381—382.

27. Гезбург Л. А. Исследование кварцитов, предназначенных для выработки динаса на новом динасовом заводе в Пантелеймоновке. «Мин. сырье» № 3, М., 1930, стр. 366—372.
28. Деринг Ф. О применении некоторых исходных материалов для изготовления динаса. «Строительные материалы» № 5, М., 1930, стр. 32—35.
29. Степаненко М. Г. и др. Опыт применения русских кварцитов для изготовления динаса. Гостехиздат, М., 1930, 27 стр. («Труды Института строительных материалов», вып. 33).
30. Смелянский И. С. и Френкель А. С. Изготовление первосортного динаса для нужд сталеплавильных производств из кристаллических кварцитов криворожских месторождений. Техиздат, Харьков, ДВОУ, 1931, 18 стр. («Труды Украинского института силикатной промышленности», вып. 18).
31. Судовиков Н. Г. Материалы к петрографии центральной Карелии. Л., 1931, 15 стр. («Изв. ГГРУ», т. 50, вып. 51).
32. Егоров Гр. К вопросу обогащения железистых кварцитов Старооскольского района КМА. В кн. «ЦЧО в системе производ. сил СССР», т. I, Воронеж, 1932, стр. 83—100.
33. Егоров Г. Об использовании железистых кварцитов Курской магнитной аномалии для доменной плавки. «Горный журнал» № 5, М.—Л., 1932, стр. 24—32.
34. Панков Д. П. Кварцитовидные песчаники для динасового производства. В кн. «ЦЧО в системе производ. сил СССР», т. I, Воронеж, 1932, стр. 327—329.
35. Перель С. Перспективы развития черной металлургии ЦЧО во втором пятилетии. В кн. «ЦЧО в системе производ. сил СССР», т. I, Воронеж, 1932, стр. 176—185.
36. Смелянский И. и Жихаревич Н. И. Качество динасового коксового припаса Краснорского завода. «Огнеупоры» № 8, М., 1934, стр. 13—17.
37. Тимофеев В. М. К вопросу классификации кварцевых осадочных пород. Л., 1932, 11 стр. («Изв. ВГО», т. 51, вып. 78).
38. Будников П. П. Исследование кварцитов полтавского яруса района Очеретино. «Мин. сырье» № 5, 1933, стр. 20—26.
39. Будников П. П. и Смелянский И. С. К применению черного динаса в мартеновских печах. В кн. «Огнеупоры в металлургии». Под ред. проф. О. Л. Певзнера. М.—Л.—Свердловск, 1933, стр. 68—81.
40. Гейслер А. Н. и Журавлев В. Ф. Исследование третичных кварцитов северо-восточного Казакстана как сырья для изготовления динаса. «Информационный технический бюллетень ЦНИГРИ» № 3—4, Л., 1933, стр. 4—5.
41. Дуброва Б. Характер железистых кварцитов и руд Курской магнитной аномалии (район Старооскольский). «Труды III Всесоюзного совещания по черной металлургии». Геологоразведиздат, М.—Л., 1933, стр. 65—68 («Труды ВГО», вып. 307).
42. Кристаллические кварциты для производства динаса. «Новости техники» № 69 (324), 1933, стр. 15.
43. Половинкина Н. И. Описание кристаллических пород листа XXVII—II. «Труды ВГО», вып. 294, 1933, стр. 45—112.
44. Смелянский И. С. Производство динаса (Огнеупорные изделия из кварцевых пород). 3-е доп. и испр. изд. Госстройиздат, М.—Л., 1933, 124 стр.
45. Караянпуло К. А. Производство коксового динаса из билимбаевских кварцитов. «Огнеупоры» № 6, М., 1934, стр. 38—48.
46. КукOLEV Г. В. и Шмуклер К. Исследование и классификация механических свойств кварцитов. «Огнеупоры» № 7, М., 1934, стр. 20—23.
47. Мамыкин П. С. и др. Динасовый кирпич из уральских кварцитов с различным минерализаторами. «Уральская металлургия» № 4—5, М.—Л.—Свердловск, 1934, стр. 71—79.
48. Будников П. Огнеупорный припас в коксовом деле. В кн. «Строительные материалы», сборник 2, М. (б. г.), стр. 33—37.

Магнезит Месторождения

49. Кузьмин А. М. Магнезит в Запсибкрае. Изд. ЗСГРТ, Томск, 1932, стр. 46—48 («Вестник Западносибирского ГРТ», вып. 2).

50. Аргаматов Н. Н. Белорецкие месторождения магнезита. «Соц. хозяйство Башкирии» № 7—8, 1933, стр. 88—90.

51. Корженевский А. Хромистый железняк по рр. Большой и Малой Лабе на Северном Кавказе. «Труды ВГО», вып. 307, 1933, стр. 189—190.

52. Мышкин С. Н. Магнезит Госстройиздат, М.—Л., 1933, 118 стр.

53. Наковник Н. И. Магнезит в северо-восточном Прибалхашье. «Разведка недр» № 17, М., 1933, стр. 30—38.

54. Преображенский Б. Б. Рудная база и перспективы добычи для Орско-Халиловского металлургического комбината. Халиловская проблема. Сборник под ред. М. А. Павлова и М. Е. Пильняка. Гипромез, М.—Л., 1933, стр. 2—9.

55. Резвин И. И. Магнезит. В кн. «Горная промышленность СССР», т. III, вып. 1, М.—Л.—Новосибирск, 1933, стр. 87—92.

56. Овсянников Н. В. Магнезиты и доломиты Дальневосточного края. «Разведка недр» № 14, М., 1934, стр. 24—46.

Исследование и технология

57. Гордиенко М. А. Об использовании Усть-Сыертского и Сулимовского месторождений магнезита на Урале. «Горный журнал» № 12, М., 1929, стр. 2353—2354.

58. Шаблыкн П. Н. и Андреев Н. В. Новый вид талько-магнезитовых огнеупорных материалов. «Мин. сырье» № 1, М., 1931, стр. 39—46.

59. Швецов В. И. Исследование металлургического магнезита и магнезитового кирпича. М., 1932, стр. 69—108 («Труды ВИСМ», вып. 6).

60. Шеягин В. Н. и Михайлов Н. Н. Качественный состав магнезита—сырья Халиловского месторождения. «Мин. сырье» № 7—8, М.—Л., 1932, стр. 45—55.

61. Кинд В. А. и Окороков С. Д. Классификация известково-глинисто-магнезиальных пород применительно к использованию их для производства вяжущих веществ. «Мин. сырье» № 8—9, М., 1933, стр. 5—13.

62. Некрасов Н. Н. Минеральное сырье алюмосиликатной и строительной промышленности Восточной Сибири. ОГИЗ, М.—Иркутск, 1933, стр. 1—96.

63. Шелягин В. В. Магнезиальный цемент (сырье, технология получения и свойства). Госстройиздат, М.—Л., 1933, 127 стр.

64. Ключаров Я. В. Плавленый магнезит как огнеупорный материал. «Огнеупоры» № 4, М., 1934, стр. 4—10.

65. Ортин М. Комплексное использование саткинского магнезита. «Огнеупоры» № 9, М., 1934, стр. 3—7.

Месторождения

66. Akylas V. J. Magnesite deposits of Mytileni (Месторождения магнезита в Митиленах (греческий архипелаг). «Mining Magz.» № 1, 1931, v. 45, p. 18—22.

67. Austrian magnesite in 1928 (Австрийский магнезит в 1928 г.). «Oil, Paint & Drug Rep.», 1929, v. 115 (13), p. 48.

68. Birukow B. Russischer Magnett (Русский магнезит). «Tonind. Ztg.», 1929, Bd. 53, p. 928—930.

69. Bowles O. Magnesite in 1930 (Магнезит в 1930 г.). «Eng. Min. Jl.», 1931, v. 131, p. 116—17.

70. Braunmühl H. von. Über die Entstehung der Lagerstätten dichten Magnesits von Tyrus Kraubath (О происхождении месторождения плотного магнезита типа Краубат). Archiv f. Lagerstättenforschung, 1930, H. 45, S. 87.

71. Cockfield W. E. a. Walker J. F. An occurrence of magnesite near Clinton, British Columbia, Canada. (Месторождения магнезита вблизи Клинтона, Британская Колумбия. Отчет за 1932 г.). Geol. Survey. Summary. 1932. Part. A. 1933, p. 72—73.

72. Dyson G. M. Basic industrial mineral: magnesite (Основные минералы промышленного значения: магнезит). «Chem. Age» (Lond.), 1929, v. 20, p. 376—377.

73. Greek magnesite (Греческий магнезит). «Chem. Trade J.», 1931, v. 8, № 2301, p. 649.

74. Hill J. M. Status of the magnesite industry in the United States (Положение магнезитовой промышленности в США). «Eng. Min. J.», 1929, v. 128 (2), p. 48—51.

75. Högbom Alvar. The occurrence of magnesite and of iron ores at Tarrékaisse, Sweden (Месторождение магнезита и железных руд в Швеции). «Geol. Fören, Förh.», 1930, v. 52, p. 417—30.

76. Ignatieff A. Magnesite deposits in Serbia (Месторождения магнезита в Сербии). «Mining Magz.», London, 1930, v. 42, p. 217—221; «Miner. Abstr.», v. 4 p. 414.

77. Jimeri S. and Yoshimura I. Geographical distribution of certain minerals in Japan (Географическое распределение некоторых минералов в Японии). «Sci. Pap. Inst. phys. and chem. research.», Tokyo, 1929, v. 10, Suppl. 9, p. 5—49.

78. Young G. J. Mining and processing magnesite; Sierra magnesite co., operating near

Gustine, in California (Добыча и разработка магнезита в Калифорнии). «Eng. & Min. J.», 1932, v. 133, p. 422—426.

79. Kato T. Origin of the Manchurian magnesite deposits (Генезис Манчжурского месторождения магнезита). «Econ. Geol.», 1929, v. 24, p. 90—93.

80. Sagué C. L. The magnesite deposits of Euboea, Greece (Месторождения магнезита Эвбея, Греция). «Econ. Geol.», 1929, v. 24 (6), p. 654—657.

81. Lanigan A. J. Magnesite industry of the province of Quebec (Магнезитовая промышленность Квебека). «Can. Min. J.», 1929, v. 50, p. 306—307; Blast F. & Steel Pl., 1930, v. 18, p. 676.

82. Magnesite (Магнезит). «Miner. Ind.» 1932, v. 41, p. 343—349.

83. Lebetter F. Magnesite in India (Магнезит в Индии). «Iron Coal Trades Rev.» 1932, v. 125, p. 689—90.

84. Magnesite in 1928 (Магнезит в 1928 г.). «Eng. & Min. J.», 1929, v. 127, p. 93; «Can. Min. J.», 1929, v. 50, p. 307.

85. Magnesite output in the United States in 1929 (Добыча магнезита в США в 1929 г.). «Oil, Paint & Drug Rep.», 1930, v. 118, p. 54.

86. Magnesite Supply in the United States in 1928 (Запас магнезита в США в 1928 г.). «Oil, Paint & Drug Rep.», 1929, v. 115, p. 66; «Iron Tr. Rev.», 1929, v. 84, p. 1159; «Chemicals», 1929, v. 31, p. 32.

87. Minnucci G. La «magnesite» (Магнезит). «L'Ingegnere», № 12, 1931, p. 246.

88. Nishihara H. Origin of the Manchurian magnesite deposit (Генезис Манчжурского месторождения магнезита). «Econ. Geol.» 1931, v. 26, p. 118—121.

89. Oates F. The limestone deposits of Tauganyika territory with a description of the commercial uses of limestones and lime and brief notes upon the occurrence of gypsum and magnesite (Отложения известняка на территории Тауганьики, описание промышленности, значения известняков и глины и заметка о месторождениях гипса и магнезита). Bull. № 4, p. 118. 6 pls. a. I map. Geol. Survey. Dept. Tauganyika Terr. 1933.

90. Die österreichische Magnesitindustrie (Магнезитовая промышленность Австрии). «Montan. Rund.», 1929, Bd. 21, № 2, S. 45—47.

91. Pascoe E. H. Magnesite (Магнезит). «Records Geol. Surv. India», 1930, v. 64, p. 166—172.

92. Petraschek W. Die Industrie der kristallinen Magnesite (Промышленность кристаллического магнезита). «Intern. Bergw. u. Bergtech.», 1930, Bd. 23, S. 155—160.

93. Petunnikov G. Über jugoslawischen Magnesit (О магнезите Югославии). «Metallbörse», 1929, Jhrg. 19, S. 594—595.

94. Production of magnesite by countries (in metric tons); tabulation.

Добыча магнезита по странам (в метрических тоннах), таблицы. Blast F. & Steel Pl., 1929, v. 17, p. 467.

95. Reimers A. Schlesiischer Magnesit (Силезский магнезит). «Keramos», 1930, Bd. 9, S. 875, 887.

96. Rüe A. de la. Les gisements miniers et minéraux des états du Levant sous mandat français (Рудные и минеральные месторождения Леванта, находящегося под режимом мандата Франции). Paris, 1932. p. 24.
97. Russian magnesite resources (Ресурсы магнетита в СССР). «Chem. Trade J.», 1932, v. 88, № 2301, p. 640.
98. Schädler J. Über einige bosnische Magnesitvorkommen (О некоторых боснийских месторождениях магнетита). «Berg-und Hüttenmänn. Jhrb.», 1931, Bd. 79, № 4, S. 146—152.
99. Stappenbeck R. Die Magnesitlagerstätten von Vrutci in Westserbien (Месторождения магнетита в западной Сербии). «Ztschr. f. prakt. Geol.», 1931, Bd. 39, № 6. S. 81—88.
100. Strasser A. Slowakische Magnesite. (Словацкие магнетиты). «Feuerfest», 1931, Bd. 7, S. 31—84.
101. Thoenen J. R. Mining Grecian magnesite (Разработка магнетита в Греции). «Eng. Min. J.», 1928, 125, № 16, p. 644—648.
102. Tyler Paul M. Magnesite (Магнетит). «Mineral Ind.», 1930, v. 39, p. 385—398.
103. Tyler P. M. Magnesite (Магнетит). U. S. Bur. of mines. Inform. circ. 6437, 1931, p. 53.
104. Udluft H. Ein neuer Beitrag zum Dolomitproblem (Новое в доломитовой проблеме). «Ztschr. Dtsch. geol. Ges.», 1931, Bd. 83, S. 1—13.
105. Ulmer J. Trade in magnesite in 1930 (Торговля магнетитов в 1930 г.). «Rock Prod.», 1931, v. 34, June 6, p. 58.
106. Wray D. A. Greece: its geology and mineral resources (Греция: геология и минеральные ресурсы). «Mining Magz.», 1929, v. 40, p. 9—17, 85—90, 149—153.
- Исследование и технология**
107. Вансо R. Der Magnesit und seine Verarbeitung (Магнетит и его обработка). Dresden und Leipzig, Steinkopff, 1932, 64 S. mit III. Библиография: S. 58—60.
108. Вансо R. Der Rohmagnesit (Сырой магнетит). «Tonind.-Ztg.», 1932, v. 56, N 79, S. 938—939.
109. Botticher M. Beitrag zur Untersuchung des Wärmeleitvermögens feuerfester Steine, etc. (К исследованию теплопроводности огнеупоров). Mitteilungen aus dem Forsch.-Inst. der Vereinigten Stahlwerke A. G. Dortmund, 1932, v. 2, N 10, S. 235—247.
110. Büttner C. Betrachtungen über die chemische Untersuchung und die mechanischen Prüfungen von kaustisch gebranntem Magnesit, Sorelzement und Steinholz (Химические исследования и механические испытания каустического магнетита, сорельцемент и ксиолита). «Chem.-Ztg.», 1931, Bd. 55, N 72, S. 689—690, N 74, S. 710—11.
111. Büttner C. Über die chemische Untersuchung von Magnesit, Sorelzement und dergl. (О химическом исследовании магнетита, сорельцемент и т. п.). «Chem. Ztg.», 1932, Bd. 56, S. 23.
112. Dierschlag E. and Wulfestieg F. The electrical conductivity of magnesite and some other refractory materials in relation to the temperature and their other properties (Электропроводность магнетита и некоторых других огнеупоров в зависимости от температуры и другие свойства их). «Jl. Iron Steel inst. advance copy», 1929, N 3, 24 p.; «Jl. Iron Steel inst.», 1929, v. 120, p. 297—321.
113. Elementary high temperature experiments on magnesite (Элементарные опыты над магнетитом при высокой температуре). «Jl. Amer. ceram. Soc.» (Bul.), 1931, v. 14, p. 203—204.
114. Goslich K. A. Magnesite for cement kiln linings; abstract (Магнетит для футеровок печей для обжига цемента). «Rock Prod.», 1932, v. 35, p. 58.
115. Halla F. Über die röntgenographische Unterscheidung von Magnesit und Dolomit (О рентгенографическом методе распознавания магнетита и доломита) «Sitz. Ber. Akad. Wiss. Wien. Math. nat.». K. Abt. II b., 1930, Bd. 139, S. 683—690; «Monatsh. Chem.», 1931, Bd. 57, S. 1—8.
116. Heindl R. A. Thermal expansion of refractories to 1800° (Термическое расширение огнеупоров при +1800°). U. S. Bur. of Standards. J. of research, 1933, v. 10, p. 715—735.
117. Horn N. H. Magnesite refractories (Магнетитовые огнеупоры). «Chem Eng. Min. Rev.» 1929, v. 21, p. 261—264.
118. Die hüttenmässige Gewinnung des metallischen Magnesiums aus Magnesite (Получение металлического магния из магнетита в заводском масштабе). «Montan. Rund.», 1933, Jhrg. 25, N 11, S. 1—3.
119. Jordan Louis. Bonding magnesite linings for steel-melting furnaces without use of iron oxide (Соединение магнетитовых футеровок для сталеплавильных печей без применения окиси железа). «Metals & alloys», 1932, v. 3, p. 22—24.
120. Kalpers H. Die Verwendung feuerfester Natursteine (Применение естественных огнеупоров). «Zentral Europ. Giesserei Ztg». 1929, Bd. 2, N 2, S. 1—3.
121. Kethel R. J. B. Magnesite: its application in assaying (Магнетит: его применение в пробирном искусстве) «Jl. Chem. met. and min. soc. S. Africa, 1931, v. 31, N 6, p. 172—175; 1930, v. 30, p. 323—329.
122. Ko-Fuh-Tsiang. Recherches sur les produits réfractaires magnésiens (Исследование магнетитовых огнеупоров). «Rev. de Métall.», 1931, t. 28, N 6, p. 324—329.
123. Kondo S., Sueno T. and Yoshida H. Magnesite refractories. I. The microstructure of South Manchurian magnesites fired at different temperatures (Магнетитовые огнеупоры. I. Микроструктура магнетитов южной Манчжурии, обожженных при разных температурах). «Jl. Japan ceram. assoc.», 1932, v. 40, p. 422—436.
124. Kondo S. und Yoshida H. Magnesite refractories. II. Effect of chemical composition on their quality (Магнетитовые огнеупоры. II. Влияние химического состава на их качество). «Jl. Soc. chem. ind. Japan», 1933, v. 36, suppl binding p. 167—168.
125. Krause Otto und Ksinsik Walter. Der Einfluss des Eisenoxids auf Sinterung und einige praktisch wichtige Eigenschaften magnesitischer feuerfeste Baustoffe (Влияние окиси железа на спекание и некоторые практически важные свойства магнетитовых огнеупоров). Sonderdruck aus «Feuerfest-Ofenbau», Leipzig, Spamer, 1932, 6 S., Jhrg. 8, Hft. 1 u. 2. S. 1—8.
126. Magnesite has many uses. (Применение магнетита). «Eng. & Min. J.», 1929, v. 127, p. 316.

127. Petunnikov G. Über einige Eigenschaften der serbischen Magnesite (О некоторых свойствах сербских магнезитов). «Montan. Rund.», 1929, Bd. 21, N 14, S. 276—279.

128. Roussin A. L. and Chesters J. H. Further investigation of the magnesia-zircon series based on X-ray and microscopic examination (Рентгенографические и микроскопические исследования магнезио-цирконовой серии). «Trans. Ceram. Soc.» (Eng.), 1931, v. 30, p. 217—224.

129. Swanger W. H. and Caldwell F. K. Special refractories for use at high temperature (Специальные огнеупоры для применения при высокой температуре). «U. S. Bur. of stand. J. of research», 1931, v. 6, p. 1131—1143, «Excerpts Brick & Clay Rec.», 1931, v. 79, p. 170—172.

130. Thermal expansion of magnesite to 1800° C. (Термическое расширение магнезита при 1,800° C.). «Jl. Frankl. Inst.», 1932, v. 214, p. 749—750.

131. Tyler P. M. Commercial uses of magnesite and magnesium (Промышленное применение магнезита и магния). «Can. Min. J.», 1931, v. 52, p. 95—96.

132. Tyler W. H. and Rees W. J. Investigation into the commercial utility of a deposit of magnesite-bearing rocks in the Anglo-Egyptian Sudan. (Исследование вопроса о промышленном значении магнезитовых горных пород в англо-египетском Судане). «Trans. Ceram. Soc.» (Eng.), 1934, 33, p. 104—127.

Огнеупорные глины

Месторождения

133. Варпаховский С. П. Глины Рязанской губ. Рязань, 1929, 22 стр. (От. из вып. VI, «Материалы к плану народного хозяйства Рязанской губ.». Полезное ископаемые Рязанской губ.).

134. Егунов И. А. Залежи огнеупорной глины в районе с. Дубровка-Сечина Новоторжского у. «Тверской край» № 4, 1929, стр. 26—28.

135. Замяятченский П. А. Геологический очерк Часовярского месторождения огнеупорных глин. М., НТУ ВСНХ, 1929, стр. 7—29 («Труды Керамического ин-та», вып. 20. Огнеупорные глины Часовярского м-ния).

136. Гордиенко М. А. Месторождение огнеупорной глины в районе развезда № 89 Пермской ж. д. «Горный журнал» № 12, М., 1930, стр. 178.

137. Келер К. и Зубчанинов В. Латинские глины из карьера «Стрелица». «Керамика и стекло» № 6, М., 1930, стр. 310—314.

138. Крамаренко А. Огнеупорное сырье на Украине. «Строительные материалы» № 11—12, М., 1930, стр. 75—79.

139. Курек Н. Н. Секисовское месторождение огнеупорной глины на Алтае. ГГРУ, М.—Л., 1930, 39 стр. (карта и 2 табл.). «Труды ГГРУ», вып. 7.

140. Яковлев П. Н. Глины Бобриковского района. Краткая геологическая характеристика. «Керамика и стекло» № 5, М., 1930, стр. 259—260.

141. Будников П. П. Алексеевская и карповская глины. «Мин. сырье» № 7, М., 1931, стр. 750.

142. Будников П. П. Подковырковские и кутейниковские глины. «Мин. сырье» № 7, М., 1931, стр. 748—749.

143. Варпаховский С. П. Огнеупорные и тугоплавкие глины Рязанского округа. ГНТИ, М.—Л., 1931, стр. 52—58 («Труды МРГРУ», сер. II, вып. I. Глины Московской обл.).

144. Гончаров В. Огнеупорные глины Чебаркульского района на Урале. ГНТИ, М.—Л., 1931, 41 стр. («Труды Керамического ин-та», вып. 27).

145. Кассин Н. Г. Краткий геологический очерк северо-восточного Казахстана. Геолгиздат, М.—Л., 1931, 77 стр. («Труды ВГРО», вып. 165).

146. Корженевская А. С. Огнеупорные и тугоплавкие глины Тульского и Калужского округов. ГНТИ, М.—Л., 1931, стр. 37—51 («Труды МРГРУ», сер. II, вып. I. Глины Московской обл.).

147. Стрелец В. М. Чириковские огнеупорные глины. «Керамика и стекло» № 4, М.—Л., 1932, стр. 31—33.

148. Федосеев А. Огнеупорные глины Байновского месторождения на Урале. ГНТИ, М.—Л., 1931, 43 стр. («Труды Керамического ин-та», вып. 26).

149. Хименков В. Г. О геологических условиях залегания гжельско-кудлинских глин и об их происхождении. М.—Л., 1931, стр. 33—60 («Бюллетень Московского о-ва испытателей природы». Отдел геологии, т. IX (1—2)).

150. Хименков В. Г. Огнеупорные и тугоплавкие глины Московского и Орехово-Зуевского округов. ГНТИ, М.—Л., 1931, стр. 6—26 («Труды МРГРУ», сер. II, вып. I. Глины Московской обл.).

151. Хименков В. Г. Огнеупорные и тугоплавкие глины Тверского округа, ГНТИ, М.—Л., 1931, стр. 27—36 («Труды МРГРУ», сер. II, вып. I. Глины Московской обл.).

✓ 152. Яковлев П. Н. Бобриковское месторождение огнеупорных глин. Изд. Мосхимэнерго-строя, М., 1931, стр. 5—16 («Труды Керамического ин-та», вып. 31. Огнеупорные глины месторождения Бобрлик-Донской).

153. Александров В. П. Огнеупорные глины и каолины. В кн. «Нерудные ископаемые Советской Азии». Под ред. В. И. Соболевского и П. М. Татарина. С пред. проф. Н. М. Федоровского. М., 1932, стр. 32—36.

154. Душкевич Б. А. и Рекстин Л. О. Латнеиское месторождение огнеупорных глин. В кн. «ЦЧО в системе произв. сил СССР», т. I, Воронеж, 1932, стр. 294—304.

155. Каржавин Н. Геологический очерк Курьинского месторождения огнеупорных глин. Госстройиздат, М.—Л., 1932, стр. 5—13 (Труды Керамического ин-та», вып. 35. Огнеупорные глины Курьинского м-ния на Урале).

156. Лучицкий В. И. и Юдинсон П. И. Распространение глин в СССР и в других странах. В кн. Г. Райс «Глины, их залегание, свойства и применение». Л., 1932, стр. 415—515.

157. Саприкин Н. Х. Чириковско-Липецкий и другие районы огнеупорных глин. В кн. «ЦЧО в системе произв. сил СССР», т. I, Воронеж, 1932, стр. 305—309.

158. Соколова А. Г. Огнеупорные глины. В кн. «Сырьевые и топливные ресурсы Ленинградской обл.». Под общ. ред. акад. А. Е. Ферсмана. Л., 1932, стр. 130—132.

159. Шитиков М. М. Огнеупорные глины. В кн. «Геологорезведочные работы во втором пятилетии», вып. 4. Ред. Ф. Ф. Сыромолотов. «Стандартизация и рационализация», М.—Л., 1932, стр. 131—134.
160. Гончаров В. В. и Коштелян Р. О поласанской глине. «Керамика и стекло» № 10, М., 1933, стр. 17—19.
161. Фальк Ф. Глины огнеупорные. В кн. «Минеральные ресурсы ССР Грузии». Под общ. ред. С. А. Годабриелидзе. Тифлис, 1933, стр. 153—173.
162. Шарапов К. А. Огнеупорные глины Северокавказского края. «Геология на фронте индустрии» № 1, Новочеркасск, 1933, стр. 8—11.
163. Гончаров Б. и Буссен А. Глины месторождения Шероховичи. «Огнеупоры» № 9, М., 1934, стр. 14—18.
164. Огнеупорные и тугоплавкие глины (Материалы к совещанию по Подмосковному угольному бассейну при ГГГУ). М., 1934, стр. 12—17 (МГГГТ, «Бюллетень комитета по техническому усовершенствованию ИТР» № 3. Под ред. инж. И. Г. Станкевича).
165. Пазиллов И. Д. Огнеупорно-тугоплавкие глины Ивановской, Московской, Западной обл. МГГТ, М., 1934, 154 стр. («Бюллетень ком. по техническому усовершенствованию ИТР» № 7. Под ред. инж. И. Г. Станкевича).
166. Сапрыкина Н. В. Уголь и огнеупорные глины близ г. Крапнины Московской обл. «Разведка недр» № 11, М., 1934, стр. 23.
167. Федосеев А. Д. Глинистые материалы из месторождений Балайского района Восточной Сибири. Гезлепром, М., 1934, 89 стр. («Труды Керамического ин-та», вып. 42).
- ### Исследование и технология
168. Бахвалова О. Н. и Корженовская А. С. Применение некоторых методов механического анализа для изучения глин и песков. Л., 1929, стр. 47—75 («Изв. Геолкома» № 1).
169. Искюль В. Состав глиняных материалов Часовярского месторождения. М., НТУ ВСНХ, 1929, стр. 30—87 («Труды Керамического ин-та», вып. 20. Огнеупорные глины Часовярского м-ния).
170. Келер К. Керамическое исследование глиняных материалов Часовярского месторождения. М., 1929, стр. 88—150 («Труды Керамического ин-та», вып. 20).
171. Пермяков В. Состав и керамические свойства глин из окрестностей ст. Жданки Сызрано-Вяземской ж. д. М., НТУ ВСНХ, 1929, 32 стр. («Труды Керамического ин-та», вып. 17).
172. Базилевич А. Новый метод механического анализа глин. «Керамика и стекло» № 4, М., 1930, стр. 189—192.
173. Земятченский П. А. и Зенькович Ф. А. Простой ориентировочный метод определения огнеупорности глин. Гостехиздат, М., 1930, стр. 3—29 («Труды Керамического ин-та», вып. 24).
174. Оминин Л. В. О некоторых физических свойствах латнинской и часовярской глин. «Керамика и стекло» № 11—12, М., 1930, стр. 528—533.
175. Зубчанинов В. П. О кыштымской глине. «Строительные материалы» № 6, М., 1931, стр. 47—49.
176. Искюль В. Химико-минеральный и механический состав огнеупорных глин Бобриковского месторождения. Изд. Мосхимэнергостроя, М.—Л., 1931, стр. 17—45 («Труды Керамического ин-та», вып. 31. Огнеупорные глины месторождения Бобринк-Донской).
177. Келер К. Керамические свойства и применение в огнеупорном деле глин Бобриковского месторождения. М., 1931, стр. 47—85 («Труды Керамического ин-та», вып. 31).
178. Стрелец В. М. Исследование дополнительных образцов глин Бобриковского месторождения. М., 1931, стр. 86—105 («Труды Керамического ин-та», вып. 31).
179. Белянкин Д. С. Новое в минералогии часовярской и гублинской глин. Л., 1932, стр. 10—15 («Бюллетень Керамического ин-та» № 1).
180. Дублянский А. А. Промышленное значение базы нерудных ископаемых ЦЧО. В кн. «ЦЧО в системе производ. сил СССР», т. I, Воронеж, 1932, стр. 265—276.
181. Зубчанинов В. П. Главнейшие свойства огнеупорных глин Латнинского месторождения. «Керамика и стекло» № 1, Л., 1922, стр. 27.
182. Келер К. Главнейшие свойства глин Латнинского месторождения. Госстройиздат, М.—Л., 1932, 56 стр. («Труды Керамического ин-та», вып. 37).
183. Полубояринов Д. Н. Об огнеупорном материале для футеровки известково-обжигательных печей. М., 1932, стр. 5—42 («Труды ВИСМ», вып. 6).
184. Таблица химических анализов и определенных огнеупорности курьинских глин, выполненных в лабораториях УРГРУ и УралВИСМ. 1932, стр. 64—70 («Труды Керамического ин-та», вып. 35).
185. Федосеев А. Химико-минералогический состав глин Курьинского месторождения. Госстройиздат, М.—Л., 1932, стр. 14—33 («Труды Керамического ин-та», вып. 35. Огнеупорные глины Курьинского м-ния на Урале).
186. Федосеев А. Д. и Виноградова А. М. К вопросу о химико-минералогическом составе гублинских глин. Л., 1932, стр. 16—22 («Бюллетень Керамического ин-та» № 1).
187. Хованская О. Химический состав и физические свойства глин. В кн. «Геология и полезные ископаемые Татарской республики». Казань, 1932, стр. 270—277.
188. Куманин К. Г. К вопросу о природе часовярской огнеупорной глины. Изд. Академии наук, Л., 1933, стр. 101—109 («Труды Петрографического ин-та», вып. 4).
189. Певзнер Р. О внедрении стандартов на огнеупорные материалы. «Вестник стандартизации» № 6 (54), М., 1933, стр. 24—27, с 17 табл.
190. Попов А. А. Огнеупорные материалы для кладки доменных печей. В кн. «Огнеупоры в металлургии». Под ред. проф. Р. Л. Певзнера. М.—Л.—Свердловск, 1933, стр. 52—68.
191. Специальные огнеупорные материалы для высоких температур. Пер. Э. Мячковой (статья помещена в «Die Wärme» № 38, IX, 1932). «Грозненский нефтяник» № 3—4, Грозный, 1933, стр. 100—102.
192. Швецов В. Н. Пробки и стаканы для литейных ковшей из уральского сырья. В кн. «Огнеупоры в металлургии». Под ред. проф. Р. А. Певзнера. М.—Л.—Свердловск, 1933, стр. 127—148.

193. Потапенко С. В. Физико-химические превращения каолинов и глин при нагревании. «Мин. сырье» № 6, М. — Л., 1934, стр. 20—23.

194. Фреберг А. К. и Кюнер К. Н. Заводские испытания огнеупорных глин Красногорского месторождения. «Огнеупоры» № 9, М., 1934, стр. 32—37.

195. Чельцов В. Опробование огнеупорных глин. М., 1934, стр. 20—26 (МГГГТ, «Бюллетень ком. по техническому усовершенствованию ИТР» № 3. Под ред. инж. И. Г. Станкевича).

196. Вахрушев Г. В. Месторождения кварцевых песков и огнеупорных глин в районах стекольных заводов БАССР. Уфа (6. г.), 11 стр. (От. из журн. «Хозяйство Башкирии»).

Месторождения

197. Anderson A. R. Use of machinery for mining of fireclay (Применение машин для разработки огнеупорных глин). «Brick & Clay Rec.», 1929, v. 75, p. 756—758.

198. Cartledge O. Mining fireclay in West Virginia (Добыча огнеупорных глин в Западной Виргинии). «Explosive Eng.», 1930, v. 8, p. 292—293.

199. Hutt G. M. Geology of the fireclays of Southern Saskatchewan (К геологии огнеупорных глин Южного Саскачевана). «Jl. Amer. Ceram. Soc.», 1930, 13 March, p. 174—181.

200. Hutt, G. M. The fireclays of Southern Saskatchewan (Огнеупорные глины Южного Саскачевана) Can. Min. Jl., 1930, 51. p. 493—494, a. p. 525—526.

201. Kajiwara, Masaji. Quality of Endai fireclays (Характеристика огнеупорных глин из Эндаи). «Jl. Japan Ceram. Assoc.», 1928, 36, p. 58—65.

202. Keiser H. D. Mining flint clay; Harbison-Walker refractories company (Добыча огнеупорных глин). «Eng. & Min. Jl.», 1931, v. 131, p. 13—16.

203. Keiser H. D. Open-cut mining of fireclay; A. P. Green fire brick company at Mexico Mo (Разработка огнеупорных глин открытым способом). «Eng. & Min. Jl.», 1931, v. 131, p. 303—305.

204. Lamar J. E. Refractory clays in Calhoun and Pike counties, Illinois (Огнеупорные глины в Иллинойсе). «U. S. Geol. Survey. Rept. Investigations», 1931, № 22, 43 p.

205. Leighton H. The fireclays of Pennsylvania (Огнеупорные глины в Пенсильвании). «Bull. Amer. Ceram. Soc.», 1930, 9 p. 22—26.

206. Malkowski S. u. Kowalski M. Der Charakter und die Verteilung der Tone in Polen (Характер и распределение глин в Польше). «Trans. Ceram. Soc.», 1930, 29, № 5, p. 142—145.

207. McQueen H. S. Geologic relations of the diaspore and flint fire clays of Missouri (Геологическое описание месторождений диаспора и кремневых огнеупорных глин в Миссури). «Jl. Amer. Ceram. Soc.», 1929, 120 kt., p. 687—697.

208. Montgomery R. J. a. Watson R. J. Fireclay, kaolin and silica sand deposits of the Mattagami and Missinaibi rivers (Огнеупорные глины, каолин и кварцевый песок в Онтарио). «Rept. Ontario Dept. Mines.», 1929, 37., Pt. 6, p. 80—120.

209. Morica, Pascale. Kaoline, Tone und feuerfeste Materialien (Каолины, глины и огнеупорные материалы). «Carriere d. Ceramisti.», 1933, 14. März, S. 79—91, 93, 95—96.

210. Savelly F. Kaolins and refractory clays in Italy. I, II (Каолины и огнеупорные глины в

Италии. Т. I, II). «Carriere Ceram.», 1930, 11, p. 299—303, 355—361.

211. Stout W. Refractory clays of Ohio (Огнеупорные глины в Огайо). «Bull. Amer. Soc.», 1930, 9, p. 29—37.

212. Wager Rudolf. Zur Frage der Herkunft der feuerfesten Tone von Neurode (О происхождении огнеупорных глин из Нейрода). «Centralbl. Miner.», A, 1933, № 7, S. 254—255.

213. Young G. J. Mining and processing fireclay (Добыча и разработка огнеупорных глин). «Eng. & Min. Jl.», 1932, v. 133, p. 215—218.

Исследование и технология

214. Barker Guy, A. Insulation and refractories in furnaces (Изоляция и огнеупоры в печах). «Iron Age», 1929, 123, p. 1642—1643.

215. Biazzo R. The determination of aluminium oxide in refractory clays (Определение окиси алюминия в огнеупорных глинах). «App. Chim. applicata», 1931, 21, p. 3—12.

216. Boerick William. F. Methods of research newly applied to refractories (Новые методы исследования огнеупоров). «Min. Met.», 1929, 10, p. 16—18.

217. Budnikow P. P. u. and. Zur Frage der Verflüssigung von schwer verflüssigbaren feuerfesten Tonen (К вопросу о разжижении трудно поддающихся разжижению огнеупорных глин). «Kolloid-Ztschr.», 1929, 49, S. 174—178.

218. Chatamel Felix. Die wissenschaftliche Methoden zur Untersuchung der Tone auf Grund der Gleichzeitigen Verwendung der chemischen Analyse, der mikroskopischen Untersuchung und des keramischen Versuchs. (Научные методы исследования глин на основе одновременного применения химического анализа микроскопического исследования и испытания керамических свойств). «Ceramique», 1932, 35, März, p. 53—71.

219. Colla H. und Laube H. Wärmeleitfähigkeitsmessungen an feuerfesten Materialien (Измерение теплопроводности огнеупорных материалов). «Tonindustrie Ztg.», 1930, 54, S. 1411—1414, 1431—1432, 1458—1460.

220. Curtis Thomas S. The physical structure of refractory materials (Физические свойства огнеупорных материалов). «Jl. Amer. Ceram. Soc.», 1928, II, p. 904—916.

221. Endell K. New apparatus for measuring thermal expansion of refractory materials at 1600° (Новый аппарат для измерения теплового расширения огнеупорных материалов при 1600°). «Feuerfest», 1929, 3—4.

222. Geller R. E. u. Creamer A. S. Feuerfeste Stoffe für Kesselfeuerungen, Zweckmässige Werkstoffe (Огнеупорные материалы для котельных топок). «Iron Coal Trades Rev.», 1931, 122, p. 4.

223. Grewe H. Die rationelle Analyse der feuerfesten Tone durch Schwefelsäureaufschluss (Рациональный анализ огнеупорных глин посредством разложения серной кислотой). «Stahl u. Eisen», 1929 Bd. 49, S. 1591—1592.

224. Heindl R. A. a. Pendergast W. Ll. Fireclays: some fundamental properties at several temperatures (Огнеупорные глины: основные свойства при различных температурах). «Bur. Stand. Jl. Res.», 1930, 5, № 2, p. 213—236; «Jl. Amer. Ceram. Soc.», 1930, 13, № 10, p. 725—750.

225. Heindl R. A. and Pendergast W. H. Progress report on investigation of fireclay, bricks and the clays used in their preparation (Отчет об исследовании огнеупорных кирпичей и глин, употребляемых для их изготовления). «U. S. Bur. of Stand. J. of research», 1929, v. 3, p. 691—729; «Jl. Amer. ceram. Soc.» 1929, v. 12, p. 640—675.
226. Heidl R. A. and Mong L. E. Selection of clays for saggars of predetermined resistance to thermal shock and prediction of sagger life in service. (Выбор глин для капселей определенной сопротивляемости термическому удару и расчет продолжительности работы капселя). «Jl. Amer. ceram. Soc.» 1933, v. 16, p. 601—606.
227. Hind S. R. u. Wheeler F. Die Wirkung von unbildsamen Anteilen (Zuschlägen) auf die Schwindung und Porosität von feuerfestem Ton im ungebrannten Zustande (Влияние непластичных примесей на усадку и пористость огнеупорных глин в необожженном состоянии). «Trans. ceram. Soc.», 1930, 29. Jan., S. 10—29.
228. Hutchison R. C. Determining the effects of the rate of firing and rapid and slow cooling on the physical properties of fireclay refractories (Определение действия скорости обжига и быстрого и медленного охлаждения на физические свойства огнеупорных глин). «Jl. Amer. ceram. soc. 1932, v. 15, p. 517—519.
229. Immke H. u. Miehler W. Die Gasdurchlässigkeit feuerfester Stoffe insbesondere bei hohen Temperaturen (Газопроницаемость огнеупорных материалов особенно при высоких температурах). «Sprechsaal», 1931, 64, S. 85—87, 107—109.
230. Investigation of refractories (Исследование огнеупоров). «Can. Eng.», 1929, v. 57, p. 668.
231. Electrical resistivity of refractory materials at elevated temperatures (Электропроводность огнеупорных материалов при высоких температурах). «Ind. Eng. Chem.», 1931, 23, 10, p. 1098—1102.
232. Kruson J. H. Some general chemical and physical properties of refractories (Некоторые основные химические и физические свойства огнеупоров). «Power», 1931, v. 74, p. 614—615.
233. Kuehn E. Determination of the specific gravity of refractory materials (Определение удельного веса огнеупорных материалов). «Feuerfest», 1929, № 1, S. 5.
234. McBryde Walter. Tonbereitung [Изготовление (огнеупорных и кислотоупорных) глин]. (Aust. p. 19934/29 vom 7/V 1929, ausg. 26/II 1929).
235. Mc. Vay T. N. Optical methods as an aid to the study of refractories (Оптический метод в помощь изучению огнеупоров). «Jl. Amer. ceram. Soc.», 1929, 12, p. 455—456.
236. Mineralogical changes in fireclays (Минералогические изменения в огнеупорных глинах). «Jl. Tran. inst.», 1930, v. 209, p. 551—552.
237. Nagai Shoichiro a. Mannami, Akitaro. A new method of representing composition of refractory clay (Новый метод изображения состава огнеупорных глин). «Jl. Japan. Ceram. Assoc.» 1930, 38, p. 328—336.
238. Niebling F. Über das Verhalten feuerfester Ausmauerungen in Oefen der Eisen- und Metallgiesserei (Об огнеупорных футеровках в металлургических печах). «Giesserei», 1931, 18, S. 144—146.
239. Phelps, Stuart M. a. Denney C. G. Experiments in weathering plastic fireclays (Опыты с выветриванием пластичных огнеупорных глин). «Jl. Amer. ceram. Soc.», 1931, 14, N 4, p. 319—324.
240. Presswood Colin. Feuerfeste Stoffe (Огнеупорные материалы). «Metallurgia» (Brit. Jl. Metals), 1931, 3. April, p. 223—225.
241. Priestley J. E. and Rees W. J. Investigation of some of the refractories used in ladles and in ingot casting; some characteristics of the clay used in the manufactures of runners, stoppers, nozzles etc. (Исследование некоторых огнеупоров, применяемых для литейных ковшей и для отливок; некоторые особенности глин, применяемых в производстве желобов, втулок, сопел и т. д.) «Jl. Soc. chem. ind.», 1933, v. 52, p. 297 T—304 T.
242. Rees W. J. Feuerfeste Ofenbaustoffe (Огнеупорные материалы для печей). «Heat Treating Forging», 1931, 17, p. 184, 294, 400.
243. Searle Alfred, B. Refractory materials for the foundry (Огнеупорные материалы для литья). «Iron Steel Ind. a. Brit. Foundryman.», 1929, 2, p. 269—273.
244. Straight H. R. and Cowman M. G. Degassing clays before molding (Дегазация глин перед формовкой). «Jl. Amer. ceram. Soc.», 1931, v. 14, p. 701—705.
245. Study of fireclays (Исследование огнеупорных глин). «Jl. Fr. Inst.», 1930, v. 209, p. 689—690.
246. Tupper O. M. Impact mills for grinding fireclay (Дробилка для огнеупорных глин). «Min. & Met.» 1929, v. 10, p. 445—446; 1930, v. 11, p. 266—267.
247. Vickers A. E. Über die Gasdurchlässigkeit von feuerfestem Material (О газопроницаемости огнеупорного материала). «Jl Soc. Glass Technol.», 1933, 17, Trans. Juni, p. 99—101.
248. Walker E. R. Steel-making refractories (Огнеупорные материалы при производстве стали). «Chem. Eng. Min. Rev.», 1929, 21, p. 93—98, 133—147.
249. Widemann R. V. The permeability of refractory materials (Проницаемость огнеупорных материалов). «Ceramique», 1929, 32, p. 185—195.
250. Williams, Harby, M. Refractory material suitable for lining metal moulds for casting metals (Огнеупорные материалы для облицовки металлических форм для литья) U. S. 1713 580, May, 21, 1929. General Motors Research Corp.
251. White H. E. Die Entwicklung moderner feuerfester Stoffe (Развитие современных огнеупорных материалов). «Fuels and Furnaces», 1930, 8, Jan., p. 107—110.
252. Yoshik Bumpel. The graphical representation of the (mineral) composition of refractory clay [Графическое изображение (минералогического) состава огнеупорных глин]. «Jl. Japan. Ceram. Assoc.», 1930, 38, p. 552—563.

Хромит

Месторождения

253. А. Л. Рост потребления хрома в Америке. «Мин. сырье» № 11—12, М., 1929, стр. 1604.

254. Алешков А. Н. Дунито-перидонитовые массивы полярного Урала, «Материалы Ком. эксп. исслед. Серия Уральская. Академия наук СССР, Л., 1929, вып. 18, 114 стр., с рис. и табл.

255. Бок И. И. Обследование месторождений хромита в Иткульском и Каменноозерном районах в 1928 г. Отчет о деятельности Уральского отделения Геолкома. «Материалы Уральского отделения Геолкома» (1929 г.). Свердловск, 1929, вып. 1, стр. 18.
256. Бучельников С. М. Обследование месторождений хромистого железняка в Режевской и в Монетной дачах в 1928 г. (Отчет о деятельности Уральского отделения Геолкома). «Материалы Уральского отделения Геолкома». Свердловск, 1929, вып. 1, стр. 18.
257. Бучельников С. М. и Гарханов Ф. К. Обследование месторождений хромита в кварталах 51 и 52 Монетной дачи в 1925/26 г. (Отчет о деятельности Уральского отделения Геолкома). «Материалы Уральского отделения Геолкома». Свердловск, 1929, вып. 1, стр. 17.
258. Воробьев А. Л. Никелевые и кобальтовые руды Халиловского района. «Мин. сырье» № 3, М., 1929, стр. 249—254.
259. Гинзбург А. С. Геолого-петрографическое описание северо-восточного побережья оз. Гокча. Бассейн оз. Севан (Гокча). Научные результаты экспедиции 1927 г., Л., 1929, стр. 157—218 (Академия наук СССР. Ком. эксп. иссл.).
260. Гордиенко М. Каменноозерное месторождение хромистого железняка в 267 м — квартале Нижнеисетской лесной дачи. «Горный журнал» № 4, М., 1929, стр. 573.
261. Гуревич Х. С. Мировая добыча и мировой рынок хромовой руды. «Горный журнал» № 6—7, М., 1929, стр. 1049—1051.
262. Ермаков К. Брединское месторождение хромистого железняка. «Горный журнал» № 10, М., 1929, стр. 1832—1833.
263. Заварицкий А. Н. Геологические исследования в пределах листа № 41—25 карты Урала. Отчет о состоянии и деятельности Геолкома за 1926/27 г. Л., 1929, стр. 138—140.
264. Идкин П. Н. Геологоразведочные работы на хромистый железняк в 40 км к юго-востоку от Свердловска. Отчет о состоянии и деятельности Геолкома за 1926/27 г. Л., 1929, стр. 677.
265. Идкин П. М. и Ершов В. А. Обследование месторождений хромита в Ключевском районе Свердловского округа в 1925/1927 гг. Отчет о деятельности Уральского отделения Геолкома «Материалы Уральского отделения Геолкома» Свердловск, 1929, вып. 1, стр. 17.
266. Константинов О. А. Уральская обл. М.—Л., 1929, 206 стр., 5 карт (Эконом. геогр. СССР по районам).
267. Магнитогорский металлургический завод (проект). Л., 1929, 717 стр., 10 табл.
268. Слесарев П. А. Работа ручного бурового станка Крелиус. А на Урале в период с 1/V — 1929 г., по 1/VI 1929 г. «Уральский техник» № 12, Свердловск 1929, стр. 941—955.
269. Смолин А. П. Геологические исследования вольфрамовых месторождений в Гумбейском районе в 1927 и 1928 гг. (Отчет о деятельности Уральского отделения Геолкома). «Материалы Уральского отделения Геолкома», Л., 1929, вып. 1, стр. 18—20.
270. Федоровский Н. М. Минеральные богатства Южной Африки. Отчет о заграничной командировке. «Мин. сырье» № 11—12, М., 1929, стр. 1373—1415.
271. Яковлев Д. И. Восточная часть Чу-Илийских гор. «Изв. Геолкома» № 2, Л., 1929, стр. 55—81.
272. Яковлев Д. И. Маршрутные геологические исследования в Чу-Илийских горах (в северной части Алма-тинского у. Джетысуйской губ.). Отчет о состоянии и деятельности Геолкома за 1926/27 г. Л., 1929, стр. 88—90.
273. Гордиенко М. А. Перудные ископаемые. Свердловский район минерального сырья Уралгостреста. «Горный журнал» № 8—9, М., 1930, стр. 76—79.
274. Грузы Уральской горной промышленности. Под ред. главного инженера строительства проф. А. С. Аксамитного и зав. экономической частью В. А. Семенцова. Волго-Донская водная магистраль. Проект 1927/28 г. Экономическая часть, вып. 4. М., 1930, 98 стр., 1 карта.
275. Месторождения хромита в США. «Химия и хозяйство» № 8—9, Л., 1930, стр. 192.
276. Советов Н. Богатство Халиловского и прилегающих к нему районов. «На плановом фронте» № 17—18, М.—Л., 1930, стр. 58—62.
277. Список местностей, закрытых для поисков и разведок на правах первого открывателя. Утверждено Президиумом ВСНХ СССР. М., 1930, стр. 3—105.
278. Бек-Домбровский Р. И. О развитии промышленности хромистого железняка. «Мин. сырье» № 4, М., 1931, стр. 410—421.
279. Варданянц Л. А. Опыт металлогенетической характеристики центрального Кавказа. «Труды ГГРУ», М.—Л., 1931, вып. 22, стр. 1—30, 1 карта.
280. Высоккий Н. К. Полезные ископаемые. Геологическая карта Урала. Масштаб 1:1 000 000 (на двух листах). Объяснительная записка ГГРУ. Институт геологической карты. М.—Л., 1931, стр. 139—184.
281. Габуния и Баян. Результаты работ полевых партий Закавказского ГГРУ за истекший год. «Вестник ГГРУ» № 3—4, М.—Л., 1931, т. VI, стр. 12—15.
282. Гордиенко М. Сырьевые богатства Урала. «Химия и соц. хозяйство» № 4—5, М., 1931, стр. 83—87.
283. Гордиенко М. А. Алапаевский район месторождения хромистого железняка. «Горный журнал» № 6, М., 1931, стр. 54.
284. Гордиенко М. А. Месторождение хромистого железняка в Гороблагодатском округе на Урале. «Горный журнал» № 6, М.—Л., 1931, стр. 54—55.
285. Дюкалов Н. А. Мировая добыча хромита. «Мин. сырье» № 4, М., 1931, стр. 438—443.
286. Материалы по библиографии хромистого железняка СССР. «Мин. сырье» № 10—11, М., 1931, стр. 1090—1097.
287. Миропольский Л. К изучению железорудных месторождений Верхне-уфалейской дачи на Урале. Ученые записки Казанского государственного университета. Казань, 1931, кв. 2, стр. 13—51.

288. Мордер В. Месторождения хромитов Башартовского района. «Мин. сырье» № 5—6, М., 1931, стр. 492—494.
289. Налетов П. Ф. Халиловский металлургический комбинат (Средняя Волга). Самара, 1931, 69 стр.
290. Наши богатства. «Химия и соц. хозяйство» № 6, М., 1931, стр. 107—108 (По СССР—Хроника).
291. Поляков К. В. Полезные ископаемые Орско-Халиловского железорудного района Средневожского края. Халиловские недра зовут. Средневожский ГРТ. Самара, 1931, стр. 16—20.
292. Суворов А. Забытая промышленность. «Хозяйство Урала» № 3—4, Свердловск, 1931, стр. 61—64.
293. Галдыкин С. И. Малкинское железо-хромоникелевое месторождение в Кабардино-Балкарской автономной области (Северный Кавказ). «Изв. ВГРО», М.—Л., 1931, т. 50, вып. 84, стр. 1243, 1250, 3 карты.
294. Татаринов П. Необходимо организовать детальную геологическую (литологическую) съемку «змеевиковых массивов Урала». «Вестн. ВГРО» № 9—10, М.—Л., 1931, стр. 11—13.
295. Хромит. Хроника горного дела. «Горный журнал» № 5, М.—Л., 1931, стр. 71.
296. Черные металлы (Результаты полевой деятельности). Отчет о результатах работ ГГРУ за 1929/30 г. 1931, стр. 91—119.
297. Шаманский Л. И. Геология россыпей. М.—Л., 1931, стр. 1—32.
298. Александров В. П. и др. Обзор основных достижений института прикладной минералогии (1924—1932 гг.). «Мин. сырье» № 10, М.—Л.—Новосибирск, 1932, стр. 5—93.
299. Багратуни Е. Г. Черные металлы Кавказа. Геологоразведочные работы во втором пятилетии. Материалы конференции 12—24 апреля 1932 г. Госплан СССР. Сектор прир. ископ. ресурсы. М.—Л., 1932, вып. III, стр. 64—72.
300. Бер Н. Г. Геологические исследования в верхней части бассейна Тобола. «Изв. ВГРО», М.—Л., 1932, т. 51, вып. 90, стр. 1361—1386, с картой.
301. Гаврусевич В. А. Уральская геохимическая экспедиция. «Вестник Академии наук СССР». Л., 1932. Внеочередной номер экспедиции Академии наук СССР в 1931 г., стр. 55—60.
302. Гейслер А. Н. Неметаллические полезные ископаемые Казакстана. «Казакстан». Вопросы экономического развития во второй пятилетке. Академия наук СССР. Совет по изучению произв. сил. Л., 1932, стр. 191—205.
303. Герасимов А. П. и др. Итоги и перспективы разведок Малкинского месторождения. «Разведка недр» № 15, М., 1932, стр. 19—23.
304. Гордиенко М. А. Иткульский хромитовый район на Урале. «Горный журнал» № 5, М.—Л., 1932, стр. 42—45.
305. Губкин И. М. Минеральносырьевая база Урала в свете новейших исследований и разведок и основные задачи ее дальнейшего изучения. Академия наук СССР. «Труды июньской сессии, посвященные проблеме УКК», Л., 1932, 81 стр. 1 карта.
306. Деньгин Ю. Верхнеингодинский массив основных пород и маршрут в верховьях р. Ингоры. «Труды ВГРО», М.—Л., 1932, вып. 190, стр. 3—47, с карт. и табл.
307. Дюкалов Н. А. Пути развития хромитовой промышленности. Горное изд., М.—Л.—Новосибирск, 1932, 68 стр.
308. Жиров В. А. Об исследовании месторождений хромистого железняка в БАССР «Хозяйство Башкирии» (Уфа), 1932, стр. 54—56.
309. Жиров В. А. Хромистый железняк БАССР. «Соц. хозяйство Башкирии» (Уфа) № 3—4, 1932, стр. 39—47.
310. Итоги и перспективы разведок Малкинского месторождения. «Разведка недр» № 14, М., 1932, стр. 19—23.
311. Корженевский А. Малкинское железо-хромоникелевое месторождение в Кабардино-Балкарской автономной области. Северный Кавказ—мощная минеральносырьевая база СССР. Сборник статей. Ростов н/Д., 1932, стр. 199—208.
312. Корженевский А. А. Малкинское месторождение железо-хромоникелевых руд. «Геология на фронте индустрии» № 5—6, Ростов н/Д., 1932, стр. 9—14.
313. Кротов Б. Е. Ближайшие задачи изучения месторождений хромистых железняков Союза. Хромистые руды Уральских месторождений, М., 1932 (I), стр. 1—17.
314. Преображенский Б. П. Рудная база и перспективы добычи для Орско-Халиловского металлургического комбината. «Советская металлургия» № 12, М.—Л., 1932, стр. 766—773.
315. Пятницкий П. П. Геологические исследования в изумрудном районе на Урале (к вопросу об образовании изумруда). М.—Л., 1932, стр. 3—68 («Труды ГГРУ», вып. 75).
316. Сердюченко Д. П. Полезные ископаемые Северокавказского края и проблема их практического использования. Ростов н/Д., 1932, 64 стр., с картой.
317. Бежаншвили Н. Хромит (хромистый железняк) в кн. Минеральные ресурсы ССР Грузии. Под общ. ред. С. А. Годабрелидзе. стр. Тифлис, 1933, стр. 1071—1074.
318. Букина М. Н. Хромиты Урала (Результаты работ 1931 г. и план работ 1932 г.). «Труды III Всесоюзного совещания по черной металлургии». «Труды ВГРО», вып. 307, М.—Л., 1933, стр. 201—204.
319. Вахрамеев С. А. Геологоразведочные работы Уральского отделения Института прикладной минералогии по хромитам. «Труды III Всесоюзного совещания по черной металлургии» М.—Л., 1933, стр. 194—201 («Труды ВГРО», вып. 307).
320. Гирин С. К. Гравиметрическая разведка хромитовых руд. «Разведка недр» № 9, М., 1933, стр. 41.
321. Дюкалов Н. А. Хромит. В кн. «Горная промышленность СССР», т. III, вып. 1, М.—Л., 1933, стр. 139—145.
322. Дюкалов Н. А. Экспорт хромита «Внешняя торговля» № 10, М., 1933, стр. 13.
323. Елисеев Н. А. К вопросу об изучении металлогении Калбинского хребта в Казакстане. «Проблемы советской геологии» № 6, М.—Л., 1933, стр. 243—255.

324. Кашинцев Д. Рост минеральных ресурсов СССР. Главные открытия и разведки полезных ископаемых за период 1917—1932 гг. Союзгиз, М.—Л., 1933, 135 стр.
325. Кочек Г. А. Закавказские месторождения хромистых железняков (доклад). «Труды III Всесоюзного совещания по черной металлургии», М.—Л., 1933, стр. 190—192 («Труды ВГРО», вып. 307).
326. Корвацкий А. Г. Краткие сведения о работах Архызской геологоразведочной партии. «Геология на фронте индустрии» № 1, Ростов н/Д., 1933, стр. 35—36.
327. Корженевский А. Предварительные результаты работ Присамурской и Малой Лабинской геологоразведочной партий. «Геология на фронте индустрии» № 1, Новочеркасск, 1933, стр. 35.
328. Корженевский А. Хромистый железняк по рр. Большой и Малой Лабе на Северном Кавказе. «Труды III Всесоюзного совещания по черной металлургии». Геолоразведиздат, М.—Л., 1933, стр. 189—190 («Труды ВГРО», вып. 307).
329. Красильников И. Никель и хром в Малкинской железо-никелевой руде. «Новости техники» № 75, М., 1933, стр. 10.
330. Красулин. Некоторые итоги геофизических работ на Урале в 1932 г. «Разведка недр» № 5—6, М., 1933, стр. 18—21.
331. Курбатов Г. Хромиты Башкирии. «Труды III Всесоюзного совещания по черной металлургии», М.—Л., 1933, стр. 193—194 («Труды ВГРО», вып. 307).
332. Ласков А. Н. Доклад представителя Уралхромита. Краткое описание районов геологоразведочных работ (резюме доклада). «Труды III Всесоюзного совещания по черной металлургии», М.—Л., 1933, стр. 204—210 («Труды ВГРО», вып. 307).
333. М—зе А. Хромовая руда. «Внешняя торговля» № 10, М., 1933, стр. 13—15.
334. Мхитаров Н. К. Малкинское железо-хром-никелевое месторождение. «Труды III Всесоюзного совещания по черной металлургии». Геолоразведиздат, М.—Л., 1933, стр. 92—95 («Труды ВГРО», вып. 307).
335. Никифоров П. М. и Осипов М. В. О результатах гравиметрической разведки на хромиты в Алапаевском районе (резюме доклада в статье). О работе НТС Ленинградского отделения ИПМ. «Мин. сырье» № 2, М., 1933, стр. 72—73.
336. Никшич И. И. Сырьевая база черной и цветной металлургии в районе Большой Волги и перспективы ее развития во втором пятилетии. Геологоразведочные работы во втором пятилетии в районном разрезе, вып. 6, М.—Л., 1933, стр. 225—238.
337. Никшич И. И. и Ильин С. В. Хромистые железняки. «Соц. пути борьбы за недра», М.—Л., 1933, стр. 126—127.
338. Русаков М. П. Геологический очерк Прибалхашья и оз. Балхаш, полезные ископаемые района. Цветметиздат, М.—Л., 1933, 142 стр., с картой.
339. Справочник по полезным ископаемым Северокавказского края. Ростов н/Д., 1933, 371 стр., с атл., рис. и карт. (Уполнаркомтяжпром и Северокавказский ГРТ).
340. Тиховидов С. Ф. Хромиты Башкирской АССР. «Разведка недр» № 10, М., 1933, стр. 22—26.
341. Обручев В. А. Рудные месторождения. Часть описательная. Изд. 2-е испр. и знач. доп. Горгеонефтеиздат, М.—Л.—Новосибирск, 1934, 596 стр.
342. Тангатаров А. Изучение полезных ископаемых в 1934 г. «Соц. хозяйство Башкирии» (Уфа) № 5—6, 1934, стр. 113—117.

Исследование и технология

343. (Анализы железных и марганцевых руд.) Отчет о состоянии и деятельности Геолкома за 1926/27 г. Л., 1929, стр. 514—518.

344. Отдельные определения Cr_2O_3 в хромистых железняках. Химическая лаборатория. Отчет о деятельности Уральского отделения Геолкома, «Материалы Уральского отделения Геолкома», Свердловск, 1929, вып. 1, стр. 15.

345. Бек-Домбровский Р. И. Хромиты металлургии УКК. «Бюллетень Всесоюзного объединения Востоксталь» № 10, Свердловск, 1931, стр. 10—14.

346. Вольф Ф. Ф. и Пинаевская Е. Н. Изучение условий химической переработки бедных хромитов «Журнал химической промышленности» № 10, М., 1931, стр. 949—955.

347. Гордненко М. А. Использование отходов при добыче и обработке нерудных ископаемых на Урале. «Горный журнал» № 7, М., 1931, стр. 56—57.

348. Языков В. Получение феррохрома из уральских руд. «Гипрометз» № 1—2, Л., 1931, стр. 25—32.

349. Богомолов Ю. А. Ферросплавы. Государственное научно-техническое изд. по машиностроению, металлообработке и черной металлургии, М., 1932, 213 стр.

350. Будников П. П. Керамическая технология, ч. 1 (общая часть). Сырые материалы керамического производства, методы их исследования и обработка. При участии инж. В. В. Беловодского и др. Харків—Киев, 1932, 336 стр.

351. Вахромеев С. А. и др. О вещественном составе хромистых руд некоторых уральских месторождений. Хромистые руды Уральских месторождений. Институт прикладной минералогии, М., 1932 (I), стр. 8—25.

352. Гейдор О. Производство ферросплавов. Свердловск. М. Уральск. обл. Госиздат, 1932, 63 стр.

353. Глазковский В. А. К вопросу исследования и обогащения железо-хром-никелевых руд Малкинского месторождения и марганцевых руд Лабинского месторождения на Северном Кавказе. Обогащение и агломерация железных руд СССР. Сборник статей. М.—Л., 1932, стр. 170—184.

354. Гордненко М. Стандартизация неметаллических ископаемых. «Вестник стандартизации» № 1 (37), М., 1932, стр. 20—26.

355. Квасков А. П. Обогащение и агломерация железных руд Богословских месторождений Надеждинского района. Обогащение и агломерация железных руд СССР. Сборник статей. М.—Л., 1932, стр. 84—102.

356. Коробков Н. И. Выплавка чугуна из халиловской руды на Липецком заводе. «Советская металлургия» № 12, М.—Л., 1932, стр. 773—783.
357. Мамыкин П. М. Хромит, его свойства и применение в огнеупорном деле. «Уральский техник» № 4—5, Свердловск, 1932, стр. 21—29.
358. Самарин А. М. и Петров П. Д. Получение многоуглеродистого феррохрома. «Материалы к I Всесоюзной конференции по ферросплавам», вып. VIII, М., 1932, стр. 3—72.
359. Черномордик Э. М. Хромовая кислота из хромистого железняка. «Химик на производстве» № 11—12, М., 1932, стр. 28.
360. Языков В. А. Получение феррохрома из уральских руд. «Материалы к I Всесоюзной конференции по ферросплавам», вып. IV, М., 1932, стр. 1—16 (Всесоюзное объединение качеств. и высококачественных сталей и ферросплавов).
361. Круг К. Практическое руководство для работ в металлургических лабораториях по химическому анализу железа и железных руд. Пер. А. Н. Эрдмана. Харьков—Киев, 1933, стр. VII + 9—209.
362. Н. Х. Хром, его свойства и применение (J. Frydender, «Revprod chim.» 36, № 4, 90, 1933. «Ind chim.» 20 № 228 и 229, 10, 90, 1933). «Журнал химической промышленности» № 6, М., 1933, стр. 83—84. Реферат.
363. О геофизических методах разведки на хромиты. «Разведка недр» № 12, М., 1933, стр. 46.
364. Черномордик Э. М. Обзор литературы по получению хромовых соединений из хромитов. «Мин. сырье» № 3, М.—Л.—Новосибирск, 1933, стр. 37—49.
365. Вахромеев С. А. О структурном травлении хромитов при минераграфических исследованиях. «Мин. сырье» № 1, М.—Л., 1934, стр. 45—46.
366. Володомонов Н. В. и Кечек Г. А. Анализ разведки Севанских месторождений хромитов. Из кн. «Опыт экономического анализа методов разведки». М.—Л.—Новосибирск, 1934, стр. 31—44.
373. Denis B. T. The chromite deposits of the eastern townships of the province of Quebec. (Месторождения хромита в Квебеке). «Quebec. Bur. of mines», ann. rept. 1931, pt. D, 1932, 106 p.
374. Donath M. Die Chromeisenenerglerstätten Ljubotengebietes in Macedonien (Месторождения хромита в Македонии). «Intern. Bergwirtschaft», 1931, Jhrg. 24, H. 2, S. 19—28.
375. Fisher L. W. Origin of chromite deposits (abs.) (Генезис месторождений хромита). «Washington acad. sci.», JI. 1929, v. 19 (13) p. 289—90; «Econ. Geol.», 1929, v. 24, № 7, p. 691—721.
376. Freise F. W. Brasilianische Chromerze. (Бразильские хромовые руды). «Metall u. Erz.», 1932, v. 29, № 21, p. 456—458.
377. Furness J. W. Chromite in 1927 (Хромит в 1927 г.). «U. S. Bur. of mines». Mineral resources 1929, № 1, 13, p. 309—321; «Metal Ind.», 1929, v. 34, № 18, p. 442.
378. Graham A. R. The Obonga lake area (Ontario) [Район озера Обонга (Онтарио) (Хромит)]. «Can. Min. Jl.», 1929, v. 50, № 44, p. 1038.
379. Graham A. R. Obonga lake chromite area, district of Thunder Bay [Хромит из района озера Обонга (Онтарио)]. «Ontario. Dept. of mines», ann. rept. 1931, v. 39, pt. 2, p. 51—60.
380. Henckmann W. Beitrag zur Kenntnis und Beurteilung der türkischen Chromitvorkommen (К познанию и оценке турецких месторождений хромита). «Metall u. Erz.», 1931, v. 28, № 8, S. 181—185.
381. Hiessleitner G. Geologie mazedonischer Chromeisenenerglerstätten (Геология македонских месторождений хромита). «Berg- u. hüttenm. Jahrb.», Loeben, 1931, Bd. 79, № 2, S. 47—57.
382. Hitchen C. S. Unst and its chromite deposits (Унст и его месторождения хромита). «Mining Magz.», 1929, v. 40 (1), p. 18—24.
383. Hurst M. E. Chromite deposits of the obonga lake area, district of Thunder Bay [Месторождения хромита в районе озера Обонга (Онтарио)]. «Ontario, Dept. of mines», ann. rept., 1932, v. 40, IV, p. 111—119.
384. Hurst M. E. Chromite deposits at Obonga lake 80 miles northwest of Port Arthur [Месторождения хромита в районе озера Обонга (Онтарио)]. «Can. Min. Jl.», 1931, v. 52, № 3, p. 72.
385. Jones, Werner. Chromite deposits near Sheridan, Montana (Месторождения хромита близ Шеридана, Монтана). «Econ. Geol.», 1931, v. 26, № 6, p. 625—230.
386. Keep F. E. The chrome deposits of Umvukwe district [Хромовые месторождения Умвукве (Родезия)]. «S. African Min. and Eng. Jl.», 1930, v. 41, pt. 2, p. 105—106.
387. Keep F. E. The geology of the chromite and asbestos deposits of the Umvukwe districts (Геология хромитовых и асбестовых месторождений Умвукве, Ломагунди и Мазое (Родезия)]. «South Rhodesian Geol. Surv. Bull.», № 16, 1930, p. 105.
388. Keep F. E. Magmatic chromite deposits in Southern Africa (discussion) [Магматические месторождения хромита в южной Африке (дискуссия)]. «Econ. Geol.» 1933, v. 28, № 2, p. 183—184.

Месторождения

367. Allende, Roque. Los depositos de cromo de Camaguey (Хромовые месторождения Кубы). Cuba. Direc. montes y minas. Bol. minas, 1929, № 14, p. 11—12.
368. Barthelot C. Le nickel et le chrome dans les colonies françaises (Никель и хром французских колоний). «Chimie et Ind.», 1933, t. 29, p. 718—723.
369. Boyden A. G. Union's wealth in chrome ore. (Хромовые руды Южноафриканского Союза). «Min. and Ind. Magz. S. Africa», 1930, v. 11, № 8, p. 271—273.
370. Carlborg H. Chromerzverkommen der Welt (Мировые месторождения хромит). «Jernkont. Ann.», 1929, S. 1—24.
371. Chromite beds of South Africa (Месторождения хромита в Южной Африке). «Can. Min. Jl.», 1930, v. 51, p. 474.
372. Coulson A. L. New chromite localities (Новые залежи хромита). «India Geol. Surv.», 1929, v. 62 (1), p. 185.

389. Кеер F. E. Origin of chromite (Генезис хромита). «Econ. Geol.» 1930, v. 25, p. 219—221. Discussion: p. 662—669.
390. Кеер F. E. Origin of chromite deposits (Генезис месторождений хромита). «Econ. Geol.» 1930, v. 25, p. 425—426.
391. Кеер F. E. Umvukwe chromite deposits, Rhodesia (Месторождения хромита Умвукве, Родезия). «Mining Magz». 1929, v. 40 (3), p. 181—184.
392. Kupferburger W. Growing demand for chromite (Возрастающая потребность в хромите). «Min. & Ind. Magz. of S. Africa», 1929, v. 7, № 11, p. 469—471.
393. Kouriatchy N. Les gisements de serpentes et de chromites au Togo (Месторождения серпентина и хромита в Того). «Compt. Rend. Acad. Sci.» Paris 1931, t. 192, p. 1669—1672.
394. Lass W. P. Domestic chrome mining; Alaskan deposits promise ore of commercial grade. (Добыча хрома в Аляске; промышленные месторождения хромовых руд). «Eng. and Min. Jl.», 1930, v. 129, p. 77—78.
395. Leper P. Die Chromlagerstätte Fterl in Nordgriechenland (Залежи хрома у Фтери в северной Греции). «Metall u. Erz», 1929, H. 4, S. 85—87.
396. Mahadevan C. The chromite-bearing ultrabasic deposits of Singhbhum [Месторождения ультраосновных пород, содержащих хромит, Сингбум (Индия)]. «Econ. Geol.», 1929, p. 195—205.
397. Расcoe E. H. Chromite (Хромит). «India. Geol. Surv. Records», 1930, v. 64, p. 28—31.
398. Ross C. S. Is chromite always a magmatic segregation product? (Всегда ли хромит является продуктом магматической сегрегации). «Econ. Geologists», Pub. № 74, 1929, p. 641—645, discuss. p. 645—649; «Econ. Geol.» 1929, v. 24, № 6, p. 641—645, discuss. 5, p. 645—649.
399. Rüe A, de la. Les gisements miniers et minéraux des états du Levant sous mandat français (Рудные и минеральные месторождения Леванта, находящегося под режимом мандата Франции). Paris 1932, 24 p.
400. Sampson E. Chromite in 1928 (Хромит в 1928 г.). «Eng. & Min. Jl.», 1929, v. 127, p. 102.
401. Sampson Edward. Magmatic chromite deposits in Southern Africa (Магматические месторождения хромита в Южной Африке). «Econ. Geol.», 1932, v. 27, p. 113—144.
402. Sampson E. May chromite crystallize late? (Может ли хромит кристаллизоваться в фазы, следующие за кристаллизацией силикатов?). «Econ. Geol.», 1929, v. 24, p. 632—641.
403. Sampson E. The origin of chromite (Генезис хромита). «Econ. Geol.», 1931, v. 26, № 6, p. 540—545, 662—669.
404. Sampson Edward. Varieties of chromite deposits (Различные типы месторождений хромита). «Econ. Geol.», 1931, 26, № 8, p. 833—839.
405. Schneiderhoen H. The chromite of the South African Bushveld (Хромит Южноафриканского Бушвелда). «Min. Jl.», 1930, v. 169, p. 345—346.
406. Smith L. A. Chromite in 1928 (Хромит в 1928 г.). «U. S. Bur. of mines.» Mineral resources, 1929, 1, 5, p. 69—88.
407. Smith Lewis A. Chromite in 1929 (Хромит в 1929 г.). «U. S. Bur. of mines» Mineral resources, 1929, pt. 1, p. 203—229.
408. Smith L. A. Chromite in 1930 (Хромит в 1930 г.). «U. S. Bur. of mines.» Mineral resources, 1931, 1, 12, p. 243—266.
409. Smith L. A. Chromite in 1931 (Хромит в 1931 г.). «U. S. Bur. of mines.» Miner. resources 1931. Pt. 1, p. 103—116.
410. Smith L. A. World production and resources of chromite. (Мировая добыча и ресурсы хромита). «Amer. inst. min. and met. eng.» Techn. publ. № 423, 1931, 28. p.
411. Stappenbeck R. Die Platin- und Chromitlagerstätten Südafricas (Месторождения платины и хромита в Южной Африке). «Metall u. Erz», 1930, Jhrg. 27, S. 381—388.
412. Tyler P. M. Chromite in 1930 (Хромит в 1930 г.) «Eng. & Min.» Jl. 1931, v. 131, p. 111.
413. Wilson W. H. Chromite in Sierra Leone (Хромит в Сиерра Леоне). «Mining Magaz.» 1931, v. 45, p. 201—208.
414. Tyler W. H. Chromite in the Sudan (Хромит Судана). «Mining Magaz.», 1932, v. 47, p. 83—88.

Исследование и технология

415. A big Transvaal chromite industry (Хромовая промышленность Трансвааля). «S. African Min. and Eng. Jl.», 1929, v. 39, № 1950, p. 599—600.
416. Clark G. L. and Ally, Abde. X-ray examinations of chrome ores: 1) lattice dimensions; 2) theoretical densities (Рентгенографические исследования хромовых руд: 1) размеры решетки; 2) теоретические плотности). «Amer. Miner.» 1932, v. 17, p. 66—74.
417. Coghill W. H. and Clemmer J. B. Soap flotation of the non-Sulfides (Мыльная флотация несернистых минералов). «Eng. Min. Jl.», 1932, v. 133, p. 136—137.
418. Doerner H. A. Concentration of chromite. (Концентрация хромита). «U. S. Bur. of mines.» Rept. invest. № 3049, 1930, 8 p.
419. Donath Martin. Geologisch-mineralogische Studien an serbischen Chromitlagerstätten. Dissertation (Геолого-минералогические исследования хромита). «Frelburg I Sa.», 1930, 61, S. 111 Библиография стр. 59—61.
420. Donath M. Zinc-bearing chromite (Хромит, содержащий цинк). «Amer. Miner.» 1931, v. 16, № 11, p. 484—487.
421. Fisher L. W. Chromite, its mineral and chemical composition (Хромит, его минералогический и химический состав). «Amer. Miner.», 1929, v. 14, p. 341—357.
422. Goldschmidt V. M. und Peters Cl. Zur Geochemie der Edelmetalle (К геохимии благородных металлов). «Nachr. Ges. Wiss. Göttingen», Math.-physik. kl., 1932, S. 377—401.
423. Kato Y. and Ikeno R. Process of decomposing chromite. A general review of the processes. (Процесс распада хромита). «Jl. Soc. chem. ind. Japan», 1930, v. 33, Suppl. binding, p. 225—256.
424. Majdel I. Analysis of chromite and determination of chromium (Анализ хромита и определение хрома). «Archiv. hem. farm.», 1930, v. 4, p. 8—12.

Столбец	Полоса	Строка	Напечатано	Следует
Передовая	—	13 сверху	и самое последнее время	и в самое последнее время
Правый	3	20 снизу 12 »	... революционный главный им. т. Краевский	... революционных главный инж. т. Краевский
Левый	15	6 сверху	Глина Часов-Яра высокопластичная.	Глина Часов-Яра высокопластичная.
Сноска 1	—	—	... Круль	... Круль и Кечек
Правый	30	25 снизу	... чтобы считать, что за их пределами другие линзы в районе водораздела Пантелеймоновка—Путепровод отсутствуют.	... чтобы считать, что за их пределами существуют другие линзы в районе водораздела Пантелеймоновка—Путепровод.

Уровенька и заметки

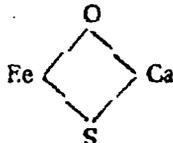
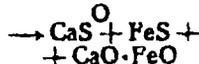
Рефераты и библиография

—	44	25 снизу
—	45	— формула

Шлюзы Урала

«Archiv für des Eisenhütten»,

... экспоненциально
 $2CaO + 2FeS \rightarrow$



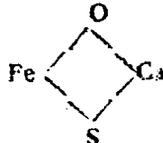
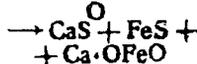
Приведенных в таблице

... снова находятся неизменными в сплаве

Флюсы Урала

Archiv für des Eisenhüttenw»,

... экспоненциально
 $2CaO + 2FeS \rightarrow$



см. таблицу

снова находятся неизменными в сплаве

—	46	24 —
—	46	16 снизу

425. Poitevin E. Chemical and mineralogical studies of some Quebec chromites (Химические и минералогические исследования некоторых хромитов Квебека). Canada, Geol. Survey. Summary reports, 1930, pt. D, № 2288; 1931, p. 150—121 D.

426. Thermal expansion of chromite (Термическое расширение хромита). «Jl. Frank. Inst.», 1930, v. 210, p. 382—383.

427. Weinberg L. The sampling and assaying of South African chrome ores (Опробование Южноафриканских хромовых руд). «S. African Min. & Eng. Jl.», 1931, v. 42, pt. 1, p. 453—454.

Огнеупоры

Месторождения

428. Строительные материалы (результаты полевой деятельности). Отчет о результатах работ ГГРУ за 1929/30 г. М.—Л., 1931, стр. 192—221.

429. Ценные ископаемые Халиловского района. «Химия и соц. хозяйство» № 10, Л., 1931, стр. 101.

430. Федоровский Н. М. Рудоминеральное сырье в промышленности. I. Рудоминеральное сырье в черной металлургии. II. Абразивные материалы в металлообрабатывающей и в других отраслях промышленности. Горное изд., М., 1933, 304 стр.

431. Федоровский Н. М. Рудоминеральное сырье республик и областей СССР в разрезе проблем второй пятилетки. Уральская обл. и Башкирская АССР. Западно-сибирский край. Горгеонефтеиздат, М.—Л.—Новосибирск, 1933, 87 стр. («Труды ИПМ»).

432. Дюкалов Н. А. Литература по огнеупорным материалам. «Мин. сырье» № 2, М., 1934, стр. 57—65.

Исследование и технология

433. Монастырский Д. Н. Примеры технического анализа в металлургическом производстве, вып. 2. Анализ шлаков, огнеупорные материалы и руды. КУБУЧ, Л., 1932, 128 стр.

434. Певзнер Р. Л. Огнеупорные материалы. Госстройиздат, М.—Л., 1932, 42 стр.

435. Швецов В. Н. Огнеупорные материалы в металлургии (Госмашметиздат, 1932, 85 стр.

436. Литинский Л. Шамотный и дянсовый кирпич. Свойства, применение, испытание (Schamotte Silika). Переработанное и дополненное издание под ред. проф. Р. Л. Певзнера. Металлургиздат, М.—Л.—Свердловск, 1933, 296 стр.

437. Попов А. А. Производство огнеупоров. Пособие для техникумов. Металлургиздат, М.—Л.—Свердловск, 1933, 284 стр.

438. Селиванов Б. П. Огнеупоры черной металлургии. Металлургиздат, М.—Л.—Свердловск, 1934, 320 стр.

Ответственный редактор
и редактор проф. Н. М. Федоровский.

Редактор П. К. Топольницкий
Технический редактор А. П. Ротов

Уполномоченный Главлита № В—100 334. СтАт Б 5—176×250^{1/16} Изд. 7 Тираж 2500+175 экз.
Сдано в набор 20/XII 1934 г. Подписано к печати 19/I 1934 г. Число зн. в п. л. 70 тыс. 4 п. л.

ОТКРЫТА ПОДПИСКА на ЖУРНАЛЫ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И ГЕОЛОГОРАЗВЕДКЕ на 1935 г.

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Ежемесячный орган Всесоюзных научных инженерно-технических обществ угольной и горнорудной промышленности.

12 номеров в год
Подписная цена: на год — 30 руб., на 6 мес. — 15 руб., на 3 мес. — 7 р. 50 к.

ГЕОДЕЗИСТ

Ежемесячный научно-технический и производственный журнал.

Орган Госуд. межд. геодезического совета.
Подписная цена: на 12 мес. — 18 руб., на 6 мес. — 9 руб., на 3 мес. — 4 р. 50 к.

УГОЛЬ ВОСТОКА

Ежемесячный технико-экономический и производственный журнал треста Кузбассуголь. Издается в Новосибирске.

Журнал рассчитан в основном на средний адм.-технический персонал угольного Кузбасса.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 12 руб., на 6 мес. — 6 руб., на 3 мес. — 3 руб.

РАЗВЕДКА НЕДР

Орган Главного геологического, гидрогеологического и геодезического управления НКТП СССР (ГГГУ).

24 номера в год

Подписная цена: на год — 10 р. 80 к., на 6 мес. — 5 р. 40 к., на 3 мес. — 2 р. 70 к.

ПРОБЛЕМЫ СОВЕТСКОЙ ГЕОЛОГИИ

Орган Главного геологического, гидрогеологического и геодезического управления (ГГГУ), ЦНИГРИ и НИТО геологов.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 26 р. 40 к., на 6 мес. — 13 р. 20 к., на 3 мес. — 6 р. 60 к.

ТОРФЯНОЕ ДЕЛО

Орган Главторфа и Научно-исследовательского торфяного института.

Журнал является пособием для студентов торфяных вузов и техникумов.

10 номеров в год

Подписная цена: на год — 12 руб., на 6 мес. — 6 руб.

СОВЕТСКАЯ ЗОЛОТО-ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

Орган Главзолото НКТП.

10 номеров в год

Подписная цена: на год — 18 руб., на 6 мес. — 9 руб., на 3 мес. — 4 р. 50 к.

ТЕХНИКА ГОРНЯКУ

Ежемесячный массовый горно-технический журнал.

Орган Всесоюзного угольного научно-инженерного общества.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 6 руб., на 6 мес. — 3 руб., на 3 мес. — 1 р. 50 к.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

Орган Института прикладной минералогии и Главметал НКТП.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 16 р. 80 к., на 6 мес. — 8 р. 40 к., на 3 мес. — 4 р. 20 к.

ГОРЮЧИЕ СЛАНЦЫ

Орган Союзсланца.
Рассчитан на инженерно-технический персонал предприятий, научных работников, хозяйственников, десятников и мастеров.

6 номеров в год

Подписная цена: на год — 9 руб., на 6 мес. — 4 р. 50 к.

ПО НЕФТЯНОМУ ДЕЛУ

НЕФТЬ

Популярно-технический журнал Главного управления нефтяной промышленности НКТП СССР и общества „ЗОГ“ нефтяников.

Журнал рассчитан на рабочих средней и высшей квалификации, на техников и учащиеся нефтяных техникумов.

20 номеров в год

Подписная цена: на год — 10 руб., на 6 мес. — 5 руб., на 3 мес. — 2 р. 50 к.

НЕФТЯНОЕ ХОЗЯЙСТВО

Ежемесячный орган Главного управления нефтяной промышленности НКТП СССР.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 30 руб., на 6 мес. — 15 руб., на 3 мес. — 7 р. 50 к.

ГРОЗНЕНСКИЙ НЕФТЯНИК

Ежемесячный науч.-технич. журнал, орган Грознефти и Союза нефтяников.

12 номеров в год

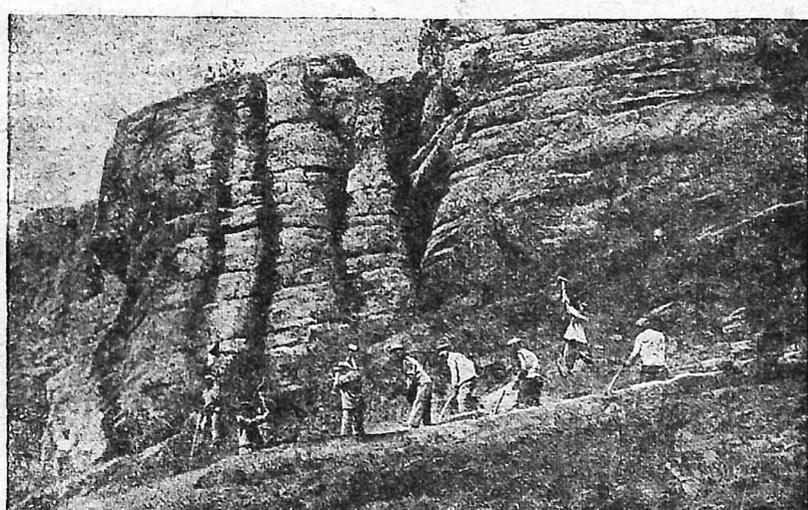
Подписная цена: на год — 20 руб., на 6 мес. — 10 руб., на 3 мес. — 5 руб.

Подписку на журналы и деньги направляйте по адресу: Москва 19, Гоголевский бульвар 27, Главной конторе периодических и подписных изданий ОНТИ „Техпериодика“.

Деньги можно также перечислять на расчетный счет Главной конторы ОНТИ „Техпериодика“ № 3708 в Моск. обл. конторе Госбанка.

Подписка принимается: отделениями, магазинами и уполномоченными ОНТИ, снабженными соответствующими удостоверениями, по квитанционным книжкам со штампом 1935 г. на квитанции (без штампа квитанционные книжки недействительны), а также общественными сборщиками подписки на предприятиях, всеми отделениями и магазинами Когаза, всеми почтовыми отделениями и письмоносцами.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ



ГОС. ОБЪЕДИН. НАУЧНО-ТЕХНИЧ. ИЗД-ВО

№ 2

МОСКВА-ЛЕНИНГРАД

ГОД X

1935

СОДЕРЖАНИЕ

	Стр.
Проф. Н. М. Федоровский — Изучение свойств минералов как базы для их промышленного использования	1
И. В. Шманенков — К вопросу о шлакообразовании при выжиге соленого кокса	3
Е. Ф. Зив и В. Д. Тимофеев — Шеелит в скарнах (тактитах) Хакасско-Минусинского района в Западной Сибири	5
В. А. Басманов — Испытания обогатимости керябинского талька	17
А. Базилевич — Опыт применения некоторых магнизиальных силикатов в качестве огнеупорного сырья	27
К. М. Федотьев — Химико-технологические свойства дистеновой породы Чайнытского месторождения	31
З. Г. Пинскер — Структурный анализ помощью дифракции быстрых электронов	34
В. Н. Перцов — Скользящая (жирность) графитовых порошков	42
К. В. Васильев — Новый тип универсальной камеры для рентгеновских снимков	46
Библиография и отзывы	49

CONTENTS

	Page
N. M. Fedorovsky—A Study of Properties of Minerals, as a Base for Heir Industrial Utilization	1
I. V. Shmanenkov — On Slag Formation in Burning out Salt Coke	3
E. F. Ziv and V. D. Timofeev — Sheelite in Scarns (Tactites) of the Khakass — Minusinsk Region in Western Siberia	5
V. A. Basmanov — Tests on Concentrating Talc from Keryabino	17
A. Bazilevich — An Attempt of Using Some Magnesia Silicates as Refractory Kaw Material	27
K. M. Fedotyev — Chemico - Tehnological Properties of Disthene Rock from the Chaynytsky Deposit	31
Z. G. Pinsker — Structural Analysis by Diffraction of Fast Electrons	34
V. N. Pertzev — Lubricity of Graphite Powdrs	42
K. V. Vasiliev — A. New Type of Universal Camera for X-Rau Photography	46
Bibliography and References	49

На обложке: Каракуба. Месторождение известняков

On the Cover: Karakuba. A Deposit of Limestones

Опечатки, замеченные в № 2 журнала «Минеральное сырье»

Стран.	Строка	Столбец	Напечатано	Следует
17	3 снизу	левый	Ni	NiO
18	5 сверху	правый	Класса	Классы
27	13 »	»	$K_2O_8 Na_2O$	$K_2O + Na_2O$
28	6 »	левый	Маханическая	Механическая
28	14 снизу	»	асбестоно ^{ых}	асбестовых
28	8 »	»	$H_2O_3 + TiO_2$	$Al_2O_3 + TiO_2$
28	19 »	правый	$H_2O_3 + TiO_3$	$Al_2O_3 + TiO_2$
33	6 »	»	Jour. Am. Ceram. Snc	Jour. Am. Ceram. Soc.
34	28 »	»	$h_1 b_1 h_2 b_2$	$h_1 h_2 h_3$
34	23 »	»	... его буквой,	его буквой J,
34	4 »	левый	$a_3 (\gamma - \gamma_0) = h_2 \lambda$	$a_3 (\gamma - \gamma_0) = h_3 \lambda$
35	6 сверху	правый	формулу Vb вольтах	формулу V в вольтах
39	23 »	левый	образующим целлу- лоид (C, Hг O).	образующим целлу- лоид (C, H и O)
39	8 снизу	правый	Tredelenburg	Tredelenburg'a ⁶
40	13 сверху	»	$R(S - S_0) = r; r = R\lambda\gamma$	$R(S - S_0) = r; r = R\lambda\gamma$
41	8 »	левый	... случаев 10 см	случаев 10^{-5} см

Список литературы стр. 46

Напечатано	Следует
1. Б. В. Дерягин, Физико-механические свойства минеральных дисперсоидов, «Минеральное сырье» № 2, 33—9, 1934.	1. Б. В. Дерягин, Физико-механические свойства минеральных дисперсоидов, «Минеральное сырье» № 2, 33—9, 1934.
2. Б. В. Дерягин и В. П. Лазарев, Исследования по внешнему трению кристаллических поверхностей, «Ф. Х.» № 5, 416—422, 1934.	Б. В. Дерягин и В. П. Лазарев, Исследования по внешнему трению кристаллических поверхностей, «Ф. Х.», 5, 416—422, 1934.
3. B. Derjagin. Untersuchungen über die Reibung und Adhaston IV, «Koll. Z.» № 6, 69, 155—67, 1934.	2. Б. В. Дерягин. Новый закон трения и скольжения. «Сорена», 1934, № 8.
4. Б. В. Дерягин. Новый закон трения и скольжения, «Доклады Академии наук СССР» № 2, 93—4.	3. B. Derjagin, Molekulartheorie der äusseren Reiflung. «Z. f. Physik» 88, 661—75, 1934. Геомин, лаборат. дисперсоидов.
5. B. Derjagin, Moleulartheorie der äusseren Reiflung. «Z. f. Physik» № 88, 661—75, 1934. Геомец, лаборат. дисперсоидов.	4. Б. В. Дерягин, Новый закон трения и скольжения, «Доклады Академии наук СССР» № 2, 93—4, 1934.
	5. B. Derjagin, Untersuchungen über die Reibung und Adhaston, IV «Koll. Z.» 69, 155—64, 1934.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

О Р Г А Н
ИНСТИТУТА ГЕОЛОГИИ И МИНЕРАЛОГИИ

№ 2

1935 г.

Год X

Проф. Н. М. Федоровский

Изучение свойств минералов как базы для их промышленного использования

Изучение минералов входит как одна из основных частей в прикладную минералогию. Термин «прикладная минералогия» выдвинут мной в 1924 г. как обозначение нового направления в науке.

Прикладная минералогия связывает науку с производством и перекидывает мост между теоретическим изучением минералов и практическим их использованием в промышленности и сельском хозяйстве. Изучение минерала должно производиться не оторванно, а в связи с его использованием как промышленного сырья.

В поисковом деле особенно важна минералогия, т. е. описание минералов и умение определять эти минералы. В связи с этим для разведчиков горного дела имеет исключительно важное значение макроскопический и химический, а также тахиметрический способы определения минералов. В разведочном деле особое значение приобретают еще сверхтвердые минералы, употребляемые для бурения горных пород.

Определение генезиса месторождения, в сущности говоря, является основой для расчета его запасов; поэтому прикладная минералогия связывает теоретические вопросы изучения генезиса с практическими расчетами запасов полезных ископаемых.

Добыча руд и минералов тесно связана с твердостью горных пород и агрегатным состоянием добываемого вещества. Так например, слюду благодаря тому, что она обладает исключительной спайностью, нельзя добывать взрыв-

ными работами: такого рода добыча портит добываемый минерал.

Добыча руд, находящихся в пылевидном состоянии, тесно связана с процессом агломерации их.

Добыча соли из озер и других бассейнов связана с вопросами растворимости минералов.

Особенно большое значение прикладная минералогия имеет в вопросах обогащения. Процессы обогащения как механические, так и процессы селективной флотации тесно связаны с физическими свойствами минерала как такового: удельный вес, смачиваемость, растворимость и т. д.

Вопросы металлургии ближайшим образом связаны с изучением методов рентабельного выделения содержащегося в руде металла.

Обычно в плавку поступает так называемая руда, т. е. смесь разнообразных минералов, входящих в рудное тело. Здесь задачи прикладной минералогии особенно велики; она дает возможность металлургу разобраться в значении часто ничтожных подмесей и примесей в руде, которые отражаются на конечном продукте.

Прикладная минералогия изучает также и продукты плавки металлургических печей, как например шлаки. Минералогическое изучение шлаков дает возможность, с одной стороны, найти пути их использованию, а с другой — выяснить некоторые еще мало изученные химические процессы при плавке той или иной руды.

Вопросы применения минерального строительного сырья тесно связаны с прикладной минералогией по изучению поверхностного диспергирования минерального тела.

Часто теоретические вопросы физико-химии поверхностных явлений твердого тела имеют огромную практическую ценность, давая в руки технолога материал для выбора методов резки, шлифовки, плавки, а также для выбора того или иного абразивного материала.

Прикладная минералогия связывает изучение твердости с вопросами абразивного дела и по этой группе вопросов тесно связана с металлообрабатывающей промышленностью.

Прикладная минералогия связывает вопросы образования минералов также и с вопросами технологической обработки минералов. Она знакомит технолога с процессами образования того или иного вещества в природе с тем, чтобы он мог использовать сущность этих процессов для искусственного получения того или другого продукта. Так, изучая происхождение алмаза, мы приходим к необходимости установок с исключительно высоким давлением, вне которых невозможно получение искусственных кристаллов.

Взаимная растворимость при разных температурах минералов озер и морских лагун дает возможность поставить получение этих минералов из морской воды на основе изучения химизма процессов, протекающих в природе.

Метод прикладной минералогии является, таким образом, комплексным методом, где минерал изучается со всех сторон различными методами, а часто и различными группами исследователей для полного его промышленного использования.

На первый план в области прикладной минералогии выдвигается, таким образом, исследование свойств минералов. Систематический комплекс этих свойств, составленный по моей просьбе К. О. Висконтом, был опубликован мною в статье «Реконструкция минералогии как науки» («Минеральное сырье» № 5—6, 1932 г.).

Приведем его еще раз.

А. Минерал (кристалл или скопление кристаллов).

1. Свойства физические. а) Свойства

кристаллической решетки: кристаллографические константы, координационные числа ионов, кажущийся радиус ионов (атомов), кристаллическая форма (система), кристаллический габитус, скульптурность граней, степень нарушения кристаллической однородности (включения, пятна); б) свойства, зависящие от сил сцепления и упругости: механическая стойкость, хрупкость, раскаемость, удобообразуемость, ковкость, вязкость, тягучесть, упругость, модуль растяжения, модуль всестороннего сжатия (сжимаемость), сопротивление раздроблению абсолютное и относительное, скольжение в кристаллах, отделимость, характер излома, твердость, плотность, удельный вес; в) свойства оптические и рентгено-излучения: оптические константы (необходимые для технологии), прозрачность, цветность в проходящем свете, цветность в отраженном свете, блеск, опалесценция, флюоресценция, фосфоресценция, термолюминисценция, спектро-рентгеновские поглощения, испускания, радиопрозрачность, коэффициент абсорбции, коротковолновая прозрачность; г) термические свойства: плавкость, точки плавления, кипения, сублимации и превращения, теплопроводность, теплоемкость, скрытая теплота, теплоемкость, теплопрозрачность; д) электрические и магнитные свойства: электропроводность, диэлектрические свойства (сопротивление), на пробивание током, пирозлектрические свойства, пьезо-электрические свойства, удельные сопротивления, электрохимические потенциалы, парамагнитность, диамагнитность.

II. Свойства физико-химические. Дисперсность, адсорбционная способность, возбуждаемость (способность к активации), полиморфизм и т. п., устойчивость (равновесная), теплота образования, теплота диссоциации, химическое сродство (свободная энергия), упругость пара, растворимость и влияние.

III. Химические свойства. Химический анализ, отношение к растворителям, кислотостойкость и прочее отношение к реактивам (реактивоупорность, реакциспособность, свойство пермутитов, реакциеупорность, стойкость, коррозионность и т. п.), пирохимические свойства (флюсование, разлагаемость, летучесть и т. п.)

Наименование минералов	Асбест	Барит	Глины	Гранат	Графит	Изверженные породы	Исландский шпат	Каолин	Кварц	Корунд	Краски земляные	Кровельный сланец	Магнезит	Мрамор	Мел	Наждак	Плавыко-вый шпат	Сера	Слюда	Тальк	Трепел, диатомит, опоки	Туф и пемза	Хромит	
Отрасль промышленности	Наименование отрасли промышленности																							
Свойства																								
Пластичность		Промышленность красочных и пластмасс	Производство керамических изделий и строительная промышленность					Производство керамических изделий																
Дробимость		Красочная промышленность		Абразивная промышленность	Промышленность смазочных материалов, карандашная промышленность и техника водоочистки				Абразивная промышленность	Абразивная промышленность	Красочная промышленность	Промышленность пластмасс и толево-рубероидная		Производство сургуча			Абразивная промышленность	Сельское хозяйство	Электротехническая промышленность, строительная и промышленность пластических масс	Парфюмерная, бумажная промышленность, резинотехническая промышленность	Производство пластических масс и теплоизоляционных материалов			
Трещиноватость				Абразивная промышленность																				
Абразивная способность				Абразивная промышленность					Абразивная промышленность	Абразивная промышленность		Абразивная промышленность									Абразивная промышленность	Абразивная промышленность	Абразивная промышленность	
IV. Термические свойства																								
Температура плавления (легкоплавкость и тугоплавкость)	Текстильная и строительная промышленность		Производство керамических изделий и строительная промышленность		Металлургия и электротехническая промышленность	Каменное литье и строительная промышленность		Производство керамических изделий	Производство огнеупорных материалов	Производство огнеупорных и абразивных материалов				Огнеупорная и керамическая промышленность			Металлургическая, стекловаренная и керамическая промышленность		Электротехническая промышленность, металлургия и быт	Огнеупорная промышленность	Теплоизоляционная промышленность		Огнеупорная промышленность	
Термостойкость			Производство керамических изделий		Металлургия		Производство керамических изделий	Производство огнеупорных материалов	Производство огнеупорных материалов										Электротехническая промышленность, металлургия и быт	Огнеупорная промышленность	Производство теплоизоляционных материалов			Огнеупорная промышленность
Жидкоплавкость						Каменное литье																		
Теплопроводность	Промышленность изоляционных материалов				Металлургия и электротехническая промышленность	Строительная промышленность													Электротехническая промышленность	Производство керамических изделий	Производство теплоизоляционных материалов	Строительная промышленность		
Спекаемость														Металлургия										
Способность к диссоциации														Металлургия, строительная, химическая промышленность, керамика										
Теплоемкость			Строительная промышленность			Строительная промышленность								Строительная промышленность								Строительная промышленность	Строительная промышленность	
V. Поверхностные свойства																								
Смачиваемость					Промышленность смазочных материалов																Резиновая и пищевая промышленность			
Адсорбционная способность	Строительная промышленность		Нефтяная, жировая, лако-красочная и мыловаренная промышленность (бентонитовые и флоридиновые глины и кил)					Мыловаренная, бумажная и резиновая промышленность								Резиновая промышленность					Бумажная промышленность и производство пластических масс	Масложирная, мыловаренная, сахарная	Лакокрасочная промышленность	
Скользкость					Промышленность смазочных материалов																Резиновая промышленность, производство смазочных материалов			
VI. Химическая стойкость	Химическая и текстильная промышленность	Лакокрасочная и пластмассы	Производство керамических изделий			Каменное литье и производство кислото-щелочноупорных изделий			Производство керамических и кислотоупорных изделий					Производство огнеупорных изделий										
Химические свойства	Химическая и алюминиевая промышленность	Химическая и алюминиевая промышленность					Алюминиевая, красочная и химическая промышленность	Химическая промышленность						Строительная, химическая, резиновая, целлюлозная, металлургия магнезия	Химическая промышленность	Химическая промышленность		Алюминиевая, химическая, инсектицидная, стекловаренная и эмалевая промышленность	Сельское хозяйство, химическая, резиновая, бумажная, пищевая промышленность			Химическая промышленность	Химическая промышленность, металлургия	

Б. Минерал (аморфная или коллоидная масса).

1. Свойства физические. а) Агрегатные свойства: кристалличность, крупнозернистость, мелкозернистость, литоидность, аморфность; б) прочность и пластичность: прочность, вязкость, пластичность, модуль растяжения, сопротивление сжатию, временное сопротивление на разрыв, разлом, срез, сдавливание и пр., расщепляемость, кожкость, характер и форма поверхности раскола, твердость, изнашиваемость механическая, полировальное свойство; в) сплошность и пористость: удельный вес, пористость, газопроницаемость, водопоглощаемость, удельный объем; г) цветность (окраска): цветостойкость; д) узорчатость (марамо-

ра); е) звукопроводимость: звукопоглощаемость, звукоотражаемость; ж) огнеупорность (стойкость при высоких температурах): теплопроводность, густоплавкость (интервал плавления).

Для того чтобы наиболее полно выяснить соотношение между свойствами минералов и их использованием в промышленности, мной составлена таблица свойств для неметаллических минералов. Наверху таблицы помещены названия минералов, а с левой стороны в вертикальном столбце идут те свойства, на которых основывается использование их в промышленности.

Эта таблица является первой попыткой такой сводки и подлежит дальнейшей проработке и уточнению.

И. В. Шманенков

К вопросу о шлакообразовании при выжиге соленого кокса

В феврале 1931 г. на Мушкетовском коксохимическом заводе (Донбасс) производился первый промышленный выжиг соленого кокса из шихты, содержащей около 5% NaCl.

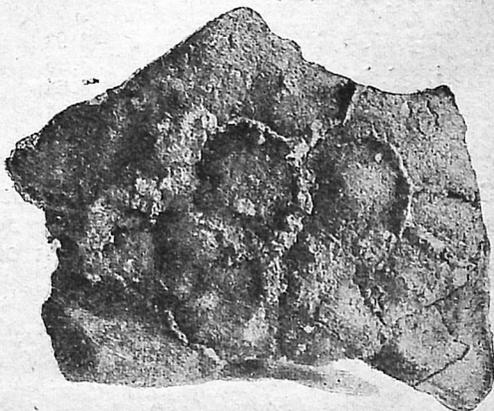
В некоторых камерах при этом выжиге было замечено образование шлаков.

Вообще появление шлака в камерах коксовых печей Мушкетовского завода не являлось новостью и при выжиге кокса из шихты, не содержащей NaCl. Это объяснялось сильной изношенностью печей, что влекло за собой большой подсос воздуха внутрь камер. Кроме этого, в период выжига соленого кокса шлакообразованию создавались благоприятные условия, так как часто допускался большой перестой печей вследствие недостатка угля из-за расстройств железнодорожного транспорта снежными заносами. Вместо полагающегося 48-часового периода коксования принуждены были период удлинять до 72 и 96 час. В этот период отсутствовала нормальная шихтовка углей, и печи загружались случайно поступившими и плохо подготовленными углями.

Тщательное наблюдение за условиями появления шлаков показало, что при выжиге соленого кокса шлаки, главным

образом, появляются в трещинах между отдельными кусками, образующими коксовый пирог. Шлаки как бы вытекали из трещин (рис. 1). Сделав предположение, что эти шлаки являются результатом воздействия NaCl на золу кокса, были тщательно отобраны пробы шлака и соответствующие им пробы кокса. Анализ¹ этих проб (табл. 1) показал, что состав золы сильно отличается от состава шлака. Предположив, что, возможно, шлак есть результат частичного выплавления отдельных компонентов

¹ Анализы сделаны М. Н. Казанцевой.



Фиг. 1

золы, были отобраны из кокса, выжженного 20 февраля, две следующие пробы: 1) проба кокса — слой кокса, соприкасающегося со шлаком, и 2) слой кокса, лежащий за зоной шлакообразования. Анализ этих проб на главные компоненты (табл. 2) дал почти одинаковый состав, что не подтверждало сделанного предположения.

Таблица 1
Состав шлака и золы соленого кокса

Наименование	SiO ₂	R ₂ O ₃	CaO	MgO	Щелочи
Зола кокса от 9 февраля	43,11	40,88	5,05	3,36	7,37
Шлак кокса от 9 февраля	61,02	18,29	8,46	3,73	8,71
Зола кокса от 20 февраля	33,38	50,66	3,64	5,55	6,59
Шлак кокса от 20 февраля	45,71	36,99	3,53	5,59	7,85

Таблица 2
Анализ золы кокса от 20 февраля

Наименование	SiO ₂	R ₂ O ₃	CaO	MgO	Щелочи
Проба № 1	36,43	50,01	2,70	Следы	12,04
• № 2	36,81	51,45	2,39	•	9,08

Детальный осмотр структуры кокса показал, что благодаря плохой сортировке и дроблению угля в коксе имеется много вкрапленных кусочков пустой породы размером от 5 до 10 мм.

Тщательно отобранная проба этих включений пустой породы из кокса от 20 февраля была проанализирована на главные компоненты и получены следующие результаты:

SiO ₂	43,93
R ₂ O ₃	37,96
CaO	6,64
MgO	1,04
Щелочи не определялось	

Сопоставляя эти данные с анализом шлаков от 20 февраля, мы видим довольно близкое их сходство. Таким об-

разом можно сделать вероятное предположение, что шлаки являются результатом выплавления этих включений вследствие образования легкоплавких натровых силикатов за счет NaCl.

Так как образование шлаков шло только почти на поверхности кокса, проникая в глубину всего лишь на 40—45 мм при толщине пирога в 450 мм, можно допустить следующую схему образования этих шлаков.

Прогрев коксующегося массива от стенок к центру вследствие плохой теплопроводности угля происходит весьма медленно. При такой значительной толщине коксующегося массива и периоде коксования в 48 час. нужно считать, что середина пирога будет иметь температуру в 100° только через 18—20 час., в то время как слои, прилегающие к стойкам камеры, будут иметь температуру 900°. Пары воды, выделяющиеся в это время из середины коксующегося массива, улетающая через весь слой массива, частично вступают в реакцию с NaCl и SiO₂ включений, находящихся в слоях, близких к стенкам камеры печи и имеющих температуру около 700—800°. Получающийся по этой реакции силикат натрия



образует со всей остальной массой включения пустой породы легкоплавкий шлак.

Образование шлака можно легко избежать хорошей сортировкой угля, хорошим смешением и нормальным измельчением шихты. Это подтверждается тем, что при загрузке нормальной шихтой шлакообразования не наблюдалось. Особенно это убедительно подтверждается вторым промышленным выжигом соленого кокса на Кемеровском коксохимкомбинате. Благодаря сравнительно хорошей подготовке шихты с нормальным дроблением и тщательному смешиванию NaCl с углем в дезинтеграторах при выжиге 6 тыс. т соленого кокса подобного шлакообразования не наблюдалось.

Е. Ф. Зив и В. Д. Тимофеев

Шеелит в скарнах (тактитах) Хакасско-Минусинского района в Западной Сибири

Минусинская шеелитовая партия Института геологии и минералогии летом 1933 г. обследовала скарны Уленьской и Карышской групп медных месторождений, расположенных в восточных отрогах Кузнецкого Алатау и административно входящих в состав Хакасской авт. обл. Предпосылкой для такого рода работ служило, с одной стороны, широкое развитие здесь скарнов, с другой — нахождение в них в ряде мест Союза (Южный Урал, Могол-Тау) шеелита в интересных для промышленности количествах.

Район как горнорудный известен очень давно. Эксплоатация на медь и железо там началась еще в доисторическое время и возобновилась в середине позапрошлого века с перерывами, продолжаясь до войны. После революции там производились только исследовательские и разведочные работы на медь и, попутно, полиметаллы. Шеелит впервые был обнаружен в 1911 г. минералогом Московского университета П. А. Александром; но это открытие не получило огласки вследствие его смерти. В. С. Домарев (3) и А. Н. Чураков (1) упоминают в своих работах о глафириновом шеелите. Большую работу по геохимии Кузнецкого Алатау ведет сейчас проф. С. М. Курбатов, любезные сообщения которого были учтены партией при своей работе. Им, между прочим, указывалась большая возможность нахождения шеелита в Карышской группе. Постоянная консультация в нашей партии осуществлялась проф. П. П. Пилипенко.

Геоморфологический Уленьский район представляет мелкосопочник, расположенный в таежной зоне. Обнаженность его за исключением безлесных южных склонов очень плохая. Карышский район расположен в степной полосе и имеет очень хорошую обнаженность, несмотря на мягкий рельеф.

Геологическое строение обоих районов в общем одинаково. Мраморизованные известняки спорного, протерозойского или кембрийского возраста, смятые в складки меридионального (Карыш-

ская группа) направления с небольшими прослоями кварцитов, развитыми в Уленьской группе, прорваны магмой гранитного состава в приконтактовых участках, дающей отклонения в сторону щелочности до сиенитов и в сторону основности до габбро. Интрузив сопровождается аплитами и пегматитами, особенно развитыми в Карышском районе. На контактах развиваются тактиты, состоящие, главным образом, из граната, пироксена, амфибола, магнетита и серпентина. В Уленьской группе иногда встречаются еще порфиоровые породы в неясных соотношениях с другими.

Петрографо-минералогическое описание. Геология отдельных месторождений довольно простая; главную роль играют интрузивные породы и известняки, в подчиненных количествах развиты и другие породы, как порфириты, диабазо-порфириты, биотитово-известковистые гнейсы.

Среди известняков в некоторых месторождениях встречены участки и прослойки кварцитов и кордиеритовых роговиков. Петрографический состав интрузии, краевые части которой собственно только и подвергались изучению, чрезвычайно разнообразны, представляет большие колебания и дает всю гамму пород от гранитов до габбро. Преобладающим типом является кварцевый диорит и диорит, меньше гранодиорит и праносиенит; такие же равности, как граниты, адамелиты, сиениты, габбро-диориты и габбро, встречаются в подчиненных количествах.

Между всеми этими разностями наблюдаются весьма тонкие и постепенные переходы на крайне ничтожных расстояниях. Под микроскопом в составе интрузива обнаружены следующие минералы: цидрион, апатит, титаниит, авгит, диопсид, плагиоклаз, роговая обманка, ортоклаз, биотит, кварц; из вторичных развиты: эпидот, актинолит, хлорит, серицит. Различные количественные соотношения главных компонентов — темноватых и плагиоклаза, а также колебания состава последних создают все те

разности, которые указаны были выше.

Причину такого пестрого петрографического состава нужно искать во влиянии контакта, поскольку все эти явления локализируются в небольшой приконтактовой зоне.

Влияние этого контакта может быть различно и сводится в основном к двум моментам: 1) физическому и 2) химическому влиянию. Если первый фактор сказывается в разнообразии структур, то химическое влияние — ассимиляция боковых пород — играет большую роль.

В месторождениях Карышской группы (Терезия, Ожидаемый, Дарьинское) в приконтактовых частях встречаются темные, часто гнейсовидные породы. Условия залегания, а также микроскопическое изучение этих пород показывают, что они представляют собой, по-видимому, шлировые обособления той же диоритовой или кварцево-диоритовой магмы, обогащенные темноцветными компонентами.

За это говорит приуроченность этих разностей исключительно к контактам, тесные взаимные переходы от гнейсовидных текстур к порфирированным и, наконец, полнокристаллическим, а также микроструктура, обнаруживающая изверженное происхождение таких разностей.

К числу более основных дериватов магмы нужно отнести и наблюдающиеся в некоторых месторождениях жильные диорит-порфиры. Аплито-пегматитовая фация больше развита в Карышской группе.

Известняки обычно мраморизованы и представляют собой довольно чистые разности, но местами локально наблюдается доломитизация их. В результате взаимодействия интрузивной и боковой осадочной породы образуется целый ряд разнообразных контактовых пород, объединяемых нами под общим названием тактиты. Тактиты обычно залегают в непосредственном контакте и представляют собой продукт изменения как интрузивной, так и осадочной породы.

В направлении процессов контакт-метаморфизма в сторону эндо- или экзоконтакта большую роль играют геологические факторы, т. е. условия залегания, трещиноватость и др., создающие благоприятные условия для проникновения метаморфизирующих растворов и эманаций.

В составе тактитов встречены следующие минералы:

А. Главнейшие: гранат, диопсид, авгит, кварц, кальцит, эпидот, волластонит, тремолит, магнетит.

Б. Широко распространенные: роговая обманка, актинолит, пренит, серпентин, биотит, серицит, пенин, клинохлор, делессит, плагиоклаз, апатит, титанит, пирит, халькопирит, молибденит.

В. Редкие: шеелит, цоизит, клиноцоизит, тальк, хризотил-асбест, ортоклаз, каолин, альбит, мусковит, хлоритовиды, тулит, ильменит, железная слюдка, магнетит, халцедон, аметист, везувиян, антофиллит, гематит, рутил, пирротин, сфалерит, галенит, блеклые руды, повеллит, опал, флюорит.

Г. В зоне цементации: халькозин, борнит, ковеллин, куприт.

Д. В зоне окисления: лимонит, малахит, азурит, хризоколла, железная охра, лейкоксен, самородная Cu, AR и Ap (Эдельштейн (2));

Кроме того, имеются указания на наличие графита, турьита и молибдита (П. П. Пилипенко (5)). Гранат принадлежит большей частью к андрадиту, реже к проссуляру.

В зависимости от преобладания того или другого минерала в составе тактитов мы различаем несколько главных типов: 1) гранатовый, 2) гранато-пироксеновый, 3) гранато-пироксено-эпидотовый, 4) гранато-магнетитовый, 5) волластонитовый, 6) серпентино-тремолитовый.

Между всеми этими типами наблюдаются постепенные переходы, характеризующие собой связь и постепенные переходы от скарнов пневматолитовой фазы к скарнам гидротермальной, к таким образованиям, как серпентин и тремолит.

Чрезвычайно важно в этой схеме установить взаимоотношение процессов контакт-метаморфизма, собственно скарнообразования, с пегматитами, представляющими собой крайний дифференциат магмы. Это дало бы возможность подойти к разрешению проблемы генезиса контакт-метаморфических месторождений.

Взаимоотношения эти чрезвычайно сложны, и имеющийся материал пока не позволяет решить этот вопрос. Иссле-

дования будущего года должны будут дополнить наблюдения.

Шеелит приурочен в большинстве случаев к 1, 2 и 3 типам, т. е. гранатовым тактитам. Между шеелитом и магнетитом наблюдается как бы антагонизм.

Строение контактной зоны, вещественный их состав, а главное концентрация шеелита в различных месторождениях различны. Ввиду того, что материал по этим месторождениям, обработанный нами, крайне большой и не может быть изложен в небольшой статье, мы вынуждены сократить фактический материал и даем лишь краткое описание наиболее интересных, с точки зрения их шеелитоносности, месторождений.

Все исследованные месторождения разделяются на две группы — Уленьская и Карышская; в первой насчитывается 13 месторождений. Сюда входят: Глафириновское, Сосновское, Калтарское, Заводское, Антониновское, Андреевское, Сергеевское, Гавриловское I, Гавриловское II, Боголокульское, Романовское, Трехниколаевское.

В Карышской группе исследовано 6 месторождений: Алексеевское, Тансывай, Дарьинское, «Терезия», Ожидаемое, Кладбищенское.

По минералогическому составу тактитов все месторождения могут быть разбиты на несколько групп.

1. К первой группе относится Глафириновское месторождение, резко отличающееся от всех остальных, так как собственно скарновые минералы развиты весьма слабо.

2. Ко второй группе могут быть отнесены месторождения Боголокуль, Романовское, Калтарское, Алексеевское, Тансывай, Ожидаемое, Кладбищенское, отчасти Дарьинское. Для них характерны 1, 2 и 3 типы тактитов, т. е. гранатовый, гранатово-пироксеновый, гранато-пироксено-эпидотовый.

3. Третья группа объединяет месторождения Заводское, Сосновское, «Терезию» с гранато-магнетитовым типом тактитов.

4. Для месторождений Андреевского, Гавриловского I и Гавриловского II характерен тремолито-серпентинный тип.

5. Сергеевское месторождение является одним из наиболее низкотемпературных, представляя собой продукт гидротермального воздействия.

6. Несколько отдельно стоят месторождения Антониновское, Сахарское и Трехниколаевское, которые не могут быть отнесены ни в одну из этих групп, являясь как бы промежуточным типом.

Глафириновское месторождение — наиболее крупное среди месторождений Уленьской группы — расположено на вершине довольно высокой водораздельной гряды между р. Сахар и Тарбан, в вершине Безымянного лога, примерно в 4 км к западу от рабочего пос. Улень. До революции оно эксплуатировалось как медное, разведывалось В. С. Домаревым с 1929 по 1933 г.

Вскрыто шестью шахтами и шестью штольнями, пройденными по простиранию рудного контакта; глубина, до которой достигли горные выработки, считая от вершины горы, равна приблизительно 120 м. В настоящее время месторождение заброшено.

Геология участка месторождения крайне простая; северо-восточную часть планшета слагают диориты, а юго-западную — известняки; простирание их северо-западное; падают на восток под углом 40—50°, но в непосредственном контакте; простирание, а чаще всего падение меняются; известняки здесь сильно перемяты, перебиты, наблюдается мелкая складчатость, иногда пльйчатость.

Для петрографической характеристики пород остается в силе все то, что приведено выше в петрографическом описании.

В отличие от других месторождений не только Уленьской, но и Карышской группы Глафириновское месторождение характеризуется сильным развитием эндоконтатных процессов.

Контактные образования представляют собой продукт изменения приконтактных частей интрузивной породы, в силу чего в состав тактитов входят и все породообразующие минералы, к которым присоединяются еще и рудные минералы.

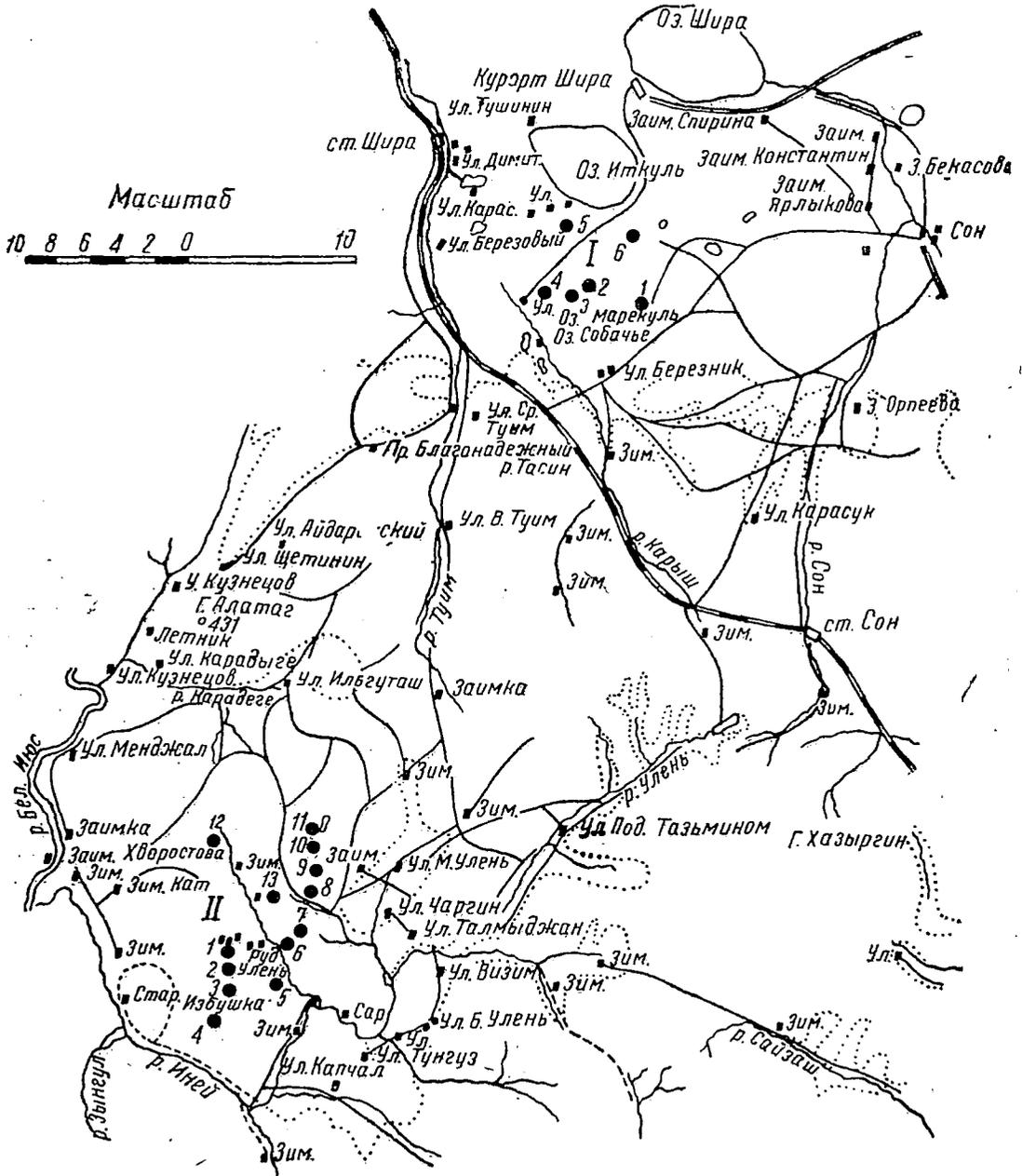
Таким образом минералогический состав следующий: гранат, диоксид, авгит, роговая обманка, биотит, актинолит, хлорит, серпентин, скаполит, эпидот, титанит, пренит; полевые шпаты, кварц, кальцит, шеелит, халькопирит, пирит, пирротин, цинковая обманка, молибденовый блеск, борнит, малахит, азурит,

лимонит. Главную роль играют гранат, диоксид, авгит, кальцит, из рудных — халькопирит.

Шеелит на Глафириновском месторождении тесно связан в своем распространении с сульфидами, и поэтому места наибольшего скопления халькопирита

являются в то же время благоприятными и для концентрации шеелита.

Рудное тело, как это видно из фиг. 2, представляет собой эндоконтактно измененную, сильно трещиноватую краевую часть интрузивного штока, выпуклой



Фиг. 1. I. Карышская группа. Месторождения: 1—Алексеевское, 2—Дарьинское, 3—Тансывай, 4—Кладбищенское, 5—Терезия, 6—Ожидаемое. II. Уленьская группа. Месторождения: 1—Глафириновское, 2—Сахарское, 3—Сосновское, 4—Калатарское, 5—Заводское, 6—Антонининское, 7—Андреевское, 8—Сергеевское, 9—Гавриловское 1-е, 10—Гавриловское 2-е, 11—Боголокульское, 12—Трехниколаевское, 13—Романовское

стороной обращенного к западу; трещины эти являются результатом остывания интрузивного тела и локализуются в самом интрузиве, не выходя за пределы его, так как часто можно видеть, как трещина на контакте круто обрывается и в известняки не переходит. Сульфиды, среди которых преобладающим является халькопирит, по форме своего выделения могут быть разделены на два типа:

- 1) халькопирит вкрапленный,
- 2) халькопирит жильный, т. е. выполняющий трещины и прожилки. Кроме как по форме, оба типа ничем не отличаются, являясь, повидимому, одновременным образованием.

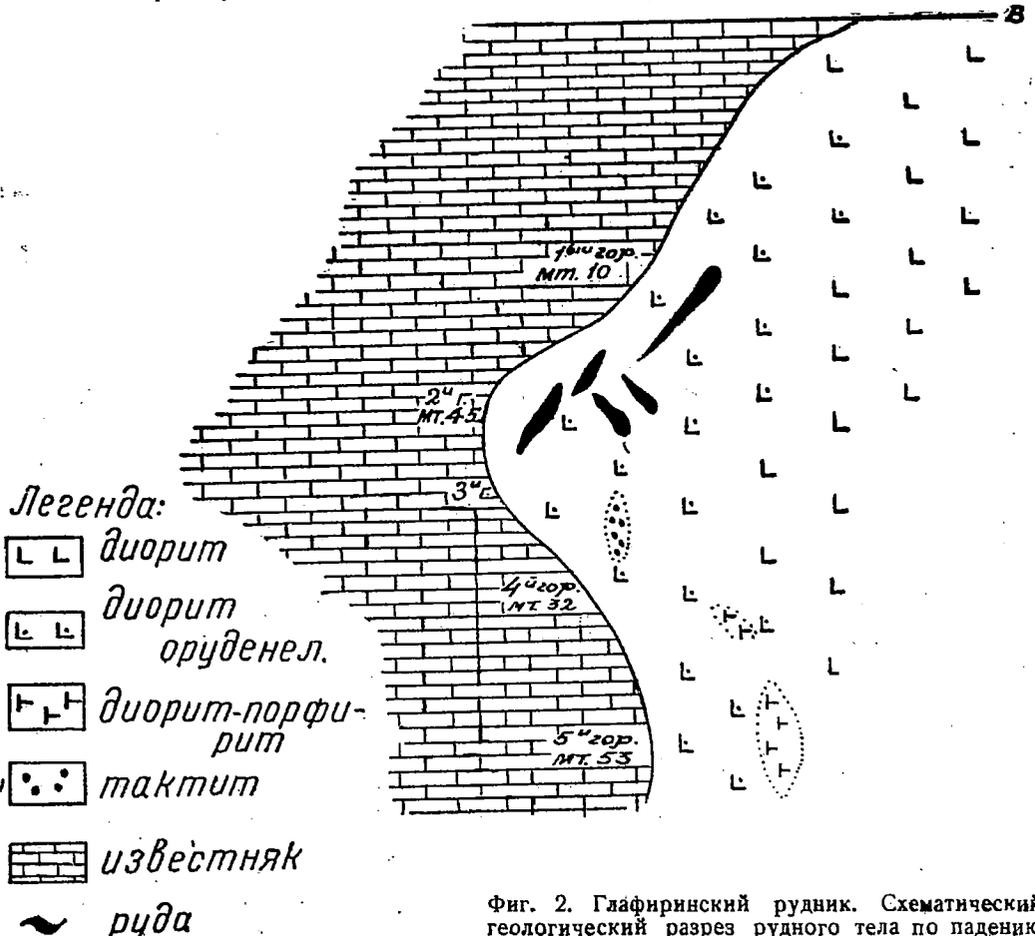
Многочисленные трещины, выполненные халькопиритом, ориентированы в разных направлениях; мощность их самая разнообразная — от нескольких до 30—40 см. Местами (1 и 2 горизонт) сульфидные выполнения приобретают характер жил, резко отграниченных от вмещающей породы, с довольно посто-

янными элементами залегания, прослеживаясь по простиранию до 90 м.

Зона эндоконтактно измененного диорита и степень импреняции сульфидами также крайне непостоянная и колеблется от нескольких сантиметров до 30—40 м вкрест контакта, меняясь также сильно и по падению.

К этим сульфидным жилкам и прожилкам и приурочен шеелит, образующий включения размером от 0,5 до 10 мм, но преобладают средние размеры 2—3 мм в поперечнике.

Шеелит образует неправильные зерна часто квадратного сечения, реже встречаются бипирамиды; цвет белый со слегка желтоватым оттенком, с характерным для него жирным блеском. Очень редко встречаются и зеленые разности шеелита. Распределен шеелит в руде крайне неравномерно, местами он образует заметные на-глаз скопления, но большей частью встречаются в виде мелких спорадических зерен. Между мощностью рудных прожилков и содержа-



Фиг. 2. Глафиринский рудник. Схематический геологический разрез рудного тела по падению

нием шеелита не замечено какой-либо связи. Шеелит встречается как в крупных жилах, так и мелких прожилках.

Для характеристики содержания шеелита в руде был взят ряд проб в количестве около 40. Пробы брались бороздой как по руде, так и по оруденелому диориту. Часть проб была взята штучных. Определение производилось следующим образом: пробы дробились и пропускались на столе Вильфлея, причем в тех случаях, где шеелит был в заметном количестве, его удавалось выделить в концентрате отдельно, большей же частью он, образует вместе с другими тяжелыми минералами, как гранат, так называемый промежуточный продукт.

Часть проб проверялась на WO_3 химическим путем, предварительно качественным, а затем и количественным способом; количественные определения дали содержание WO_3 от следов до 2,28%. Анализ содержания и распределения шеелита показывает, что:

1) шеелит является довольно распространенным минералом в контактовой зоне Глафиринского месторождения;

2) шеелит связан больше с рудой и в меньшей степени с диоритом, но и там он приурочен к оруденелым участкам;

3) шеелит образует наряду с крупными и микроскопические выделения, так как в некоторых пробах химические определения дают довольно высокое (до 0,5%) содержание WO_3 хотя видимого шеелита в руде не обнаружено;

4) содержание WO_3 в руде крайне неравномерное и колеблется в очень больших пределах — от следов до 2,28%.

Месторождение нуждается в дополнительном опробовании на вольфрам, а также и молибден; оно могло бы явиться рентабельным при комплексном извлечении полезных элементов — меди, вольфрама и молибдена.

Алексеевское месторождение. Находится в среднем течении р. Карыш, в 1 км к северу от оз. Доможаково; вблизи дороги на ж.-д. разъезд Туим.

Расположено на небольших пологих холмах, большей частью голых, лишь юго-восточная часть месторождения задернована несколько сильнее. Месторождение вскрыто двумя глубокими шурфами и одним карьером; из шурфа в северной части имеются горизонтальные

расщелины на глубине около 15 м, длиной до 60 м.

В геологическом строении принимают участие граносиениты и известняки. Известнякам подчинена небольшая полоса известково-биотитовых гнейсов; большим развитием пользуется аплитовая и пегматитовая фация. Простираение известняков меридиональное, с крутым (до 80°) падением на восток, реже на запад.

Контактное воздействие сказалось как в образовании роговиков, так и собственно тактитов. Первые представлены плагиоклазово-диопсидо-скаполитовыми роговиками, тактиты — преимущественно темными гранатовыми породами и лишь в незначительной степени светлыми разностями — волластонит — тальково-серицитовыми.

Минералогический состав тактитов следующий (в порядке преобладания): гранат, пироксен, эпидот, полевошпат, кальцит, хлорит, кварц, актинолит, волластонит, шеелит, биотит, серпентин, тальк, халцедон, магнетит, халькопирит, пирит, молибденовый блеск, апатит, повеллит, борнит, ковеллин, малахит, медная смоляная руда, азурит, лимонит, плавиковый шпат, аметист.

Кроме того, П. П. Пилипенко (5) указывает еще гематит, туррит, рутил, графит, молибдит.

Гранатовые породы, представляющие собой рудное тело, прослеживаются узкой полосой до 0,7 м вдоль контакта на расстоянии до 500 м, местами прерываясь, местами переходя в граносиениты. Уже после сформирования гранатовые породы подвергались динамометаморфному воздействию с образованием брекчиевидных структур; местами рудное тело смещается.

Наиболее крупная линза, вернее, шток гранатовой породы, расположена в северной части месторождения и залегает в граносиенитах; наибольшие количества шеелита встречены здесь. Шеелит белого цвета, очень редко окрашен в зеленый цвет по тончайшим трещинам окислами меди. Встречается в виде зерен большей частью квадратного габитуса самых разнообразных размеров — от $4 \times 2,5$ см до 1×1 мм и реже до 0,5 мм в поперечнике. Наиболее обычные размеры 1×1 см до 0,5 мм.

Распределен крайне неравномерно, приурочен исключительно к темным гра-

натовым породам. Шеелит встречен также в разных точках гранатовой породы по ее простираению. Анализы отдельных проб показали содержание от следов до 5,96% WO_3 .

Алексеевское месторождение является наиболее крупным среди месторождений Карышской группы. Факт наличия в нем вольфрама, образующего местами довольно значительные скопления, заставляет его пересмотреть под углом зрения его вольфрамоносности. Весьма интересным с точки зрения комплексного извлечения может явиться также и молибден, который местами образует густую вкрапленность. Для решения этих вопросов месторождение необходимо дополнительно опробовать для того, чтобы можно было дать ему промышленную оценку.

Месторождение Тансывай. Расположено в Карышской группе, на южном безлесном склоне горы Заводской у оз. Собачье. Склоны довольно круты, относительное превышение над озером около 150 м, обнаженность хорошая, за исключением северного склона, поросшего лесом. На месторождении пройдено три глубоких, сейчас недоступных шурфа и много мелких канав. Интрузивная порода представлена граносиенитом с сильно развитыми шширами у контакта. Известняки мраморизованы, на контакте гранатизированы.

Тактиты прослеживаются тонкой от 5 см до 1 м полосой почти вокруг каждого поля известняка. Местные раздувы доходят до десятка метров. В южной части находится тонкий гранатовый прожилок в теле интрузива. Основным типом скарна будет гранатовый, почти всюду приуроченный к контакту интрузива с известняком. В ничтожной мере развит амфиболовый и магнетитовый тип. Контактная зона построена довольно однообразно, детали строения местами прослеживаются отчетливо. В мелком шурфе можно видеть зоны: 1) интрузив, 2) пироксеновый тактит, 3) гранатовый тактит, 4) амфиболовый тактит, 5) мрамор. Но вообще контактная зона не показывает закономерного строения.

На месторождении находится кварцевая жила, разрабатывавшаяся на медь.

Шеелит найден макроскопически в поле в трех точках: в отвалах восточного шурфа, в отвалах шурфа около квар-

цевой жилы и в южной канаве месторождения почти у подножия склона.

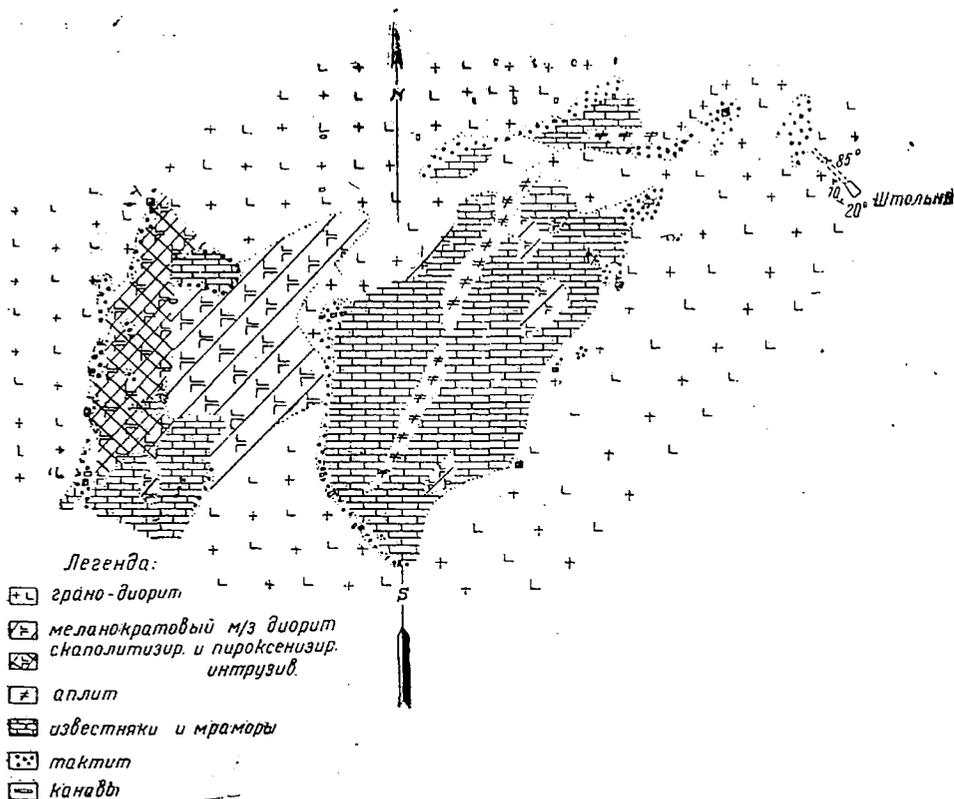
Особенно много шеелита было обнаружено в восточном шурфе, почти все отвалы которого и доступные части тактивной зоны содержали видимый шеелит. Мощность шеелитоносной зоны доходит здесь до 5 м.

В южной канаве шеелит встречен в крупных редких беловатых кристаллах. Видимая мощность гранатовой зоны оценивается в 4 м.

В других местах шеелит макроскопически не встречен, но химический анализ обнаружил его во всех пробах гранатового скарна. Образец из кварцевой жилы не дал положительных результатов. Мы с полным правом можем сказать, что гранатовые породы Тансывая целиком шеелитоносны. Степень их шеелитоносности должна быть выяснена детальным опробованием всех выходов тактита, которые к тому же необходимо вскрыть канавами. Особое внимание надо уделить восточному шурфу; здесь пребудет выяснить содержание шеелита на глубине, для чего шурф должен быть углублен. Перспективы для продолжения скарнов на глубину здесь очень благоприятны, так как широкое поле известняка на этом месторождении показывает крутое падение.

Дарьинское месторождение. Находится в $1/2$ км на восток от Тансывая на уединенном хребтике. На месторождении пройдено 5 глубоких недоступных шурфов, 3 мелких, одна штольня длиной около 15 м (фиг. 3).

По общим геологическим условиям оно очень напоминает Тансывай, отличаясь от него различным развитием отдельных видов тактита. Гранатовый тип тактита и здесь является преобладающим, но наряду с ним сильно развит скаполитово-диопсидовый, в особенно больших количествах встречающийся в западной части месторождения. В некоторых местах, как например по юго-восточной окраине поля известняков, в отвалах шурфа в большом количестве встречается магнетитовый и роговообманковый тактит. Магнетитовый тактит известен и в шурфе в северо-западной части месторождения Там особенно отчетливо проявлена зональность строения контакта (фиг. 4).



Фиг. 3. Схематическая геологическая карта Дарьинского месторождения Карышской группы Хакасско-Минусинской обл.

В направлении от интрузива к известняку наблюдаются породы: 1) интрузив (гранодиорит), 2) пироксенизированный интрузив, 3) пироксеновый тактит, 4) гранатовый тактит, 5) магнетитовый тактит и 6) мраморизованный известняк.

Шеелит макроскопически обнаружен на шести отдельных участках тактита: в выбросах северо-западного шурфа и по всей линии контакта известнякового поля. Особенно много шеелита было найдено в неглубокой канаве в северо-восточной части месторождения.

Химические анализы взятых проб дали в подавляющем большинстве случаев положительные результаты. Можно отметить закономерность — с увеличением магнетита шеелит уменьшается. Количественное определение дало в одном случае содержание WO_3 1,09%.

При господствующем здесь крутом падении известняков можно ожидать продолжения рудоносных тактитов на глубину, а наличие шеелита к тому же в промышленных количествах делает это

месторождение весьма интересным. Разведка и систематическое опробование его являются совершенно необходимыми.

Схема генезиса. Интродуцировавшая в смежные известняки гранитная магма привела их мраморизацию. В самой магме под химическим и физическим влиянием боковых пород обособились шпильры, оседавшие в приконтактных частях.

По мере кристаллизации в магме все более и более освобождались летучие компоненты, сначала или входившие в состав последних продуктов кристаллизации (роговая обманка, биотит) или обусловившие их кристаллизацию в магме (кварц, ортоклаз). После полного застывания породы летучие, сконцентрированные в более глубоких частях магматического бассейна, под влиянием прогрессивно растущего давления устремились в боковые породы и, циркулируя в приконтактных трещиноватых зонах, производили метаморфизирующее

воздействие как на самой интрузив, так и на боковую породу. Идя по линиям наименьшего сопротивления, переходя в пограничные к контакту участки пород, эти растворы постепенно выравнивали химический состав метаморфизируемых пород, приводя их в конечном счете к однообразному гранатовому (андрадитовому) тактиту.

Химизм этого процесса непрерывно изменялся в соответствии с изменением физико-химических параметров — температуры, давления и обусловленного ими вещественного состава метаморфизирующих растворов. Порядок и характер выпадения метаморфических минералов таков (фиг. 5).

1. Апатит — рассеянные бесформенные зерна в интрузиве.

2. Скаполит — локальные, компактные скопления, главным образом в интрузиве.

3. Пироксен — широкая зона приконтактных изменений интрузива. В пироксен превращается сначала роговая обманка, затем полевые шпаты. Известняки пироксенированы слабо. Фазы 2 и 3 разграничены нерезко и иногда смещаются.

4. Титанит — мелкие скопления и прожилки.

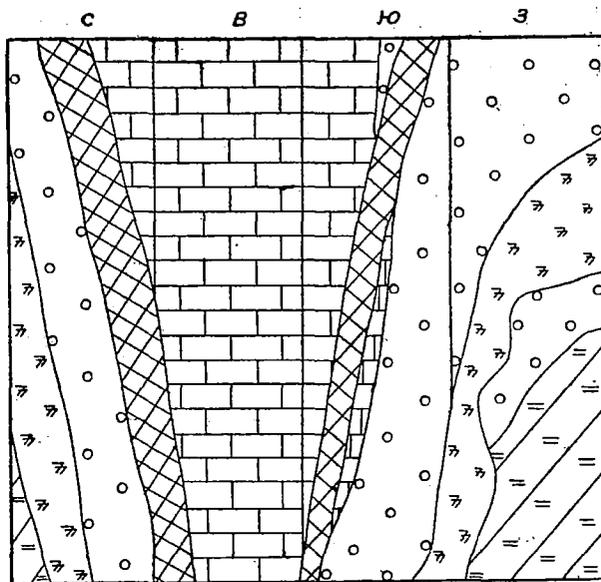
5. Гранат — весьма интенсивные изменения обеих контактирующих пород. Гранатом замещаются все до него бывшие минералы. Эта фаза метаморфизма наиболее важная. В ее середине появляется шеелит. Несколько позднее его вступают кальцит и кварц, встречающиеся рассеянно в гранатовом тактите. Гранатизация настолько сильно изменяет породы, что после нее исчезают почти всякие реликты.

6. Амфибол — образуется, главным образом, за счет ранее выделившегося пироксена, частью — это новообразование в известняках.

7. Серпентин, обычно тесно ассоциирующийся с магнетитом, является следующей температурной стадией процесса.

8. Кварц — в мелких агрегатах, замещающих кальцит в известняках.

В соответствии с этим состав мета-



Фиг. 4. Дарьинское месторождение — развертка шурфа

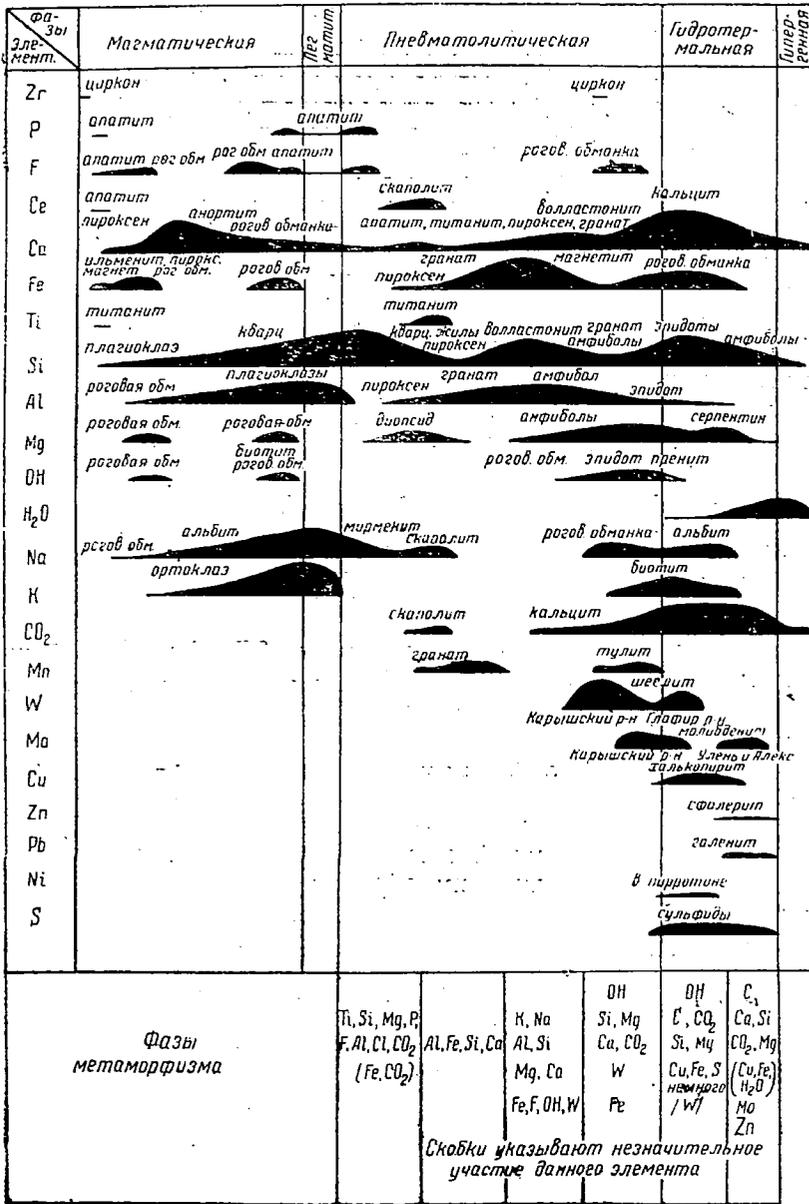
морфизирующих растворов менялся следующим образом:

1. F, Cl, P, Ti, Na, Ca, Al, Mg.
2. Fe, Ca, Al, Si.
3. Ca, Mg, Fe, CO₂ из рудных W, а позднее Mo с S.
4. Ca, Si, CO₂, Mg из рудных Fe, Cu с S.
5. Ca, Si, CO₂, H₂O из рудных Mo, Pb, Zn с S

Уленьская группа отличается от Карышской очень слабым развитием, а подчас и полным отсутствием высоко-температурной фазы.

Большинство из этих месторождений, особенно Карышская группа, очень напоминают американские шеелитовые месторождения, описанные Хессом и Ларсеном. В свое время на эти месторождения обратили внимание Ферсман и Щербаков. Наши месторождения очень сходны с Гумбейским и довольно близко напоминают Моюл-Таусские.

Шеелитоносность. Из всех обследованных месторождений видимый шеелит обнаружен на семи: Глафириновском и Сосновском в Уленьской группе; Алексеевском, Тансыгае, Дарьинском, «Терезии» и Ожидаемом в Карышской груп-



Фиг. 5. Геохимическая таблица

пе. На месторождениях Глафиринском, Алексеевском, Тансывае и Дарьинском шеелит находится в количествах, заслуживающих самого серьезного внимания. Содержание WO₃ в пробах (пробы в большинстве случаев брались бороздой) местами достигает на месторождениях: Глафиринском до 2,28%, Алексеевском до 5,96%, Дарьинском до 1,09%.

Нужно подчеркнуть, что эти цифры дают только местное содержание WO₃, но ниюколко не характеризуют месторождения в целом, для чего потребовалось бы систематическое опробование

скарнов. Содержание WO₃ в рудном теле крайне неравномерно и подвержено сильным колебаниям, что говорит за гнездовый характер оруденения, а это обстоятельство заставляет очень внимательно и осторожно подойти к разведке, так как всякий шаблон в методике разведки может здесь привести к результатам, совершенно искажающим истинное значение месторождений.

Следует отметить различные минеральные ассоциации для карышского и глафиринского шеелита. Первый тесно связан с бурым гранатовым тактитом, и

интенсивность медного оруденения не соответствует интенсивности оруденения вольфрамового.

Второй связан почти исключительно с сульфидными рудами, и интенсивность оруденения у них одинакова в каждом случае. В других месторождениях Уленьской группы — Сосновское, Боголокуль, Калтаровское — связь шеелита с сульфидами неясна.

Тактиты и прилегающие к ним породы были опробованы на WO_3 даже и тогда, когда видимый шеелит в них отсутствовал. Качественные определения в большом числе случаев констатировали наличие WO_3 , правда, обычно в ничтожных количествах. Это, однако, не должно смущать геолога, так как у Хесса и Марсена есть ряд указаний (Willow Gulch, Wrights Canyon) на промышленное содержание шеелита, обнаруженного только опробованием.

Нами пробы брались или штучные, или, где это позволяла обнаженность, — методом борозды или сплошной задиры. Пробы, каждая весом не менее 2 кг, дробились, и из них квартованием бралась небольшая (около 30 г) часть, подвергавшаяся химическому исследованию. Остальная часть пробы пропускалась на столе Вильфлея для отбивки тяжелой фракции.

Концентрат и промежуточный продукт были опробованы химическим путем и параллельно этому по методу флюоресценции в катодных лучах. Искусственная соль $CaWO_4$ дает при этом интенсивное голубое свечение; наш шеелит в большинстве случаев давал такое же голубое свечение, но очень часто он светился в тонах более бледных, иногда почти белым цветом.

Химическим путем шеелит обнаружен на всех обследованных месторождениях

№ по раб.	Название месторождения	Макроскопический видимый шеелит	Шеелит, обнаруженный химическим путем	Шеелит, обнаруженный при обработке пробы	Шеелит, обнаруженный в катодных лучах	Количество в пробе, %	Примечание тип такрита
1	Глафиринское	●	●	●	●	001-228	Контакт породы Вулканический биорит Гранатовая порода (мала)
2	Сазарское		●				Диопсидовая порода
3	Заводское		●				Гранато-магнетитовая порода
4	Сосновское	●	●		●		„ „
5	Калтарское		●	●	●		Гранатовая порода
6	Линтонинское		●		●		„ „
7	Андреевское		●				Серпентинов. порода
8	Боголокульское		●		●		Гранатово-пироксен. порода
9	Романовское		●				Гранатовая порода
10	Трехниколаевское		●				Валластонито-гранато-пирокс. порода
11	Гавриловское I		●		●		Тремалитовая порода
12	Гавриловское II		●		●		„ „
13	Сергеевское		●				Оруденелый известняк
14	Алексеевское	●	●	●	●	002-596	Гранато-пирокс порода
15	Дарьинское	●	●	●	●	109	„ „
16	Тансывад	●	●	●	●		„ „
17	Терезия	●	●		●		Гранатовая порода
18	Ожидаемое	●	●				„ „
19	Кладбищенское		●				„ „

Фиг. 6. Таблица распространения шеелита в месторождениях Уленьской и Карышской группы Хакасско-Минусинского района

- Заметное количество WO_3
- Мало WO_3
- Незначительные следы WO_3

(кроме Кладбищенского) (фиг. 6). Таким образом со всеми обследованными интрузивными массивами района связывается шеелитоносность, вопрос теперь сводится к тому, чтобы отыскать точки промышленной концентрации.

Особо стоит подчеркнуть вопрос о распространенности шеелита. Он встречается во всех контактно-метаморфических (метасоматических) породах.

1. Гранатовые тактиты (Карышская группа).

2. Сульфидные жилы (Глафириновское месторождение).

3. Гранатово-магнетитовый тактит (Заводское, Сосновское месторождения).

4. Тремолиито-серпентиновый тактит (Андреевское, Гавриловское I и II).

5. Окварцованные оруденелые известняки (Сергеевское).

Отсюда вывод: минусинский шеелит образуется при самых разнообразных температурах, начиная от пневматолита и кончая гидротермами.

В свое время Хесс предложил, имея в виду контактно-метаморфические месторождения шеелита, для удобства называть содержащие его породы тактитами, включив в этот термин одни темные тактиты, в которых только и встречается шеелит. Наш шеелит встречается и в светлых тактитах.

Вместе с тем надо отметить, что наиболее обещающими будут высокотемпературные образования, с которыми связана главная масса вольфрама. Остается открытым вопрос о состоянии, в котором находится вольфрам в породах, не содержащих видимого макро- и микроскопически шеелита.

Антагонизм магнетита и шеелита, отмеченный в литературе, наблюдается и у нас (исключая Сосновское месторождение). Детальное изучение гранатов, с которым связаны главные массы магнетита и шеелита, показало, что время выделения шеелита приходится на максимум содержания FeO и Fe_2O_3 в растворе.

В отношении Минусинского района надо сказать, что наиболее благоприятные результаты получились в местах, глубже денудированных, примерно до такой степени, как это имеет место в Карышской группе. Следовательно, в первую очередь надо осмотреть мелкие островки известняков, представляющих

наиболее сильно переработанную кровлю батолита.

Состав шлихов. С целью выяснения возможности концентрации шеелита в продуктах выветривания, учитывая то, что денудация района чрезвычайно сильная, был собран ряд шлихов по месторождениям Карышской и Уленьской групп. Характерно слабое развитие элювиальных и делювиальных отложений, особенно в Карышском районе.

Минералогический анализ шлихов (произведенный в лаборатории Геоминна) показал отсутствие в них шеелита и сходство минералогического состава продуктов выветривания в разных точках района.

Наиболее распространенными минералами являются сфен, роговая обманка, халькопирит, гранат, слагающие главную массу шлиха, иногда эпидот и актинолит.

В одном из шлихов с Антонининского месторождения было обнаружено самородное золото.

Заключение. Работами этого года подтверждается как вольфрамоносность интрузивной породы, так и повышенная шеелитоносность некоторых медных месторождений контактно-метаморфического типа, приуроченная к гранатово-пироксеновым породам и сульфидным скоплениям.

Распознавание шеелита затрудняется как небольшими размерами его выделений, так и сходством его с кварцем и кальцитом.

Необходимо подчеркнуть, что все месторождения, на которых были сосредоточены исследования этого года, привлекали к себе внимание, главным образом, как объекты на медь. В связи с тем, что шеелит обнаружен в точках с чрезвычайно ничтожным медным оруденением, контактовые породы могут оказаться шеелитоносными и в случае отрицательных признаков на медь. Из этого вытекает несколько направлений, по которым должны пойти исследования будущего года, целью которых должна явиться более или менее определенная оценка района.

1. Разведка и опробование месторождений с повышенной шеелитоносностью.

2. Широкое развитие проспекторских работ. Заслуживают также внимания зо-

лотые месторождения, связанные с кон-тактами.

3. Сбор шлихов и изучение золотонос-ных россыпей.

Работами Западносибирского отдела-ния Редмета в 1934 г. подтверждено предположение о промышленном значе-нии Карышского района. На правом бе-регу р. Туим, против месторождения Ка-ялых-Узень, обнаружено весьма инте-ресное месторождение шеелита. В ре-зультате предварительной разведки вы-явлено запасов категории С порядка 1 000 т WO_3 при среднем содержании около 1,1% WO_3 .

Литература

1. Чураков. Кузнецкий Алатау, 1932 г.
2. Эдельштейн. Геологические исследования в западной части Минусинского уезда в 1912 и 1915 гг.
3. Домарев В. С. Вольфрам в руде Глафири-нского рудника. «Вестник Геолкома», т. 48, № 6, 1929 г.
4. Курбатов С. М. Отчет о деятельности Си-бирского отделения Геолкома, вып. 6, т. 2 1922 г.
5. Его же. Меднорудные контактовые место-рождения Хакаской области Сибкрая, 1934 г.
6. Пилипенко П. П. Материал к минералогии Алексеевского рудника. Сборник в честь 25-лет-ней научной деятельности С. И. Вернадского, Москва, 1929 г.
7. Хесс и Ларсен. Контактново-метаморфические вольфрамовые месторождения США.
8. Смольянинов Н. А. и Баскин Б. М. Чорух-Дайронское месторождение шеелита в Могол-тау. «Редкие металлы» № 1, 1933 г.

В. А. Басманов

Испытания обогатимости керябинского талька

Керябинское месторождение талька на-ходится на южном Урале и является од-ной из сырьевых баз Миасской талько-вой фабрики. В 1933 г. в Институт при-кладной минералогии была прислана проба керябинского талька в количестве 16 т для испытаний на обогатимость.

Исследовательская работа проходила в основном на Тальковой испытательной станции института под руководством В. А. Басманова, при участии гг. Г. И. Кривченко и С. М. Мануйленко.

Керябинский тальк является одним из лучших в Миасском районе, но значи-тельное содержание в нем железа портит его качество. Главным железосодер-жащим минералом является магнетит $Fe_3 O_4$ содержание которого доходит до 4%. Поэтому все исследования были на-правлены на удаление магнетита. В ос-тальном испытании проводились анало-гично прежде выполненным работам по другим тальковым месторождениям Со-юза: методы изучения тщательной руч-ной сортировки с выработкой несколь-ких товарных сортов, их размола и воз-душной сепарации.

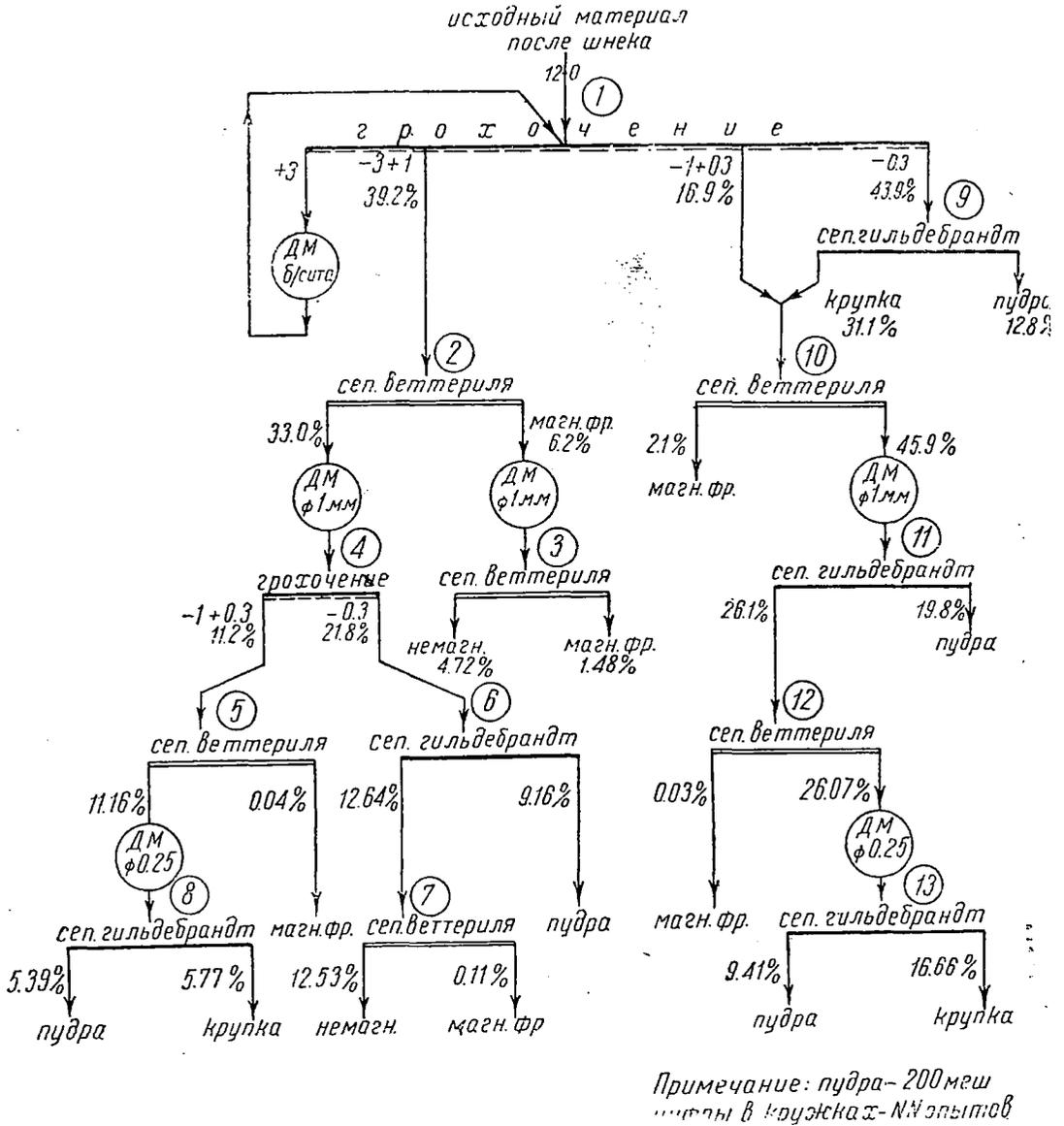
Было проведено опробование при-сланного талька, и результат полного химического анализа исходной пробы приводится ниже:

MnO следы	
CaO ,	Fe ₂ O ₃ в HCl (ул. вес
MgO 29,270/0	1,05)—0,95/0
H ₂ O } 0,180/0	CO ₂ 0,18/0
Внешн. }	
	Потеря при
	прокаливании 4,50/0

Из приведенного анализа видно, что основные компоненты близко соответ-ствуют данным химической формулы чистого талька, в котором должно быть $SiO_2=63,5\%$ $MgO=31,7\%$ за исключением содержания закиси и окиси железа.

Предварительные испытания (фиг. 1). Поскольку основной задачей испытаний керябинского талька было выяснение во-проса с магнитной сепарацией, первые исследовательские работы проводились с несортированным материалом, для то-го чтобы выяснить, какой крупности ма-териал даст лучшие показатели при об-работке на магнитных сепараторах. Как видно из фиг. 1, выделение магнетита велось в две стадии. Первое в виде крупных зерен — 3+1 мм и второе из мелкого материала — 1 мм. Такой метод работы находил обоснование в том, что в исходной руде имелись включения магнетита в виде кристаллов довольно крупной величины, доходящей в отдель-ных зернах до крупности в 5 мм, и силь-ное передрабливание их являлось неже-лательным. Другой отличительной чер-той схемы фиг. 1 являлось то, что здесь

SiO ₂ 58,90%	Ni 0,27%
TiO ₂ нет	FeO 3,300/0
Al ₂ O ₃ 1,470/0	Fe ₂ O ₃ 2,310/0



Фиг. 1. Схема испытаний керабинского талька (без сортировки). Примечание. Пудра — 200 меш. Цифры в кружках — номера опытов

перед каждой магнитной сепарацией тонкий материал (пудра) отделялся на воздушных сепараторах, что значительно улучшило и уточнило работу магнитных сепараторов. Необходимо отметить, что качество получавшейся при этом пудры весьма мало отличалось от пудры, получаемой после магнитного сепаратора, что объясняется большей твердостью магнетита, следовательно и большей крупности его после размола, а также большим удельным весом. Таким образом в данном случае воздуш-

ный сепаратор использовался и как воздушный классификатор. Во избежание передраблывания мелочи материал после дробильного шнека был рассеян на 4 класса (+3, —3+1, —1+0,3 и —0,3 мм), и в молотковую мельницу поступал лишь самый крупный материал +3 мм, причем последний дробился в аппарате бесконтрольных сит опять-таки с целью получения минимального количества мелочи. Этим объясняется то, что для измельчения материала до +3 мм все пришлось пропускать через мельницу не-

сколько раз. Таким образом в результате грохочения получены следующие продукты (табл. 1).

Таблица 1

Продукт в мм	Выход в %
-3+1	39,2
-1+0,3	16,9
-0,3	43,9
3-0	100

Применяемый при исследовании магнитный сепаратор Веттерия был лабораторного типа с производительностью примерно 15 кг/час, при напряжении 110 в и силе тока 4,8 А. Скорость подающей ленты была 14 м/мин, при этом материал подавался слоем от 3 до 5 мм в зависимости от крупности. Расстояние же поперечных лент от подающих колебалось от 6 до 8 мм.

Фракция -3+1 мм была пропущена через магнитный сепаратор (фиг. 1). Результаты опыта приведены в табл. 2 (в %).

Таблица 2

Наименование	Выход	Химический анализ		Извлеченного	
		FeO	Fe ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃
Тальковая фракция . . .	84,4	2,61	0,24	70,7	12,8
Магнитная фракция . . .	15,6	5,85	9,77	29,3	88,2
	100	3,10	1,73	100	100

Данные опыта № 2 указывают на возможность получения большого извлечения Fe₂O₃ методом магнитной сепарации, но выход магнитной фракции при этом получается слишком высокий, что объясняется наличием в ней большого количества сростков талька с магнетитом. Разделение FeO получается значительно худшее, что вообще характерно для талька, так как в нем главная часть закиси железа, обычно изоморфно, замещает MgO. Для выделения попавшего в магнитную фракцию талька она была размолота на дезинтеграторной мельнице с ситом 1 мм и после этого еще раз пропущена через сепаратор Веттерия (табл. 3) (в %).

После перемалывания выход γ конечной магнитной фракции равен 23,9% от опыта с содержанием в ней Fe₂O₃=41,56% и выход промпродукта γ =76,1%, Fe₂O₃=

Таблица 3

Наименование	Выход	Химический анализ	Извлеченного Fe ₂ O ₃
Тальковая фракция	76,1	0,42	3,1
Магнитная фракция	23,9	41,56	96,9
Исходный продукт	100	10,30	100

= 0,42, которая по чистоте продукта представляет собой тальковую фракцию.

Обогащение на магнитном сепараторе с классом +3-1 мм в две стадии с промежуточным измельчением магнитной фракции до 1 мм показало:

- 1) эффективность магнитной сепарации,
- 2) наличие большого количества сростков при дроблении до 3 мм.

Эти опыты дали возможность предполагать, что наиболее целесообразным является направлять на магнитную сепарацию более мелкий материал.

Тальковая фракция опыта № 2 была размолота в дезинтеграторной мельнице с ситом 1 мм и разделена на вибрационном сите на два класса (табл. 4) (в %).

Таблица 4

Классы в мм	Выход	Fe ₂ O ₃	Извлеченного
1-0,3	34,0	0,45	63,0
-0,3	66,0	0,10	37,0
1-0	100,0	0,19	100,0

Опыт № 4 показал, что благодаря избирательности размолта магнетит скопляется больше в крупной фракции.

Как указано на фиг. 1, каждая из полученных фракций обрабатывалась на магнитном сепараторе отдельно.

Результаты опыта № 5 сведены в табл. 5.

Таблица 5

Наименование	Выход в % от опыта	Fe ₂ O ₃	Извлеченного
Магнитная фракция .	0,34	8,58	16
Тальковая	99,66	0,15	84
	100,0	0,18	100

Опыт № 7 дал еще более ничтожный выход магнитной фракции (0,09 против 0,34 %).

Все испытания с повторным обогащением тальковой фракции показали: низкую эффективность повторных приемов как по выходам, так и по содержанию железа в отходах, поэтому все эти операции не отражаются на качестве конечного продукта, что особенно заметно для мелочи.

Обработка фракции — 1 мм. Фракция — 0,3 мм, прежде чем поступить на магнитное обогащение, была пропущена через сепаратор Гильдебрандта (опыт № 9, фиг. 1), где была отделена пудра. В табл. 6 показаны выходы и химические анализы полученных продуктов.

Таблица 6

Наименование	Выход		Химический анализ в %	
	в кг	в %	FeO	Fe ₂ O ₃
Пудра	17,5	29,1	2,77	0,18
Крупка	42,6	70,9	3,12	1,21
	60,1	100		

Класс — 1+0,3 мм (опыт № 1) и крупка (опыт № 9) были объединены и направлены на магнитный сепаратор (опыт № 10, табл. 7):

Таблица 7

Наименование	Выход в %	Химический анализ в %		Извлечение в %	
		FeO	Fe ₂ O ₃	FeO	Fe ₂ O ₃
Тальковая фракция . .	95,6	2,68	0,12	96,2	6,2
Магнитная фракция . .	4,4	2,21	37,66	3,8	93,8
	100,0	2,66	1,78	100,0	100,0

Полученная в опыте № 10 немагнитная фракция размалывалась на дезинтеграторной мельнице с ситом 1 мм, после чего от нее была отвеяна на воздушном сепараторе пудра. Получившаяся в этом опыте крупка была еще раз пропущена через магнитный сепаратор (опыт № 12). В табл. 8 приводятся эти два опыта.

Таблица 8

№ опыта по схеме	Наименование	Выход в %	Химический анализ в %		Примечание
			FeO	Fe ₂ O ₃	
11	Пудра . . .	43,1	2,63	0,11	Сепаратор Гильдебрандта
12	Крупка . . .	56,9	2,90	0,43	
		100,0	—	—	
12	Тальковая фракция . .	99,9	3,01	0,38	Сепаратор Веттерия
	Магнитная фракция . .	0,1	—	9,19	

Опыт № 12 показывает, что вторичный пропуск на магнитном сепараторе не дает почти никакого улучшения качества конечного продукта, так как извлечение остающегося Fe₂O₃ получается ничтожным.

Полученная в опыте № 12 немагнитная фракция была еще раз размолота на дезинтеграторной мельнице с ситом 0,25 мм и пропущена через сепаратор Гильдебрандта (опыт № 13, табл. 9).

Таблица 9

Наименование	Выход в %	Химический анализ в %			
		FeO	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃ в HCl
Пудра	36,1	2,82	0,14	0,98	0,31
Крупка	63,9	2,22	0,60	—	—

Выводы по опытам схемы фиг. 1. Экспериментальные работы, проведенные по этой схеме, показали следующее:

1. Целесообразность комбинированной работы магнитной и воздушной сепарации. При помощи воздушной сепарации удаляется мелочь—200 меш. Магнетит, имея удельный вес 5,1, при сепарации талькового материала (уд. вес 2,7) попадает в мелочь значительно меньших размеров, так как при этом получается коэффициент равнопадаемости K в воздушной среде:

$$K = \frac{\delta_M}{\delta_T} = \frac{5,1}{2,7} \approx 1,9.$$

Следовательно, самое крупное зерно магнетита получается при сепарации талька на—74 микрона:

$$\frac{d_M}{d_T} = \frac{\delta_T}{\delta_M}, \quad d_M = \frac{d_M \delta_T}{\delta_M} = \frac{74,2,7}{5,1} = 39 \mu,$$

т. е. почти в два раза меньшего диаметра.

Кроме того, весьма малые частицы магнетита трудно выделить путем магнитной сепарации, так как сила притяжения магнитных тел:

$$F = \frac{m}{R^2},$$

где m — масса частиц, R — расстояние,

т. е. эта сила прямо пропорциональна массе притягаемой частицы и обратно пропорциональна квадрату расстояния. Поэтому для крупности зерен магнетита 39 μ , которые попадают в мелочь, магнитная сепарация не дает эффекта. Эти мелкие магнитные частицы, представляя собой ничтожную массу, не могут преодолеть сопротивления, которые представляют собой:

- а) тяжесть покрывающих частиц талька,
- б) силы взаимного трения и прилипания частиц талька с магнетитом,
- в) минимально допускаемые расстояния между полюсами магнита и слоем материала на ленте.

Таким образом взаимная работа воздушного и магнитного сепараторов увеличивает извлечение магнитной фракции.

2. Лучшее извлечение магнетита получается при работе на магнитном сепараторе с материалом, раздробленным до 1 мм, что видно из сравнительной табл. 10.

Таблица 10

Наименование	Fe ₂ O ₃	
	содержание	извлечение
— 3 + 1 мм, тальковая фракция	0,24	12,8
— 3 + 1 мм, магнитная фракция	9,77	88,2
— 1 мм, тальковая фракция	0,12	6,2
— 1 мм, магнитная фракция	37,66	93,8

3. Испытания показали, что при отсутствии сростков талька и магнетита, а также при удалении мелочи процесс выделения магнетита проходит достаточно полно в одну стадию и последующая обработка на магнитных сепараторах дает малую эффективность.

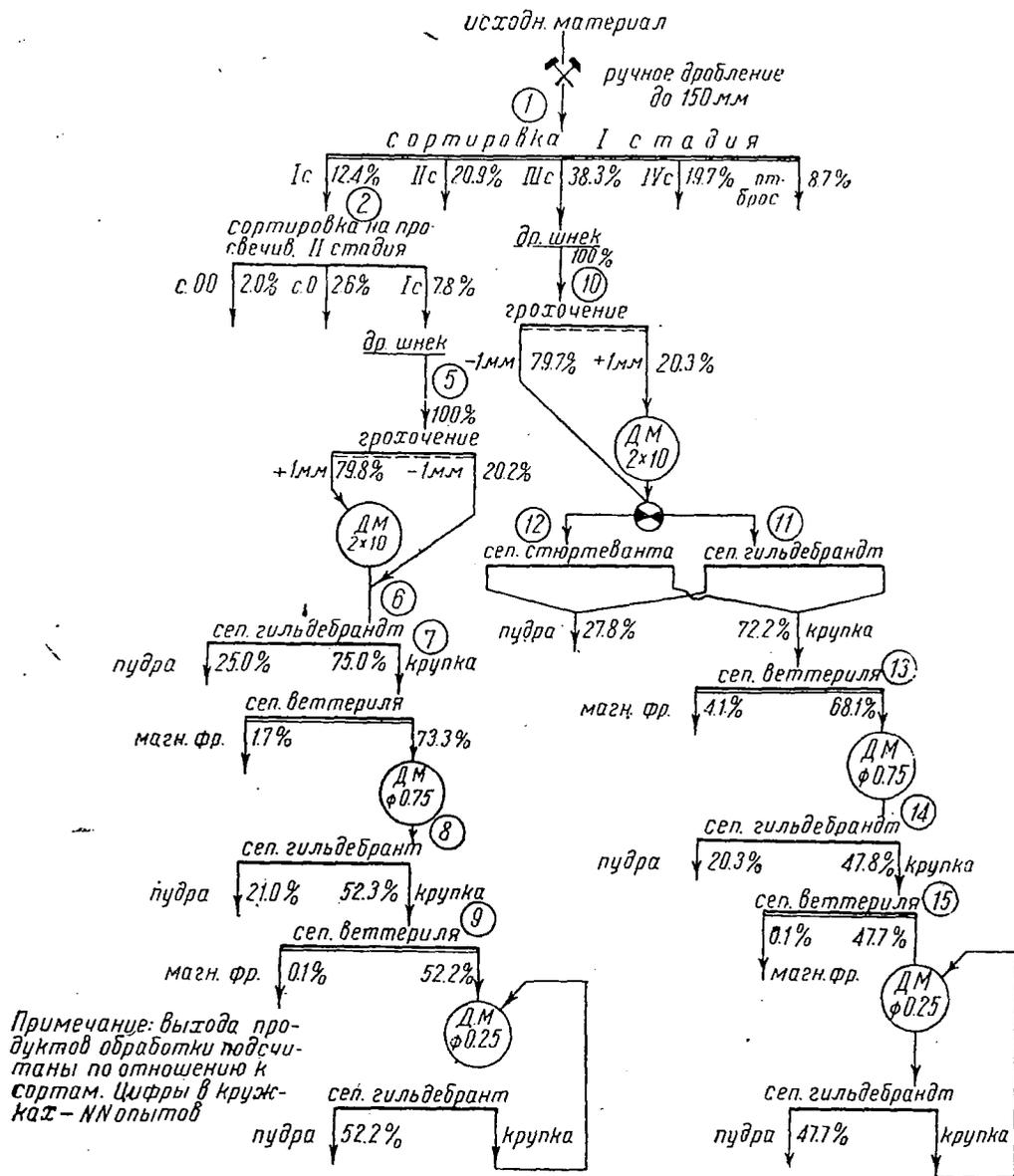
4. Качество пудры, выделяемой перед магнитным обогащением по содержанию окислов железа, почти не отличается от качества конечного обогащенного продукта. Светлота этой фракции оказалась равной 76% против тальковых фракций от магнитной сепарации, оказавшейся в среднем равной 80%. Пониженную светлоту пудры первой воздушной сепарации можно объяснить избирательностью сепарации, так как глинистые и землистые частицы всегда скопляются в легких летучих фракциях.

Сортировка и магнитное обогащение. Второй цикл работ заключается в постановке условий экспериментальных работ, приближающих схему испытания к действительным условиям, т. е. в применении к рассортированному на несколько сортов тальку (фиг. 2).

Перед сортировкой материал дробился до 150 мм. При этом надо отметить, что присланный материал уже подвергался предварительной пороодоотборке на самом руднике аналогично тому, как это практикуется в настоящее время на месте добычи перед отправкой исходного материала на Миасскую тальковую фабрику.

Прежде чем приступить к описанию различных полученных сортов талька, необходимо остановиться на самой методике — сортировке, так как этот метод обогащения является пока единственным, который находит себе широкое применение в талькообрабатывающей промышленности.

В производственных условиях сортировка производится на медленно движущейся ленте или вращающемся рудо-разборном столе, причем каждый кусок материала тщательно просматривается, различными методами определяется его качество. Он очищается от поверхностных загрязнений и лишь после этого направляется в тот или иной сорт. В качестве инструмента при этом удобно применять небольшой топорик (весом около 500 г), обушком которого можно разбивать более крупные неоднородные ку-



Фиг. 2. Схема испытаний керябинского талька (с сортировкой). Примечание. Выхода продуктов обработки подсчитаны по отношению к сортам. Цифры в кружках — номера опытов

ски, а острием производить очистку от поверхностных загрязнений. При сортировке талька Керябинского месторождения на испытательной станции ИГПМ движущаяся лента и стол не применялись, но в остальном метод работы ничем не отличался от вышеописанного. В процессе первой стадии ручной сортировки было выделено 4 сорта талька и отброс.

Сорт I состоит сплошь из чистого белого материала, и сюда же был отнесен

довольно редко встречающийся крупнокристаллический тальк. При этом материал первого не должен иметь желтого оттенка, указывающего на наличие окислов железа. Куски, идущие в этот сорт, должны быть совершенно однородны и не содержать включений карбонатов. Последнее распознается по звуку, который получается при прочерчивании по куску острием топорика. Получающийся при этом скрип и цепляния острия показывают на наличие в куске примесей

и на негодность его для первого сорта.

Сорт II состоит из менее однородного материала, но по общему характеру почти не отличается от I сорта. К идущему сюда материалу предъявляются почти такие же требования в отношении содержания окислов железа, но здесь допускается некоторое количество карбонатов.

Сорт III значительно отличается от первых двух. Поступающие сюда куски уже не так тщательно очищаются, и присутствие небольших включений окислов железа и карбонатов является допустимым.

Сорт IV содержит материал с большим содержанием бурых окислов железа и карбонатов, дающих значительно более темную пудру, чем первые сорта. Этот сорт также и по химическому составу содержит больше всего примесей.

Отброс состоит, главным образом, из кусков, сплошь проросших бурыми окислами железа.

В табл. 11 приведены выходы различных сортов, полученных в результате сортировки.

Таблица 11

Сорта	Выход	
	в кг	в %
I	60,3	12,4
II	111,6	20,9
III	204,2	38,3
IV	105,1	19,7
Отброс	46,2	8,7
Исходный материал	533,4	100

Полученный в первой стадии ручной сортировки сорт I поступал на вторичную тщательную сортировку методом просвечивания. Эта операция производилась на столе со стеклянной крышкой, покрытой черной материей с вырезанными в ней «глазками». Под стеклом во время работы горит ряд ярких ламп накаливания. Просматривая небольшие куски материала на свет, легко установить по просвечиванию чистоту каждого куска. Таким образом сорт I был разделен на марки 00, 0 и 1 (по схеме операция № 2) (табл. 12).

Дальнейшим этапом испытания должна была быть проверка на обогащае-

Таблица 12

Сорта	Выход	
	в %	в % от иск.
00	16,1	2,0
0	21,1	2,6
1	62,8	7,8
	100	12,4

мость магнитным способом различных сортов, но для этого не требовалось производить испытания каждого сорта, а на полную обработку были пущены I сорт, III сорт и частично IV. Остальные же сорта были размолоты и отсепарированы для того, чтобы иметь возможность судить о светлоте сорта пудры каждого класса.

Ниже в табл. 13 сведены светлоты пудр, полученных после размола на дезинтеграторной мельнице и первой воздушной сепарации.

Таблица 13

Сорта	Светлота в %
00	87
0	82
I	81
II	80
III	80
IV	74

Выхода продуктов, полученных при сепарации размолотых сортов 00 и 0 (опыты 3 и 4), приведены в табл. 14 (в %).

Таблица 14

№ опыта	Сорт	Химический анализ	Продукт	Выход
3	00	{ FeO 1,72 Fe ₂ O ₃ в HCl 0,45	Пудра	15,7
			Крупка	84,3
				100
	0	{ FeO 2,57 Fe ₂ O ₃ в HCl 0,80	Пудра	16,7
			Крупка	83,3
				100,0

Материал I сорта, поступающий в обработку, дробился в два приема; из них первый на дробильном шнеке до 12 мм и второй на дезинтеграторной мельнице. С целью наименьшего переизмельче-

ния материала перед магнитным обогащением раздробленный на шнеке материал рассеивался на грохоте 1 мм и в размол на дезинтеграторную мельницу поступал только крупный класс.

Табл. 15 дает выхода продуктов при грохочении, после (опыт № 5) того как

Таблица 15

Продукт	Выход в %
Класс + 1 мм . . .	79,8
— 1 мм . . .	20,2
	100,0

класс + 1 мм был размолот на дезинтеграторной мельнице с ситом 2×10 мм, он бы объединен с классом — 1 мм (опыт № 5) и направлен в сепаратор Гильдебрандта (опыт № 6), где была отведена тонкая мелочь (в %):

Таблица 16

Продукт	Выход	Химический анализ		Извлеч.	
		Fe_2O_3	Fe_2O_3 в HCl	Fe_2O_3	Fe_2O_3 в HCl
Пудра	25,0	0,07	0,39	4,1	17,0
Крупка	75,0	0,56	0,63	95,9	83,0
	100,0	0,43	0,57	100	100

Здесь (в опыте № 6) очень резкая разница в содержании железа в пудре и крупке объясняется, как и в опытах схемы фиг. 1, исключительно избирательностью воздушной сепарации. Крупка после сепаратора Гильдебрандта обрабатывалась на магнитном сепараторе Веттерия (опыт № 7), где была выделена магнетитовая фракция. Табл. 17 дает выхода и химический анализ полученных продуктов (в %).

Таблица 17

Продукт	Выход	Химический анализ		Извлечение	
		Fe_2O_3	Fe_2O_3 в HCl	Fe_2O_3	Fe_2O_3 в HCl
Тальковая фракция . . .	97,7	0,17	0,36	34,1	77,2
Магнитная фракция . . .	2,3	13,87	4,43	65,9	22,8
	100	0,56	0,48	100,0	100,0

Результаты опыта № 7 показывают, что магнитная сепарация I сорта по извлечении дает худшие результаты, чем получается с несортированным материалом. Но, несмотря на это, в конечном материале остается весьма незначительное количество Fe_2O_3 , что объясняется малым содержанием магнетита в I сорте. Для контроля все же тальковая фракция опыта № 7 была размолота на дезинтеграторной мельнице с ситом 0,75 мм и после воздушной сепарации пропущена через магнитный сепаратор (опыты № 8 и 9).

Таблица 18

№ опыта	Продукт	Выход в %	Аппарат
8	Пудра	27,2	Сепаратор Гильдебрандта
	Крупка	72,8	
9		100	Сепаратор Веттерия
	Тальковая фракция	99,8	
	Магнитная фракция	0,2	
		100	

Продукты опытов № 8 и 9 химическим анализам не подвергались, так как выход магнитной фракции получился всего лишь 0,2%, что указывает на малое значение второй магнитной сепарации для конечного продукта.

Точно по такой же схеме, как I сорт, обрабатывался III сорт. Такая проверка намеченной схемы обработки была совершенно необходима для материала с более значительным содержанием железа.

После дробления на шнеке отсеивалась мелочь — 1 мм (опыт № 10 и табл. 19), и крупный материал размалывался

Таблица 19

Класс	Выход в %
+ 1 мм	79,7
— 1 мм	20,3
	100

на дезинтеграторной мельнице с ситом 2×10 мм.

После размолта оба материала были опять объединены и направлены на воздушный сепаратор. Для воздушной сепарации было испытано два вида аппа-

ратов: сепаратор Стюртевандта и сепаратор Гильдебрандта. В данном случае основной задачей было разрешение вопроса об избирательности сепарации для обеих конструкций сепараторов. В табл. 20 приводятся результаты обоих опытов (в %).

Таблица 20

Сепаратор	№ опыта	Продукт	Выход	Химический анализ	
				Fe ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃ в HCl
Гильдебрандта	11	Пудра . .	27,7	0,95	0,37
		Крупка . .	72,3	1,25	1,02
	Исходный	100	0,92	0,84	
Стюртевандта	12	Пудра . .	27,8	0,21	0,51
		Крупка . .	72,2	1,02	0,83
	Исходный	100	0,88	0,82	

Таким образом сепаратор Гильдебрандта дает большую избирательность при сепарации, что можно объяснить тем, что в нем значительно в большей мере для сепарации использована центробежная сила, благодаря чему увеличивается влияние удельного веса на крупность материала, попадающего со струей воздуха в коллектор. Крупки опытов № 10 и 11 были объединены и вместе направлены на сепаратор Веттерилия (опыт № 13, табл. 21) (в %).

Таблица 21

Продукт	Выход	Химический анализ		Извлеченного	
		Fe ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃ в HCl	Fe ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃ в HCl
Тальковая фракция	94,3	0,40	0,58	27,9	54,6
Магнитная фракция	5,7	17,06	7,96	72,1	45,4
	100,0	1,24	0,98	100,0	100,0

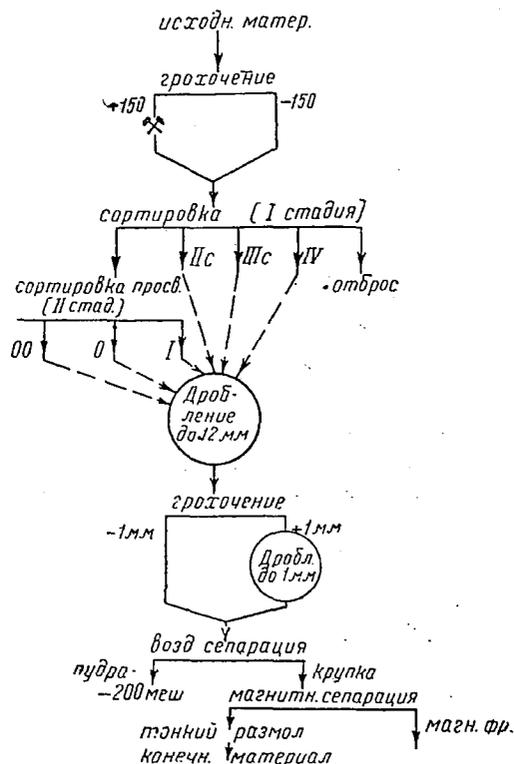
Сравнивая приведенный в табл. 21 опыт с опытом № 7 (табл. 17), находим, что увеличение содержания железа ведет к увеличению извлечения Fe₂O₃ в магнитную фракцию, также улучшаются показатели по извлечению растворимо-

го в HCl железа. Для контроля опять вся немагнитная фракция была размолота на дезинтеграторной мельнице (сито диаметром 0,75 мм) и пропущена через сепаратор Гильдебрандта (опыт № 13), крупка которого была пропущена через сепаратор Веттерилия (опыт № 14).

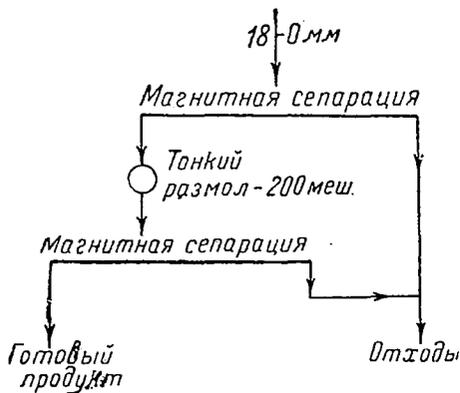
Таблица 22

№ опыта	Продукт	Выход в %
14	Пудра	29,7
	Крупка	70,3
15	Тальковая фракция	99,8
	Магнитная	0,2
		100

Здесь опять получилось, что повторная магнитная сепарация дает столь незначительный выход магнитной фракции, что ее выделение имеет малое влияние на качество конечного материала.



Фиг. 3. Качественная схема



Фиг. 4. Схема магнитной сепарации на Миасской тальковой фабрике

Общие выводы. Проведенные работы по испытанию обогатимости керябинского талька позволяют сделать следующее заключение. Сухая магнитная сепарация дает эффект с предварительным выделением мелочи на воздушном сепараторе при наличии магнитной фракции с большим удельным весом, чем немагнитная фракция. Этот комбинированный метод следует рекомендовать в аналогичных условиях и для других объектов.

Для керябинского талька доказано, что при дроблении до 1 мм магнитное обогащение проходит достаточно эффективно в одну стадию с извлечением магнетита не менее 70 %.

В результате испытания была установлена качественная схема обработки керябинского талька, которая дает возможность достаточно полного извлечения магнетита (фиг. 3).

1. В сортировку поступает материал, раздробленный до 150 мм.

2. Первая стадия сортировки на фабрике дает 4 сорта талька и отброс.

3. Первый сорт подвергается вторичной пересортировке на просвечивание, где выделяются лучшие нулевые сорта талька.

4. Каждый сорт дробится до 12 мм (или близкой к этой величине) и разгрохачивается на сите 1-мм.

5. Надгрохотный продукт (+1 мм) по-

ступает в размол до 1 мм, после чего вместе с материалом — 1 мм поступает на воздушный сепаратор, где отвеивается тонкая пудра (200 меш).

6. Крупка из воздушного сепаратора поступает на магнитный сепаратор.

7. Полученная немагнитная фракция размалывается на комплектной мельнице на любую тонину. Оттуда получается уже конечный материал с содержанием закисного железа не выше 3 %, окисного не более 0,2 % и растворимого в HCl не более 0,5 %.

Сравнивая данную схему со схемой магнитной сепарации Миасской фабрики, куда наряду с тальком других месторождений поступает и керябинский, видно, что магнитные сепараторы были поставлены в совершенно ненормальные условия работы (фиг. 4). Первая стадия магнитной сепарации не работает, потому что материал недодробляется даже до размера самых крупных кристаллов магнетита 3—5 мм. В результате магнетит в главной своей массе не выделяется, так как он остается в сростках с тальком, и лишь случайно освободившиеся зерна магнетита захватывались сепаратором.

Во втором приеме магнитная сепарация дает ничтожный эффект; выход магнитной фракции получается всегда менее 0,1 %. Магнитный сепаратор Дингса, будучи установлен на работу с материалом после его размола на комплектной пятирольной мельнице Раймонда до тонины 200—300 меш, в котором частицы магнетита еще мельче, так как они в 1,9 раза тяжелее талька, и прежде чем быть вынесенным воздушной струей из сепаратора мельницы в коллектор готовой продукции, соответственно требует и более тонкого измельчения, чтобы быть унесенным из мельницы воздушной струей.

В предстоящем году намечена реконструкция Миасской тальковой фабрики, где результаты проведенных по обогатимости керябинского талька работ будут учтены в части исправления технологической схемы.

Опыт применения некоторых магнезиальных силикатов в качестве огнеупорного сырья

Настоящая статья является кратким изложением работ, проведенных ВИОК в 1932—1934 гг. по опробованию некоторых видов огнеупорного сырья, относящихся по химическому составу к группе магнезиальных силикатов.

Теоретическое изучение системы $\text{SiO}_2\text{—MgO}$ было произведено Бауэном и Андерсеном. Составленная ими диаграмма приведена на фиг. 1, причем попутно на ней нанесено положение исследованных нами материалов. Пользоваться этой диаграммой для предоказания свойств естественного сырья следует, однако, весьма осторожно, так как природные магнезиальные силикаты всегда содержат в большем или меньшем количестве примеси окислов железа. Содержание последних обычно колеблется в пределах 5—10%, причем содержание ниже 5% является весьма редким. Этим магнезиальные силикаты существенно отличаются от алюмосиликатов, для которых содержание железа порядка 1% и менее довольно обычно. Другим замечательным свойством некоторых естественных магнезиальных силикатов является изменение огнеупорности образца в зависимости от предварительного обжига. Наблюдаемые при этом колебания могут достигать 200° и более.

Переходим к описанию свойств исследованного сырья.

1. Халиловский тальк. По минералогическому составу порода состоит почти нацело из талька с небольшими включениями хлорита.

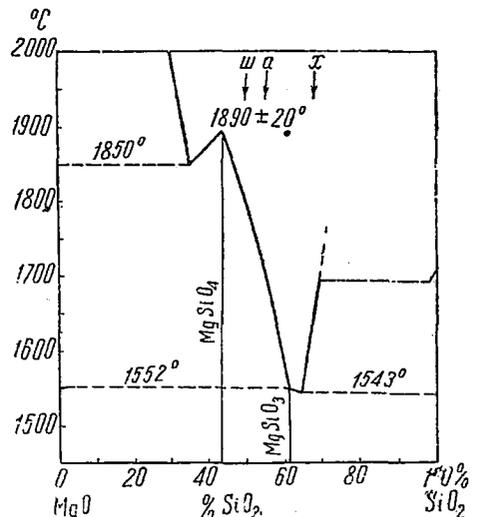
Теоретический состав его 31,72% MgO , 63,52% SiO_2 и 4,76% H_2O . Отношение $\text{MgO}:\text{SiO}_2$ приблизительно равно 0,5.

Кроме Халиловского месторождения, известно еще большое количество месторождений тальков этого типа на Урале — Космо-Демьяновское, Абдул-Касимовское, Верхнесалдинское, Мраморское и др. Имеются месторождения также в Грузии: Тетри-Миндори, Чошори, Уцлев и др.

Исследованное сырье имеет следующий состав:

	I образец в %	II образец в %
Потери при прокаливании	4,85	6,34
SiO_2	56,32	52,84
Al_2O_3	3,27	5,29
Fe_2O_3	1,07	0,58
FeO	4,82	4,77
CaO	0,32	0,50
MgO	28,66	27,78
$\text{K}_2\text{O}_3\text{Na}_2\text{O}$	0,73	0,58
Огнеупорность	1470°	1470°

При обжиге тальк теряет конституционную влагу и превращается в энстатит. Благодаря своей мягкости порода легко поддается распиловке. Однако получить таким путем кирпич, как показали работы ВИСМ, не удастся, так как при обжиге кирпич, несмотря на все предосторожности, растрескивается. Нам удалось получить безукоризненный по форме и по строению кирпич путем сухой прессовки при 250—300 ат шихты, состоящей из 70% сырого талька и 30% предварительно обожженного с последующим обжигом до 1320°. Полученный кирпич характеризуется следующими показателями:



Фиг. 1. Диаграмма системы $\text{SiO}_2\text{—MgO}$. Обозначения: III — шабровский тальк, x — халиловский, а — асбоотходы

Огневая усадка	2,0%
Объемный вес	2,37
Удельный вес	3,033
Кажущаяся пористость	21,4%
Истинная	21,7%
Механическая прочность	800—1200 кг/см ²
Коэффициент истираемости	0,13—0,20
Начало деформации под нагрузкой	1277°
4% сжатия	1281°
40%	1311°
Огнеупорность	1480°
Термоустойчивость	15—20 теплосмен

Приводимые выше цифры говорят о том, что халиловский тальк не является огнеупором и может быть отнесен к разряду тугоплавких материалов. Однако начало деформации у него лежит довольно высоко, почему имеются возможности применять его для футеровки печей с температурой до 1300°. По своей механической прочности и сопротивлению истиранию (соответствующему примерно граниту) он может применяться с выгодой в тех случаях, когда наряду с воздействием температуры в 1000—1100° футеровка подвергается значительному механическому воздействию (удары, перетаскивание тяжелых предметов). Кроме того, он отличается высокой щелочноупорностью: нерастворимый остаток после кипячения в течение 1 часа с 20% раствором NaOH (стандартная методика) составляет 95,77%, в то время как шамот дает в тех же условиях 91—92%, а заграничная щелочноупорная масса 95,27%.

2. Асбестовые отходы. Этот материал является отбросом при добыче асбеста и накапливается в огромных количествах на асбестовых рудниках. Он представляет мелкодробленную породу, состоящую в основном из змеевика с прожилками хризотилового асбеста. Соотношение MgO:SiO₂ приближается к 1.

Химический анализ асбестовых отходов

	I образец		II образец	
	в %		в %	
Потери при прокаливании	11,54	11,71		
SiO ₂	39,43	40,04		
H ₂ O ₃ +TiO ₂	3,23	1,26		
Fe ₂ O ₃	8,61	7,65		
CaO	1,55	1,81		
MgO	36,40	38,39		
Огнеупорность	1530°	1530°		

При обжиге змеевик теряет конституционную влагу и распадается на минералы энстатит и форстерит. Кирпич из

него получен нами по способу, аналогичному с халиловским тальком. Он характеризуется следующими данными:

Огневая усадка	9,2%
Объемный вес	2,47
Истинная пористость	26,06
Механич. прочность	491 кг/см ²
Кэф. истирания	0,85
Начало деформ. п/нагр.	1320°
4% сжатия	1320°
40%	1360°
Огнеупорность	1530°
Термоустойчивость	5—6 теплосмен

Подобно халиловскому тальку кирпич из асбоотходов не является огнеупором, хотя начало деформации у него лежит довольно высоко. По сравнению с халиловским тальком он имеет пониженные показатели по прочности, сопротивлению, истираемости и термоустойчивости, зато по щелочепорности он дает замечательные результаты. Нерастворимый остаток при испытании согласно стандартной методики составляет 99,70%, в то время как лучшая из известных щелочепорных масс дает 99,2%.

3. Тальковый камень. В отличие от предыдущих эта порода неоднородна по своему минералогическому составу. Она состоит в среднем из 50% собственно талька (стеотита), 40% карбоната магния (повидимому, брейнерита) и 8—10% серпентина, хлорита и магнетита. Химический состав талькового камня колеблется в следующих пределах (в %):

Химический анализ талькового камня

	От		До	
	Потери при прокаливании	20,0	27,0	
SiO ₂	29,0	35,0		
H ₂ O ₃ +TiO ₂	32,0	36,0		
Fe ₂ O ₃	0,5	2,5		
CaO	5,0	9,0		
MgO	0,5	2,5		

Соотношение MgO:SiO₂ у него немного более 1.

Тальковый камень в огромных количествах встречается на Урале. Из разведанных месторождений наибольшими запасами обладает Шабровское (близ Свердловска) — 35 млн. т, Сыростанское (близ Миасса) — 16 млн. т и недавно открытое Черниговское (близ Магнитогорска) — 5 млн. т.

При обжиге тальковый камень испытывает ряд минералогических превращений. При 550—750° происходит диссоциация карбоната, превращающегося при дальнейшем подъеме температуры в периклаз. При 900—1000° происходит

разложение талька, превращающегося в магнезиоантофиллит. Начиная с 1200°, происходит постепенное превращение магнезиоантофиллита в клиноэнстатит. Вместе с тем, начиная примерно с 1300°, периклаз начинает реагировать с клиноэнстатитом, образуя форстерит.

Эта реакция особенно энергично протекает при нагреве до 1400—1450°. Минералогический состав обожженного талькового камня примерно таков: периклаза 20—35%, клиноэнстатита 30—60%, форстерита 10—40% и магнетита 3—5%.

Огнеупорные изделия из талькового камня могут получаться двумя способами: путем выпиливания (естественный тальковый кирпич) или путем прессования размолотой породы под давлением 500—600 ат с последующим обжигом при 1350°. По первому способу работает завод на Шабровском руднике, выпускающий в год около 30 тыс. т пиленого кирпича, находящего себе применение, главным образом, в черной металлургии и цементной промышленности. Второй способ разработанности в ВЮОК прошел уже стадию лабораторной и полужаводской проработки. В настоящее время уже готов проект завода, разработанный Гипрорудой на 75 тыс. т естественного и 75 тыс. т искусственно-го кирпича.

Приводим данные испытаний естественного и искусственного талькового огнеупора:

Виды испытаний	Естественный		Искусственный
	сырой	обожженный	
Огневая усадка в %	—	1,4	1,4
Объемный вес	2,873	2,250	2,03
Удельный	2,918	3,304	3,246
Кажущаяся пористость в %	0,8	25,7	—
Истинная пористость в %	1,5	29,3	39,0
Механическая прочность в кг/см ²	238	251	157
Коэффициент истирания	2,60	1,86	2,2
Начало деформации под нагрузкой	1350°	1474°	1315°
4% сжатия	1385°	1493°	1354°
40%	1503°	1520°	1382°
Огнеупорность	1555°	1680°	1650°
Термоустойчивость (теплосмен)	5	3	3

Керамические свойства талькового камня весьма своеобразны; при обжиге

он дает весьма незначительную усадку: при 1450° она еще не превышает 2—3%. Благодаря этому тальк легко переносит быстрый подъем температуры, не растрескиваясь. С другой стороны, это свойство связано с плохой спекаемостью талька, вследствие чего тальковые кирпичи отличаются высокой пористостью.

Вследствие плохой спекаемости механическая прочность искусственного кирпича не особенно велика; до настоящего времени нам не удалось получить кирпичи прочнее 160 кг/см².

Механическая прочность талькового кирпича нарастает до температуры 1350°, дальнейшее повышение температуры обжига ведет к уменьшению прочности. При 1450° тальк сильно разрыхляется и при ударе издает шумящий звук и легко рассыпается в пыль. При дальнейшем повышении температуры наблюдается обычная картина деформации и расплавления. Эта промежуточная стадия пережога-разрыхления является большим недостатком талькового камня, так как исключает возможность применения его при температурах выше 1400°.

Это явление может быть устранено, если изготовляют кирпич не из сырого талька, а из предварительно обожженного до 1450—1500°. Опыты, произведенные в этом направлении, показали, что полученный таким образом кирпич выдерживает температуры свыше 1400°, не разрушаясь, обладает большей прочностью и более высоким началом деформации под нагрузкой по сравнению с кирпичом из сырого талька.

Огнеупорность талькового камня, как показали наши опыты, изменяется в зависимости от предварительного обжига. Сырой материал имеет огнеупорность 1530—1560°. Материал, обожженный до 1500°, имеет значительно более высокую огнеупорность, колеблющуюся в пределах 1650—1750°. Причины этого явления еще не выяснены, но, повидимому, здесь играет роль изменение минералогического состава при предварительном обжиге.

Тальковый камень является основным материалом, поэтому он лучше шамота переносит действие основных и железистых шлаков, расплавленных щелочей и цветных металлов. Хорошие результаты дало применение талькового камня в

цементобжигательных печах, различных нагревательных печах черной металлургии, в медеплавильных печах и в регенерационных содоплавильных печах.

Из вышеизложенного следует, что тальковый камень является материалом средней огнеупорности. Значительное улучшение его огнеупорных свойств может быть достигнуто путем обогащения его магнезитом. Получаемый таким путем продукт состоит, главным образом, из периклаза и форстерита, почему и назван нами «периклазо-форстеритовым огнеупором»¹. Его огнеупорность лежит выше 1800°, начало деформации около 1526°. Он не испытывает того перерождения, которое свойственно тальковому камню при 1450°. Периклазо-форстеритовый кирпич может быть получен не только из талькового камня, но и из асбоотходов и халиловского талька и вообще из любого подобного сырья. Однако для достижения примерно одинаковых показателей по огнеупорным свойствам в шихту должно быть введено для талькового камня 20%, для асбоотходов 30% и для халиловского талька около 50% обожженного магнезита. Таким образом использование для этой цели талькового камня является экономически наиболее выгодным.

В связи с тем, что магнезит является дефицитным материалом, особый интерес приобретает проблема получения периклазо-форстеритового кирпича без введения магнезита извне. Институтом прикладной минералогии разработан несложный и дешевый метод выделения талька из тальковой породы, идущего

на нужды бумажной и резиновой промышленности. Получающиеся при этом отходы состоят из 70% магнезита и 30% талька. Этот материал, пока не находящий себе применения, является идеальным сырьем для получения периклазофорстеритового огнеупора.

Работа в этом направлении ставится ВИАК в текущем году.

Описанные здесь виды сырья изучены далеко не полностью. Тем не менее уже сейчас намечаются некоторые общие выводы по магнезиальному сырью.

В зависимости от химического состава сырья свойства получаемого огнеупора изменяются следующим образом.

С повышением содержания MgO возрастают: огнеупорность, начало деформации под нагрузкой, интервал деформации, коэффициент истирания и пористость. Уменьшаются: механическая прочность, термоустойчивость.

Заканчивая на этом наш обзор, мы позволили себе наметить те основные направления, в которых, по нашему мнению, должны вестись исследовательские работы в области магнезиальных силикатов:

1. Теоретическое изучение тройной системы $MgO-SiO_2-Fe_2O_3$, необходимой для ясной ориентировки в свойствах естественного сырья и получаемых из него продуктов.

2. Изучение огнеупорных свойств оливиновых пород и в первую очередь перидотитов и дунитов.

3. Изучение пород с содержанием MgO меньшим, чем у стеатита или искусственных композиций, с целью получения талько-кварцевого кирпича, аналогичного полукислому глинисто-кварцевому.

¹ Периклазо-форстеритовый огнеупор, «Огнеупоры», 1934 г.

К. М. Федотьев

Химико-технологические свойства дистеновой породы Чайнытского месторождения¹

Чайнытское месторождение дистена, находящееся в Верхнетимптонском золотоносном районе Якутской АССР, открытое Д. С. Коржинским в 1930 г. (1), представляется исключительно оригинальным. Залегающая среди кристаллических сланцев дистеновая порода содержит одновременно в своем составе корунд; при этом наблюдаются постепенные переходы от чистой дистеновой к чисто корундовой породе. Второстепенные минералы, кроме мусковита и маргарита, — хлорит и рутил.

В статье К. Н. Озерова (2), подробно исследовавшего чайнытские породы, корунд и дистен классифицируются как два отдельных, совершенно самостоятельных вида сырья, с приблизительной оценкой запасов их по категории С в 75—100 тыс. т корунда и не менее половины этого количества дистена.

Запасы дистена, таким образом, уже сейчас представляются достаточно солидными для технического их использования, тем более что присутствие в дистеновой породе корунда, исключаящего кварц, является особо благоприятным признаком в смысле огнеупорности дистена. Напомним, что именно такая дистеновая порода с примесью корунда с успехом эксплуатируется в качестве огнеупорного сырья из индийских месторождений в Бенгалии (3).

К. Н. Озеровым был передан нам специальный образец весом в 1,5 кг чайнытской дистеновой породы для детального определения ее огнеупорных качеств.

Химический анализ образца из средней пробы, произведенный Э. В. Книпович, дал следующие результаты (табл. 1).

Относительное процентное содержание Al_2O_3 и SiO_2 в приведенном анализе показывает, что в породе должно быть не менее 5% свободного глинозема в виде корунда. Сопоставленный рядом химический анализ бенгальской породы дает около 15% ко-

Таблица 1

Химический состав	Чайнытская дистеновая порода	Бенгальская дистеновая порода	Теоретический состав дистена
SiO_2	32,53	30,20	37,15
TiO_2	2,55	0,06	—
Al_2O_3	59,68	65,35	62,85
Fe_2O_3	0,97	3,19	—
Cr_2O_3	0,70	—	—
MnO	Нет	—	—
CaO	0,66	Следы	—
MgO	0,30	1,37	—
K_2O	0,92	—	—
Na_2O	0,75	—	—
Потери при прокаливании . . .	1,34	0,61	—
	100,40	100,78	100,00
Уд. вес	3,46	3,66	3,5—3,7

рунда. Характерным признаком, отличающим наш якутский дистен от индийского, служит большое содержание в нем TiO_2 —до 2,5%, между тем как в индийской породе он почти отсутствует (0,06%).

Микроскопическое исследование трех шлифов, изготовленных из чайнытской породы, показало, что главную массу образует дистен. Корунд оценивается по подсчету под микроскопом в 10—11%, т. е. несколько выше, чем на основании химического анализа. Кристаллы корунда окрашены в красивый красный цвет; окраска зависит, вероятно (как обычно), от примеси Cr_2O_3 . Из других примесей распознаются мусковит и рутил. Последний в виде изолированных кристаллов относительно редок, так что TiO_2 , по видимому, содержится отчасти также и в самом дистене.

В целях детальной характеристики огнеупорности чайнытского дистена нами получена была кривая нагревания пороцы, определена температура размягчения ее и характер муллитизации породы, измерены изменения объема при обжиге и термостойкость обожженного дистена.

¹ Предварительное сообщение.

Кривая нагревания. Впервые подробное термическое исследование дистена в чистом виде произведено было в 1925 г. Грейгом (4), причем найдено было, что при нагревании в течение 45 час. при 1100°C уже возникают в дистеновом веществе первые признаки иголок муллита. Окончательная муллитизация происходит при 1410°C . На кривой нагревания дистена Грейгом наблюдался эндотермический эффект при $1400\text{—}1420^{\circ}\text{C}$.

Кривая нагревания дистеновой породы получена нами при нагревании образца в платиновой печи сопротивления в интервале от 20 до 1600°C . Запись кривой произведена при помощи саморегистрирующего пирометра системы Н. С. Курнакова и дифференциальной термопары (фиг. 1).

На полученной кривой мы наблюдаем два эндотермических эффекта: один, начинающийся при 145° и оканчивающийся при 687° , отвечает, по всей вероятности, суммарному выделению воды примесей, второй соответственно при $1409\text{—}1485^{\circ}$. Последний эффект, видимо, отвечает муллитизации.

Характер муллитизации. Для определения характера муллитизации нами проведено нагревание порошка породы в платиновом тигле с выдержкой при желательной температуре в течение 2 час.; полученный продукт исследовался затем под микроскопом (табл. 2).

Температура размягчения. Не только муллитизация дистена, но даже и плав-

Таблица 2

Температура обжига в $^{\circ}\text{C}$	Результаты микроскопического исследования
1100	Не наблюдается никаких изменений
1200	„ „ „
1300	Наблюдается каемка, состоящая из муллита и стекла
1400	Кристаллы дистена нацело муллитизированы

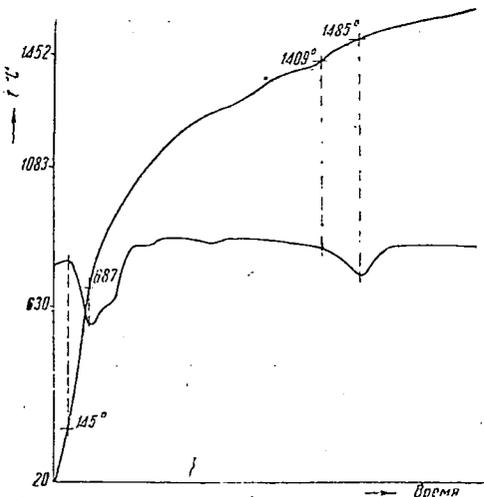
ление самого муллита не обозначают еще, как известно, полного фактического расплавления вещества в смысле образования жидкостно-текущей фазы. Необходимо было поэтому определить начальную температуру размягчения материала, весьма важную в технологическом отношении². Определение это произведено нами по конусам, изготовленным из измельченного материала с добавлением к нему 3% декстрина.

Прокаливание велось в таммановской печи сопротивления. Контроль температуры производился при помощи оптического пирометра системы Гольборн-Курльбаум, а также сравнительно с конусами Зегера. Определенная температура размягчения исследуемого материала оказалась равной $1810^{\circ}\pm 10^{\circ}$ и лежит между 36 и 37 SK.

Усадка при обжиге. Для дальнейшего исследования были изготовлены цилиндрические образцы малых размеров. Измельченный материал смачивался 3% раствором декстрина, и из таким образом приготовленной «шихты» прессовались цилиндрики на гидравлическом прессе при давлении 150 кг/см^2 . Полученные цилиндрики диаметром 17,5 мм и высотой 19 мм высушивались и послужили для определения: 1) линейной усадки при обжиге, 2) термостойкости.

До обжига цилиндрики были измерены с точностью до 0,1 мм; затем они были подвергнуты обжигу до желательной температуры. По достижении необходимой температуры печь выдерживалась в течение 2 час. на этом температурном уровне и затем медленно охлаждалась. Таким образом был произведен обжиг цилиндриков при следующих температурах: 1300, 1400, 1500 и 1600° .

² Еще более важно начало размягчения под нагрузкой. Прим. ред.



Фиг. 1. Кривая нагревания чайнытского дистена, простая и дифференциальная

После обжига они вновь измерялись с той же точностью. Наблюдавшаяся во всех случаях отрицательная линейная усадка (увеличение линейных размеров) рассчитана в процентах. Во всех случаях мы наблюдали равномерный рост диаметров цилиндра как верхнего, так и нижнего. Рост по диаметру был всегда меньше увеличения высоты цилиндра. Данные, полученные из двух параллельных обжигов, приведены в табл. 3 и фиг. 2.

Таблица 3

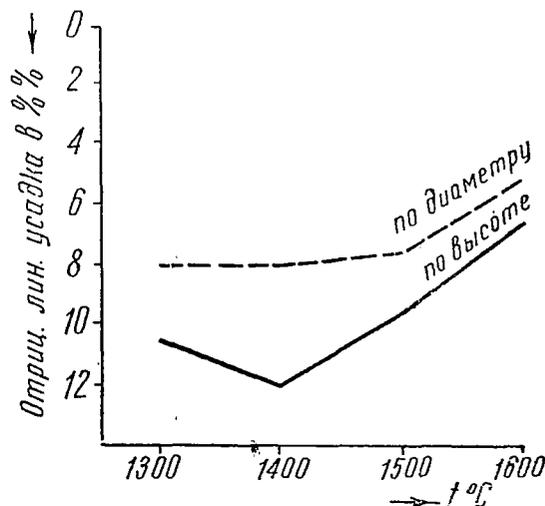
Температура обжига в °C	Линейная усадка по высоте в %	Линейная усадка по диаметру в %
1300	-10,5	-8,0
1400	-12,0	-8,0
1500	-9,5	-7,5
1600	-6,5	-5,0

Поверхность цилиндров после обжига, несмотря на увеличение объема, оставалась только в ничтожной степени покрытой тонкими неглубокими трещинами. Кромка держалась достаточно прочно.

Термостойкость. Для определения термостойкости были взяты образцы, обожженные при 1500 и 1600°. Определение велось по стандартной методике. Образцы с одного конца нагревались в дверке печи до 850° в течение получаса и затем нагретыми концами опускались в проточную воду на 3 мин., после чего они выдерживались на воздухе для испарения излишней воды, а затем вновь нагревались в печи.

Эти образцы выдержали по 50 нагреваний. При этом на поверхности, обращенной в рабочее пространство печи, мы не наблюдали никаких признаков растрескивания. Только цвет их из темносерого стал серовато-желтым. Это исследование показывает, что муллитовый материал обладает очень высокой термостойкостью.

Заключение. Суммируя полученные предварительные данные, можно с уверенностью сказать, что сырье Чайнытского месторождения обладает высокими термическими качествами. Интересно сравнить данные, полученные нами для чайнытского дистена, с аналогичными данными для дистена Уральского месторождения с Борисовских сопок (5).



Фиг. 2. Линейная усадка дистеновых цилиндров при обжиге

В случае этого последнего, согласно Омину и Синякову, мы имеем, во-первых, отходы, доходящие до 70%. В работу, таким образом, идет только 30% от общего веса взятой породы. Содержание $\text{SiO}_2 = 52,29\%$ и $\text{Al}_2\text{O}_3 = 44,15\%$. Огнеупорность материала не превышает 1750—1775° (34—35 SK). В то же время исследованное нами сырье Чайнытского месторождения характеризуется следующими данными: 1) сырье не требует обогащения, 2) содержание $\text{SiO}_2 = 32,53\%$, $\text{Al}_2\text{O}_3 = 59,68\%$. Огнеупорность равна 1810° (36—37SK). Чрезвычайно высокая термостойкость.

Чайнытское сырье по своим свойствам стоит довольно близко к индийским дистенам (P. B. Sillianite), где среднее содержание $\text{SiO}_2 = 30,20\%$, $\text{Al}_2\text{O}_3 = 65,35\%$ (3), а огнеупорность равна 35 SK (6).

Список использованной литературы

- Д. С. Коржинский, Геология и полезные ископаемые Южного района, Академия наук СССР, «Труды СОПС», «Якутская АССР», в. 2, стр. 183—221, 1932.
- К. Н. Озеров, Андалузит, кианит и пр. Курс нерудных месторождений. Татаринов, Озеров и др., ч. 1, стр. 168.
- J. A. Dunn. The aluminous Refractory Materials: Kyanite, Sillimanite and Corundum in Northern India, «Mem. Geol. Surv. India», V. LII, p. 2, pp. 145—274.
- J. W. Greig, Formation of Mullite from Cyanite, Andalusite and Sillimanite, «Jour. Am. Ceram. Soc.», V. 8, pp. 465, 1925.
- О. В. Оминин и Ф. М. Синяков, Керамические свойства кианита Борисовского месторождения Урала, «Огнеупоры» № 1, стр. 4, 1933.
- M. Freed, «Jour. Am. Ceram. Soc.», V. 9, № 5, 1926.

З. Г. Пинскер

Структурный анализ помощью дифракции быстрых электронов

Интерференция в кристаллической решетке и сфера Эвальда. В настоящей статье мы хотели бы весьма сжато ознакомить широкие круги читателей журнала «Минеральное сырье» с совершенно новым методом структурного анализа, лишь недавно открытым и только что начинающим находить себе применение в исследовании кристаллов. Речь идет о явлении дифракции электронов, открытие которой связано с вновь разрабатываемой в теоретической физике главой, так называемой волновой или квантовой механикой. В 1925 г. французский физик Де Бройль высказал в высшей степени оригинальную гипотезу, согласно которой движущийся электрон сопровождается особой волной, скорость распространения, частота и интенсивность которой связаны совершенно определенным соотношением с энергией, массой и импульсом электрона.

Почти непосредственно после статьи Де Бройля, в том же 1925 г., Эльзасер высказал предположение, что волновую природу электронов можно проверить на опыте при помощи интерференции от кристаллической решетки совершенно подобно рентгеновским лучам.

Как известно, явление интерференции кристаллической решетки возможно лишь при определенном соотношении между длиной интерферирующих волн и параметром решетки. Этот принципиальный факт нагляднее всего поясняется при помощи особого геометрического метода — так называемой сферы Эвальда. Именно, исходя из уравнений Лауэ, дающих ту разницу хода между падающим и рассеянным лучами, которая приводит к образованию интерференционного максимума. Уравнения эти могут быть написаны так:

$$\left. \begin{aligned} a_1(\alpha - \alpha_0) &= h_1\lambda \\ a_2(\beta - \beta_0) &= h_2\lambda \\ a_3(\gamma - \gamma_0) &= h_3\lambda \end{aligned} \right\} \quad (I)$$

Здесь a_1, a_2, a_3 обозначают атомные расстояния (периоды идентичности) по кристаллографическим осям, $\alpha_0, \beta_0, \gamma_0$ —

косинусы углов, образуемых с этими осями падающим лучом, α, β, γ — то же для вторичного луча, h_1, h_2, h_3 — тройка целых чисел и λ — длина волны. Нетрудно видеть, что $\alpha_0, \beta_0, \gamma_0$ можно рассматривать как слагающие одного вектора, длина которого равна единице, направленного по падающему лучу; обозначим его через S_0 ; таким же образом: α, β, γ заменяем вектором вторичного луча S . Далее переносим a_1, a_2, a_3 в правые части уравнений и воспользуемся обратной решеткой Эвальда, у которой параметры по осям имеют величину¹:

$$b_1 = \frac{1}{a_1}; \quad b_2 = \frac{1}{a_2}; \quad b_3 = \frac{1}{a_3}. \quad (II)$$

Наконец, после сложения уравнений (I) получаем следующее простое выражение в векторной записи:

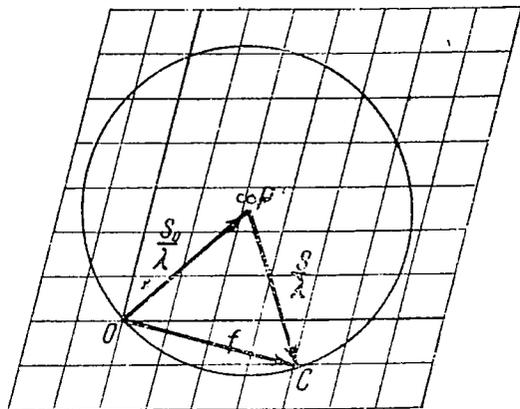
$$S - S_0 = \lambda(h_1b_1 + h_2b_2 + h_3b_3). \quad (III)$$

Как известно, координаты точек в обратной решетке (т. е. тройка чисел h_1b_1, h_2b_2) дают индексы соответствующих отражающих плоскостей прямой решетки. Далее выражение в скобках в правой части (III) есть радиус-вектор в обратной решетке. Обозначая его буквой, получим окончательно:

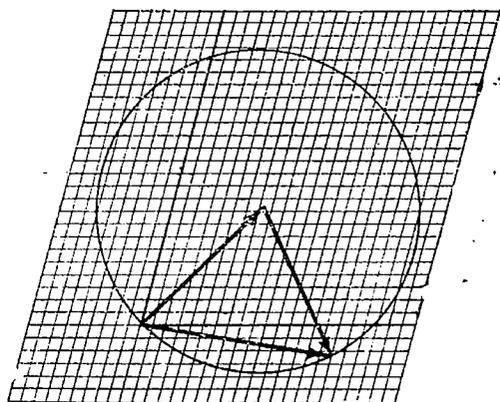
$$S - S_0 = \lambda j. \quad (IV)$$

Это уравнение может служить исходным пунктом для построения всей геометрии структурного анализа. Если мы представим себе обратную решетку (на фиг. 1а и 1б для простоты вместо пространственной дана плоская решетка), то уравнение (IV) позволяет в высшей степени наглядную геометрическую интерпретацию. Из начала координат откладываем вектор S_0/λ (OP); из точки P , как из центра, описываем сферу радиусом, равным S/λ . Очевидно, что точки пересечения этой сферы с узлами сетки указывают нам индексы плоскостей, дающих интерференционные максимумы. Действительно, согласно уравнению (IV) вектор OC , являющийся раз-

¹ P. P. Ewald, Kristalle und Röntgenstrahlen, Berlin 1923.



Фиг. 1а



Фиг. 1б

ностью векторов S/λ и S_0/λ , оказывается радиусом-вектором обратной решетки j . Так как длины волн обычно употребляемого рентгеновского излучения около $1 \cdot 10^{-8}$ см (например характеристическое излучение меди, $K\alpha = 1,5 \cdot 10^{-8}$, молибдена $K\alpha = 0,7 \cdot 10^{-8}$), а параметры большинства решеток около $5 \cdot 10^{-8}$ (т. е. для обратной решетки параметр $\sim \frac{1}{5} \cdot 10^8$ см), то соотношение между сферой Эвальда и сеткой будет примерно таково, как это изображено на фиг. 1а. При несравненно большей длине волны у видимого света (отношение 1 : 1 000) сфера Эвальда полностью укладывается в первой ячейке обратной решетки и интерференционные максимумы отсутствуют.

Дифракция электронов. Итак, идея проверки волновой природы электрона принципиально может быть выполнена лишь в том случае, если длина электронных волн находится в благоприятном соотношении с параметром решетки. Какова же длина электронных волн? Ответ на это дает первоначальная теория Де Бройля. Именно в этой теории приравнивается импульс электрона как движущейся частицы и его волны:

$$mv = \frac{h}{\lambda}. \quad (V)$$

Отсюда получаем основное соотношение волновой механики Де Бройля:

$$\lambda = \frac{h}{mv}. \quad (VI)$$

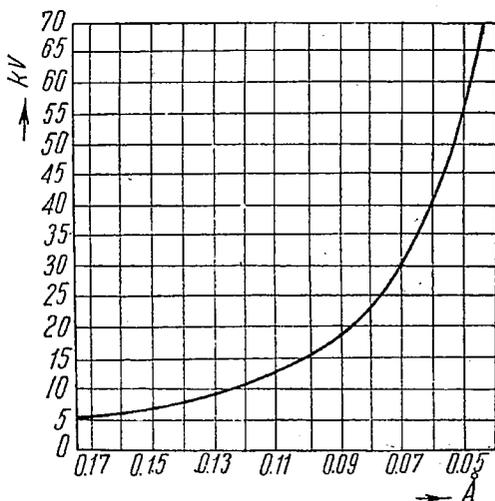
Здесь m — масса электрона, h — универсальная постоянная Планка и v — скорость электрона, выраженная в см/сек; для удобства пользования этой формулой скорость v заменяют той разно-

стью потенциалов (напряжением V), которую проходят электроны; подставив далее вместо h и m их числовые величины, получим:

$$\lambda = \frac{12,25}{\sqrt{V}}, \quad (VII)$$

Если подставить в эту формулу Vb вольтх, то λ получается в Å ; приведем таблицу значений, λ при некоторых вольтажах и соответствующую кривую (фиг. 2 и табл. 1).

Как видно из табл. 1, пользуясь электронами разных скоростей, можно получить огромный диапазон волн от значений, соответствующих данным рентгеновским (12Å) до жестких гамма-лучей радия. Первая работа, доказавшая на опыте интерференцию электронных волн при прохождении сквозь кристалл, была выполнена двумя американскими иссле-



Фиг. 2

Таблица 1

Киловольты	Å	Киловольты	Å
0,001	12,21	30	0,070
0,10	1,22	35	0,064
0,15	0,99	40	0,060
1	0,39	50	0,053
5	0,17	60	0,048
15	0,099	65	0,046
20	0,086	75	0,043
25	0,076	100	0,037

дователями Девиссоном и Джермером², которые направили на монокристалл металлического никеля пучок электронов скоростью от 50 до примерно 400 V. Исследуя электрическим методом отраженные электроны, Девиссон и Джермер обнаружили наличие избирательного рассеяния, т. е. интерференционных максимумов³.

Непосредственно после опубликования их работы аналогичный опыт был поставлен Г. П. Томсоном, положившим основание так называемой электронографии, т. е. структурному анализу вещества помощью дифракции быстрых электронов. Томсон, а за ним и все работающие в этой области пользуются обыкновенно напряжением в 30—50 kV. Из табл. 1 мы находим, что это соответствует волне длиной в 0,08—0,06 Å. Если мы изобразим для этого случая сферу Эвальда (фиг. 1b), то мы увидим, что сфере для каждой длины волны соответствует весьма большое число точек обратной решетки. Какие выводы из этого можно сделать, будет видно из

² Davisson a. Germer, «Phys. Rev.» 33, 760 (1929); 40, 124 (1932).

³ Важность и неожиданность этого открытия, совершенного в 1927 г., станет понятной, если вспомнить, что при исследовании света опыты по интерференции служили критерием для признания за светом волновой природы. Вместе с тем целый ряд опытных данных, несомненно, утверждает корпускулярную природу электрона. Согласно предложению М. Борна это противоречие разрешается следующим образом. Рассеяние электронов атомами (или ионами) кристаллической решетки рассматривается как статический процесс и вычисляется методами волновой механики. Если определить вероятность попадания рассеянных электронов на то или иное место экрана или фотопластинки, то окажется, что точки интерференционных максимумов соответствуют наибольшей плотности рассеяния электронов. Отметим, что для интерференции света в последние годы намечается аналогичное решение.

приведенного ниже материала. Основные черты аппаратуры, примененной Томсоном, сохранились в большинстве дальнейших работ по дифракции быстрых электронов. Поэтому, не останавливаясь на описании отдельных приборов, мы перейдем к электронографу, установленному в Институте геологии и минералогии⁴.

Экспериментальная часть. Устройство электронографа. Каковы отличительные черты электронографической установки сравнительно с рентгеновской?

Прежде всего нужно отметить, что электроны чрезвычайно сильно рассеиваются в воздухе при обычных давлениях. Поэтому весь процесс получения электронного пучка, прохождения его через кристаллический препарат и фиксации дифракционной картины на светящемся экране или фотопластинке необходимо производить в сравнительно высоком вакууме (около 1×10^{-6} мм рт. ст.). Второе важное обстоятельство — это необходимость специальной подготовки препарата. Часто это представляет весьма значительные трудности. Благодаря сильному рассеянию электроны дают отчетливую дифракционную картину лишь после прохождения через весьма тонкий слой вещества, измеряемый десятками атомных слоев. После прохождения через более толстый слой электроны, как говорят, теряют когерентность. Слово это, имеющее в волновой теории света определенный физический смысл, употребляется здесь по аналогии и означает лишь, что такие электроны не дают более дифракции, а служат источником равномерной вуали на фотопластинке. Далее соответственно меньшей длины электронные волны обнаруживают дифракционную картину в пределах весьма небольшого угла (не свыше 3°) в отличие от рентгеновских лучей. Понятнее всего это будет, если обратиться к условию интерференции в форме Брегга:

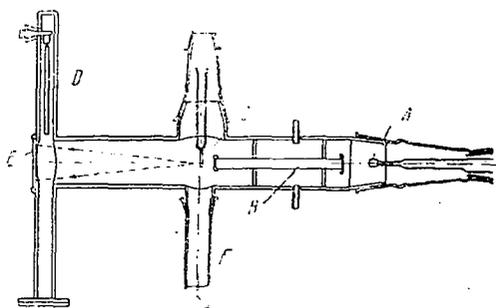
$$n\lambda = 2d \sin \vartheta. \quad (\text{VIII})$$

Здесь n обозначает порядок отражения, d — параметр для соответственной системы кристаллических плоскостей, и ϑ — угол скольжения; для $\lambda = 0,07$ —

⁴ В настоящее время исследование производится кристаллохимической лабораторией Геоминесравненно более совершенным прибором.

0,05 Å и $d=3-4$ Å, θ будет меньше 1° для первых порядков и не больше $2-3^\circ$ для высших порядков.

Наконец, отметим, что полученный пучок электронов необходимо тщательно диафрагмировать пропусканием через весьма тонкие отверстия. Все сказанное и определяет собой устройство электронографа. Схематически фиг. 3 дает представление об электронографе, на котором до последнего времени в кристалло-химической лаборатории Геомина производились структурные исследования. А — представляет горячий катод, заключенный в железный фокусирующий цилиндр. При помощи стеклянных шлифов катод, к которому подводится высокое напряжение, насаживается на латунный прибор, соединенный с землей. Пучок электронов диафрагмируется двумя малыми отверстиями (диаметром около 0,3 мм), находящимися на концах трубки В так называемого коллиматора. Для предупреждения разогревания передней части трубки В, подвергающейся ударам электронов, предусмотрена водяная рубашка с охлаждением проточной водой. В С находится исследуемый препарат, который при помощи двух эксцентричных шлифов получает возможность передвижения в нескольких направлениях. После прохождения через препарат пучок электронов, подвергшийся дифракции, попадает либо на светящийся (виллемитовый) экран Е, вмазанный в трубку на пиццине, либо на фотопластинку, которая может быть спущена с кассеткой Д при помощи шлифа. Кассета Д рассчитана на две пластинки размером 6×9 ; диаметр горизонтальной трубы 6 см; расстояние от фотопластинки до препарата 165 мм. Откачка через трубку F производится при помощи форвакуумного насоса и кварцевого ртутного (двухступенного) насоса Ганф и Бюст. Ртутные пары, могущие попасть в электронограф, вымораживаются в особой ловушке при помощи жидкого воздуха или твердой углекислоты с эфиром. В электронографических исследованиях существенным является характер тока (в смысле постоянства напряжения). Мы пользовались до сих пор простой высоковольтной установкой рентгеновского типа, состоящей из трансформатора высокого напряжения и одного кенотрона.



Фиг. 3

Такая схема дает пульсирующее напряжение; несмотря на то, что мы пользовались магнитами для надлежащего направления электронного пучка, причем достигалась известная монохроматизация, тем не менее колебания напряжения во время экспозиции (продолжительность их от 0,5 до 5 мин.) имели место. В настоящее время мы устанавливаем аппарат (по схеме стабилизолт), дающий с достаточной точностью постоянное напряжение.

Изготовление препаратов. Весьма существенной частью электронографической методики является изготовление препарата, который дал бы при прохождении сквозь него тонкого пучка электронов достаточно ясную дифракционную картину. Это явление носит название дифракции на прохождении. Наряду с этим дифракционные явления можно получить, если пучок электронов отразить под скользящим углом, близким к нулю от поверхности, надлежащим образом подготовленной. Здесь мы остановимся лишь на опытах с проходящим электронным пучком. Опишем некоторые приемы изготовления соответствующих препаратов, которыми мы пользовались. Непосредственным носителем препарата является в нашем приборе медная пластинка, снабженная в середине отверстием в 1—2 мм. Прежде всего заготавливается целлулоидная подкладка, для чего одна капля весьма разбавленного раствора целлулоида в амил-ацетате выливается на поверхность воды, например в небольшой фотографической ванночке. Сначала можно наблюдать бегущие по поверхности интерференционные цвета, появление которых обязано тонкому слою раствора. Но по мере высыхания растворителя слой

оставшегося целлулоида становится столь тонок, что не дает в отраженном свете даже интерференционных цветов, что говорит о том, что толщина его во всяком случае меньше чем 10^{-5} см. Для укрепления тонкой пленки на медную пластинку этой последней нужно выловить пленку с поверхности воды; после высухания пленка (если она не лопнула) готова для последующих операций. Контрольный опыт, поставленный с такой пленкой, иногда приводит к получению трех диффузных колец электронной дифракции, подобных тем, которые получают при прохождении рентгеновских лучей через аморфные тела (жидкости). Пленки более тонкие (приготовленные из более разбавленного раствора целлулоида) при этих условиях вовсе не дают дифракции. Для нанесения на целлулоид исследуемого вещества применяется несколько методов. Опишем прежде всего возгонку в вакууме. Между двумя электродами, впаянными в стенку откаченного прибора, укрепляется тонкая вольфрамовая нить (0,1 мм). Небольшая стружка из серебра или золота, помещенная на этой проволоке, легко сплавляется в королек при осторожном раскаливании вольфрама электрическим током. На особом шлифе вводится медная пластинка с заготовленной целлулоидной подкладкой. При раскаливании вольфрамовой проволоки металлический королек испаряется и оседает на целлулоиде тонкой пленкой. Целлулоид, бывший до того совершенно бесцветным на просвет, окрашивается от серебра в голубой цвет и от золота в чистый зеленый (речь идет о таких пленках, кото-

рые дают хороший дифракционный эффект).

Дифракция от серебра и золота. Получение дифракционной картины от золота и серебра может дать представление о точности определения кристаллических параметров на простом приборе, описанном выше. Соответствующие пленки имеют, повидимому, поликристаллическую структуру со средним размером кристалликов около 10^{-6} см. При пропускании электронного пучка сквозь такую пленку мы постоянно получали кольца Дебай-Шерера, индифференцирование которых не представляет никакого труда. Фиг. 4 представляет одну из подобных электронограмм. Решетка у золота кубическая, пранцентрированная; параметр равен $4,07 \text{ \AA}$. Если вычислить, исходя из этого, для каждого кольца соответствующую электронную волну, то получатся следующие результаты:

$$a = 4,07 \text{ \AA}$$

$$R = 165 \text{ мм}$$

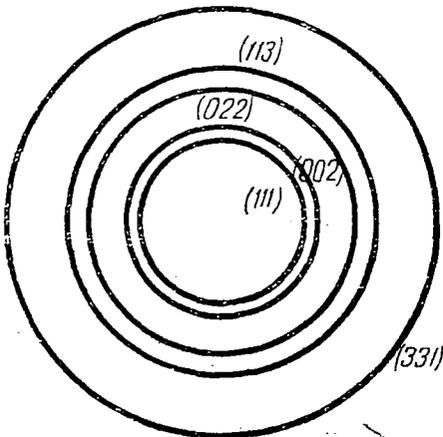
Таблица 2

2 г/мм	hkl	λ	
10,9	(111)	0,0775 A	λ средняя = 0,0775 A $V = 24,5 \text{ kV}$
12,7	(002)	0,0784 »	
17,8	(022)	0,0775 »	
20,9	(113)	0,0776 »	
28,0	(331)	0,0774 »	

Дифракция от кристаллизованной поваренной соли. В общем разрезе проблематики Геомина исследование металлов не может представлять особого интереса; поэтому немедленно после получения контрольных снимков золота и серебра мы дерзнули к исследованию солей. По понятным причинам мы обратились прежде всего к поваренной соли. При этом мы применяли для изготовления препаратов другой метод, имеющий более универсальное значение⁵. Именно на целлулоидную пленку, приготовленную описанным способом, весьма осторожно опускается типеткой капля 1% раствора

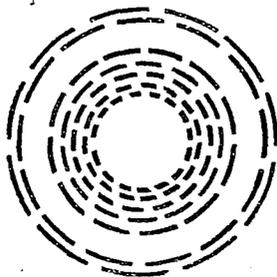
* Нужно отметить, что Н. Lassen (Flächengitterferenzenzen u. s. w., «Phys. Zschr.», 35, 173) исследовал пленки, приготовленные возгонкой в вакууме серебра на шлифованную поверхность каменной соли и последующим растворением соли. При этом он обнаружил двумерную интерференцию (см. ниже).

⁵ F. Kirchner «Naturwissenschaften» 18, 707 (1930).



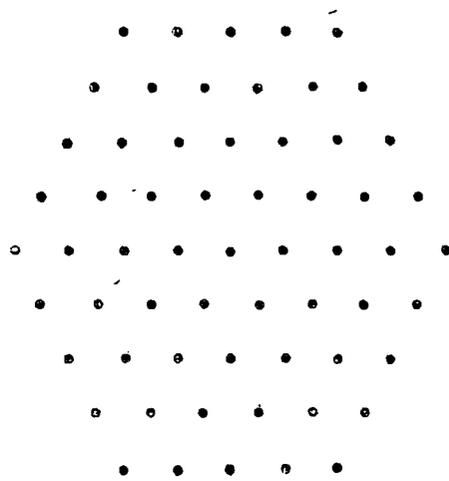
Фиг. 4

поваренной соли (химически чистой). После высыхания пленка под микроскопом (при увеличении в 800 раз) обнаруживает большое количество мельчайших кристалликов (порядка 1μ), более или менее равномерно усеивающих поле зрения, среди которых выделяются отдельные кристаллы размером в $5-8 \mu$ и иногда достигающие $30-40 \mu$, часто прекрасно ограненные. Получение дифракционной картины от такого препарата сначала было затруднено тем обстоятельством, что диффузные кольца от целлулоида мешали несравненно больше, чем в снимках золота и серебра. Это вполне понятно, так как в первом приближении рассеивание электронов, как и рассеивание рентгеновских лучей, пропорционально порядковому номеру атома в периодической системе. В этом отношении NaCl несравненно ближе к элементам, образующим целлулоид (C, H, O), чем серебро или золото. Переход



Фиг. 5

к еще более тонким пленкам целлулоида дал нам возможность получить ряд снимков, совершенно чистых от диффузных колец. При прохождении электронного пучка сквозь такую пленку наблюдаются весьма различные картины, показывающие сложность и малоизученность этих явлений. Картина Дебай-Шерера, соответствующая полной беспорядочности в расположении кристалликов, размером 10^{-6} см наблюдается далеко не всегда. Наряду с этим нами были получены снимки, изображенные схематически на фиг. 5, 6, 7. Нужно отметить, что с одной и той же пленки можно получить совершенно различные снимки, передвигая пленку под пучком. Так например, фиг. 6, 7 относятся к одной и той же пленке.

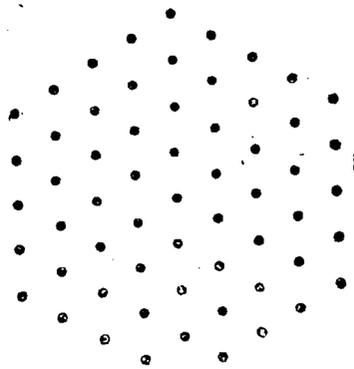


Фиг. 6

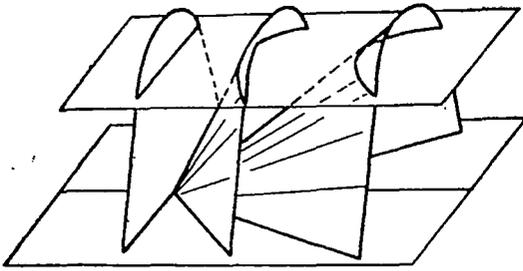
Изготовление копий с негативов.

Снимки, полученные от поваренной соли, сравнительно со снимками от серебра и золота имеют еще тот недостаток, что для получения более или менее значительной интенсивности дифракционных колец приходится чрезвычайно усиливать действие центрального лучка; в результате этот последний сильно заливает ряд важнейших колец (или пятен). Поэтому мы построили специальный станок для печатания, идея которого заимствована нами у Tredelenburg. Сущность дела сводится к тому, что между источником света и негативом помещается вращающийся непрозрачный экран с вырезом в виде треугольника, основанием расположенного в центре экрана и вершиной на его периферии.

⁶ «Zschr. f. Technisch. Phys.», 14, 489, (1933)



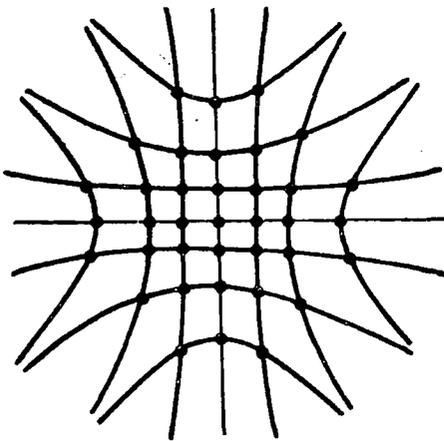
Фиг. 7



Фиг. 8

Таким образом центральная часть негатива получает наибольшее количество света, сила которого ослабляется к краю негатива. Более подробное описание прибора последует в ближайшее время.

Вопросы геометрии дифракции электронов. Интерференция от решетки трех измерений. Для возможного объяснения точечной интерференции нам необходимо обратиться к геометрической интерпретации уравнений Лауэ, приведенных выше. Если мы рассмотрим явления, протекающие в так называемой линейной решетке, то окажется, что интерференционные максимумы располагаются по коническим поверхностям, которые дадут в пересечении с фотопластинкой ряд гипербол, вырождающихся в прямые для малых углов (фиг. 8). Аналогичное построение объясняет процессы, происходящие в плоской сетке (фиг. 9). Для простоты мы выбираем кубическую решетку и направление первичного пучка, перпендикулярное плоской сетке. Нетрудно показать, что изображенный на



Фиг. 9

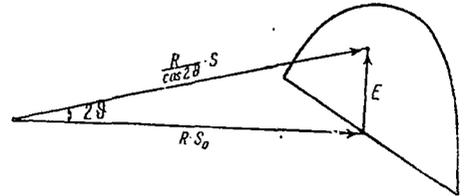
фиг. 9 эффект так называемой двумерной интерференции есть **увеличенная в определенное число раз сетка соответствующей плоскости обратной решетки.** На фиг. 10 r есть вектор, проведенный на плоскости такого изображения от центрального пятна к любой его точке, R —расстояние от кристалла, S и S_0 —векторы, упомянутые выше. Имеем векторное уравнение:

$$\frac{RS}{\cos 2\theta} - RS_0 = r$$

или, так как 2θ весьма мало:

$$R(S - S_0) = r; \quad r = R\lambda\gamma. \quad (IX)$$

Но в действительности электронный пучок встречается с трехмерной, т. е. с пространственной решеткой. Третий ряд точек, параллельный пучку, дает ряд конусов, которые пересекутся плоскостью изображения по окружностям. Точки от трехмерной интерференции появятся только в таких местах, где окружности пересекутся с узлами двумерной карти-



Фиг. 10

ны. Полученная картина совершенно аналогична построению сферы Эвальда (фиг. 1а, б).

Применение к электронам. Непосредственной причиной появления точечной интерференции электронов служит смещение этих окружностей на весьма небольшую величину, причем, принимая во внимание соотношение между электронной волной и константой большинства решеток, ничтожного смещения достаточно, чтобы вызвать появление одновременно множества отражений от монокристалла. Смещение окружностей может в свою очередь быть вызвано либо неточностью третьего уравнения Лауэ, либо небольшой расходимостью электронного пучка, либо, наконец, деформацией образца, сопровождающейся появлением в поврежденном монокристалле ряда плоскостей с тождественными индексами под углом друг к дру-

гу. В связи с точечной интерференцией от слюды вопрос этот теоретически и экспериментально изучался рядом авторов⁷, но окончательное решение требует дальнейших исследований. Как указано выше, толщина употребляемых образцов не превышает в большинстве случаев 10 см. Таким образом в направлении падающего пучка электроны встречают относительно немного атомов (несколько десятков), что приводит к неточности третьего условия интерференции. На этом основана теория, развитая Брэггом и Кирхнером в цитированных работах. В некоторых случаях вполне основательно приписывают эффект точечной интерференции деформации кристалла. Так например, Трилла⁸ исследовал тонкие пленки золота и платины, полученные из образцов, подвергшихся ковке. В такой пленке естественно ожидать деформации скола (сдвига) в направленииковки, сопровождающейся изгибом. Полученные нами пока предварительные результаты могут быть объяснены (качественно) следующим образом. Фиг. 5: кристаллики несколько более крупные — в результате в некоторых направлениях отсутствуют отражения. Вопрос о текстуре на этом снимке обследуется дополнительно. Фиг. 7: интерференция от монокристалла, расположенного своей диагональю (ось [111]) перпендикулярно планке и параллельно к пучку. Фиг. 6: то же кристалл,

расположен (не совсем точно) осью (110) перпендикулярно к пленке. Эффект точечной интерференции для нашего случая может быть объяснен мозаичностью монокристалла, так как деформация того типа, о которой пишет Трилла, в наших условиях мало вероятна. Возможно также применить условия расходимости пучка или неточности третьего уравнения Лауэ. Вопрос пока, по видимому, остается открытым.

Закключение. 1. Повторены опыты Кирхнера с дифракцией быстрых электронов от кристаллизованной из раствора поваренной соли.

2. При этом обнаружено, что полученный Кирхнером снимок в виде дебайшереровских колец далеко не исчерпывает всех возможных интерференционных эффектов и что наряду с беспорядочным агрегатом мелких кристалликов (10^{-6} см) аблюдается эффект крупнокристалличности и, что особенно важно, точечной интерференции от монокристалла.

3. Таким образом метод дифракции электронов приобретает особое значение для структурного анализа, так как точечная интерференция дает возможность (в особенности при известной ориентации монокристалла) делать надежные и ценные заключения о структуре данного кристалла. Дальнейшие исследования производятся.

Геомин, Лаборатория
кристаллохимии
Октябрь—декабрь 1934 г.

⁷ См. напр. Kikuchi, Proc. Jmp. Acad., 4, 271, 275, 354, 371, (1928); W Linnik Natur, 123, 604 (1929); 124, 946 (1929); Kirchner u. Bragg. Natur, 127, 738 (1931); F. Kirchner, «Ann. d. Physik», 13, 38 (1932).

⁸ Trilla u. Hirsch, «Zschr. f. Physik», 75, 784 (1932).

В. Н. Перцов

Скользкость (жирность) графитовых порошков

Настоящее исследование проведено мною по предложению В. С. Веселовского в связи с изучением физико-химических основ графитовых смазок и работы скользящих контактов электрических машин.

До сих пор не существует методов количественного определения скользкости графитовых порошков, и это свойство оценивается наощупь, как большая или меньшая жирность. Между тем фрикционные свойства графита играют существенную роль во многих случаях его промышленного применения.

Нам кажется, что описанный ниже метод может быть полезен для рационального выбора материалов.

Метод. Измерение скользкости графитовых порошков производилось методом проф. Б. В. Дерягина, примененным им совместно с В. П. Лазаревым для изучения трения поверхностей спайности слюды I ; по стеклянной поверхности A (рис. 1) медленно передвигают при помощи часового механизма стеклянную пластинку C ; на эту пластинку насыпается ровным слоем исследуемый порошок и на него помещают движок D ; к движку прикреплен указатель E для отсчета величины смещения по шкале H и коромысло B , к которому привязаны нити для подвешивания груза P ; нить в точке M закреплена неподвижно и длинна $l-l_1$.

Движение пластинки C , а вместе с ней и движка D наблюдают на шкале H . По

мере увеличения расстояния a тангенциальная составляющая силы груза P возрастает до тех пор, пока она не превзойдет силу трения движка D о порошок на пластинке C . Когда это случится, движок начнет скользить по порошку. В этот момент фиксируют величину a , по которой вычисляют силу трения K по следующей формуле.

Тангенциальная составляющая силы груза P определяется из равнобедренного треугольника на фиг. 1:

$$R = \frac{P}{2 \operatorname{tg} \alpha}.$$

С другой стороны, $R = \left(\frac{P}{2} + f\right) K$, где f — вес движка. Сравнивая эти уравнения, получаем

$$K = \frac{P}{(P + 2f) \operatorname{tg} \alpha}.$$

Чтобы выразить $\operatorname{tg} \alpha$ через a имеем $\cos \alpha = \frac{a}{2l}$

$$\sin \alpha = \sqrt{1 - \cos^2 \alpha} = \frac{\sqrt{4l^2 - a^2}}{2l}$$

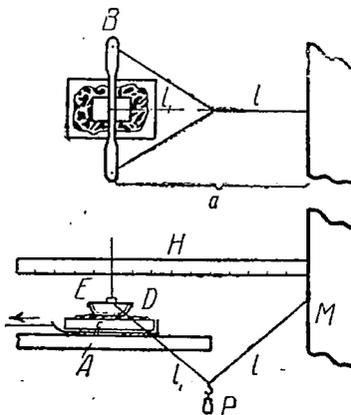
$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{\sin \alpha}{\cos \alpha} = \frac{\sqrt{4l^2 - a^2}}{a}.$$

Подставив выражение для K , получаем

$$K = \frac{Pa}{(P + 2f)\sqrt{4l^2 - a^2}}.$$

Следует заметить, что этот метод не дает непосредственной меры смазывающей способности графитовых порошков, так как эта способность зависит от очень многих факторов, не учтенных методом Б. В. Дерягина, который дает лишь меру «статической скользкости» при малых нагрузках. Тем не менее при его помощи получают вполне воспроизводимые результаты, однозначно характеризующие разные графитовые порошки и влияние на их скользкость жидкостей.

Результаты измерений. Графитовые порошки, служившие объектами исследования, подвергались специальной подготовке и анализировались. Обычно они прокаливались при $900-1000^\circ$ для освобождения поверхности графита от адсорбированных веществ и просеивались через определенные сита. Предварительными опытами было установлено,



Фиг. 1

что толщина слоя графитового порошка не влияет на результаты. Это объясняется тем, что в описываемых условиях исследуется скольжение графита по стеклу.

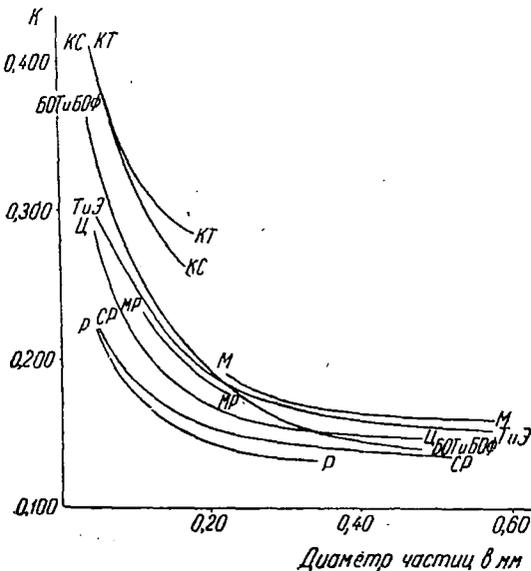
I серия опытов. Скользкость различных сортов графитов.

Для опытов были взяты следующие графиты:

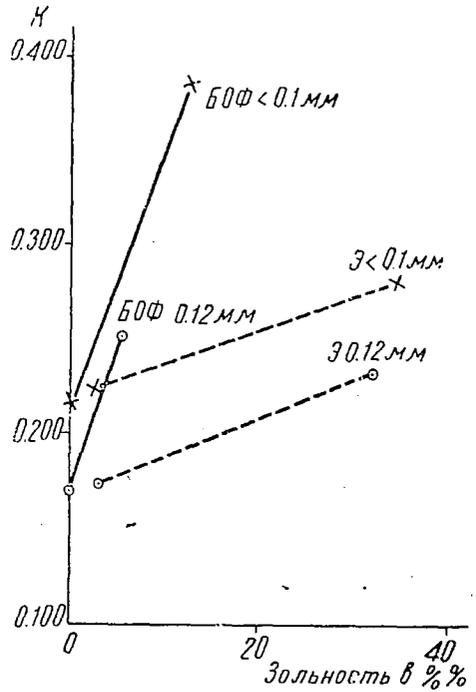
	Зольн. (%)
БОТ — ботогольский тигельный . . .	4—6
БОФ — ботогольский флотированный	6—11
Р — ботогольский обеззоленный соляной и плавиковой кислотой	0,03
Т — старо-крымский тигельный	21—30
Э — старо-крымский элементный	29—34
СР — старо-крымский обеззоленный плавиковой и соляной кислотой	2,3
КС — курейский	9—13
КТ — курейский термический рафинированный	0,8
Ц — цейлонский мягкий	2—6
М — мадагаскарский	27
МР — мадагаскарский обеззоленный соляной и плавиковой кислотой	0,03

Результаты измерений представлены графически на фиг. 2 и 3.

Как видно из фиг. 2, обеззоленные ботогольский и старокрымский графиты обладают приблизительно одинаковой скользкостью. Несколько ниже скользкость цейлонского графита. Данные, относящиеся к мадагаскарскому графиту,



Фиг. 2



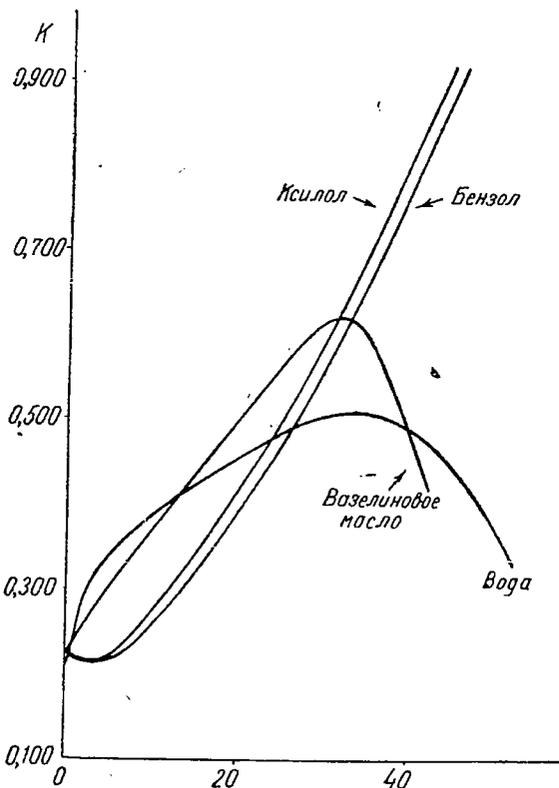
Фиг. 3

нельзя считать решающими, так как в моем распоряжении не было достаточного количества чистого материала мелких фракций. Наконец, совершенно особняком стоит крипто-кристаллический графит, в данном случае курейский, дающий гораздо меньшую скользкость, чем явно кристаллические графиты. После термического рафинирования свойства его в отношении скользкости не изменяются.

Большое влияние на скользкость графита оказывают минеральные примеси (зольность). При этом примеси различно влияют на разные графиты. На фиг. 3 даны кривые скользкости ботогольского и старокрымского графитов в зависимости от содержания минеральных примесей. Из фигуры видно, что в то время как на скользкость старокрымского графита даже большая зольность оказывает сравнительно небольшое действие (1% зольности повышает K на 0,002), у ботогольского графита даже небольшое повышение содержания минеральных примесей в сильнейшей степени понижает скользкость (1% золы повышает K на 0,014, т. е. в 7 раз больше, чем у старокрымского).

Объяснение этому можно найти в структуре обоих исследованных графитов: тогда как в ботогольском графите примеси распределены равномерно по всей массе, образуя как бы скелет его (это можно наглядно видеть, сжигая кусочек алиберовой руды: сгорая, она оставляет зольный скелет, в точности сохраняющий форму сожженного кусочка), в старокрымском графите примеси распределены прослойками между отдельными пластинками графита, образуя подобие слоеного пирога. Поэтому внешняя поверхность чешуек старокрымского графита является сравнительно мало загрязненной посторонними минеральными примесями, сосредоточенными преимущественно внутри чешуек.

Далее, скользкость порошков сильно зависит от средней величины их зерна. А именно, коэффициент трения увеличивается с уменьшением величины зерна. Это явление, как показал Б. В. Дерягин (2), находит свое объяснение с точки зрения нового закона трения, установленного им же теоретически (3) и проверенного экспериментально (4).



Фиг. 4

Поэтому закону трения:

$$P = \mu(N + Sp),$$

где N — нагрузка, μ — истинный коэффициент трения, p — константа, характеризующая интенсивность слипания трущихся поверхностей (отнесенную к единице площади «истинного контакта», и S — площадь истинного контакта, обычно значительно меньшая, чем кажущаяся площадь соприкосновения.

С уменьшением величины зерен порошка при постоянном общем давлении N площадь соприкосновений зерен увеличивается вследствие деформации порошка (5). Поэтому определенный из формулы:

$$K = \frac{F}{N}$$

кажущийся коэффициент трения K , как видно из предыдущего уравнения, будет возрастать с уменьшением величины зерен.

II серия опытов. Влияние жидкостей на скользкость графита.

Навеска графита, помещенная на станку С, смачивалась определенным количеством жидкости. Результаты измерений изображены графически на фиг. 4.

Скользкость графитов при смачивании их жидкостями уменьшается. Особенно сильно действуют бензол и ксилол. Вид кривых зависимости скользкости от количества жидкости определяется природой жидкости и от сорта графита не зависит.

III серия опытов. Влияние материала движка.

Во всех предыдущих опытах исследовалось трение стекла о графит. Для изучения влияния материала движка были проведены опыты с четырьмя движками:

- 1) латунный, вес = 20,6 г;
- 2) графитовый гладкий из куска ботогольской руды, вес = 16,0 г;
- 3) графитовый с поперечными бороздками в 1 мм глубиной, вес = 15,3 г;
- 4) стеклянный, вес = 7,7 г.

Результаты измерений сведены в табл. I и на фиг. 5. Оказалось, что скользкость сильно зависит от материала движка: наименьшее трение имеет стеклянный движок, несколько большее — латунный и гладкий графитовый. Графитовый движок с зазубринами дает наибольшее трение. Это объясняется неодинаковостью прилипания графита к различным движкам. У стекла прилипание наи-

Таблица 1

Зависимость скользкости цейлонского графита от материала, из которого сделан движок (Р-20 г)

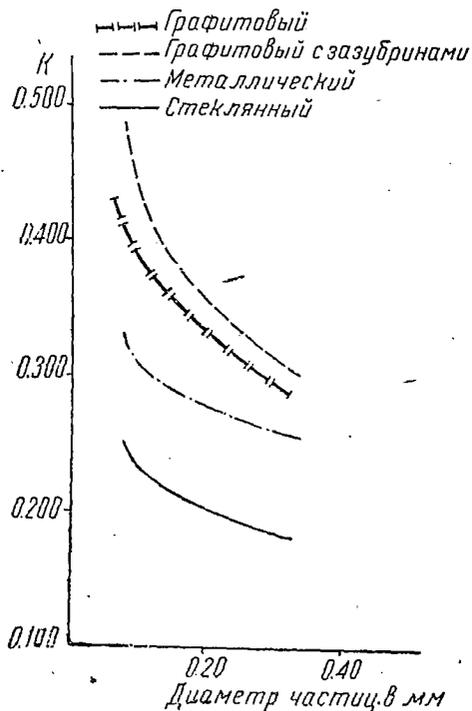
Величина зерна (мм)	Коэффициент трения K для разных движков			
	стеклянного	латунного	графитового	графит. с зубур.
-0,41+0,25	0,182	0,252	0,278	0,304
-0,25+0,16	0,200	0,275	0,337	0,338
-0,16+0,10	0,228	0,290	0,366	0,402
-0,10	0,240	0,327	0,454	0,519

меньшее, а у графита наибольшее, что, несомненно, находится в связи с характером молекулярных силовых полей этих веществ.

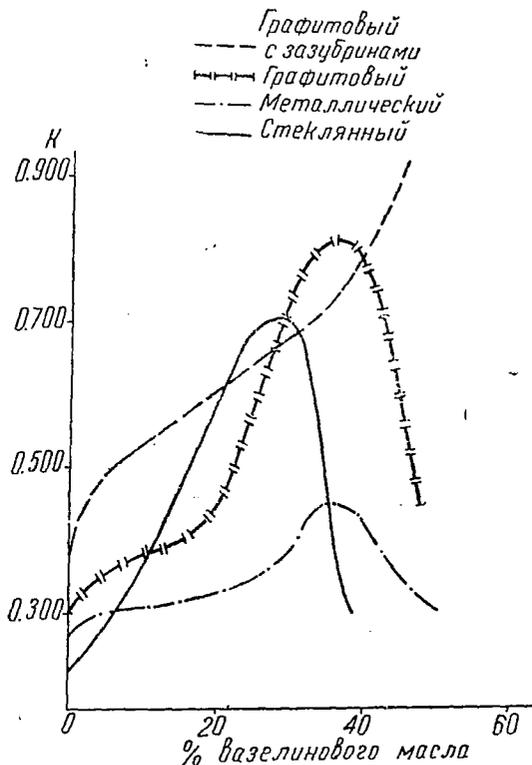
IV серия опытов. Влияние смазки маслом на трение различных движков.

В заключение было исследовано поведение всех четырех движков при введении в графит вазелинового масла (фиг. 6).

Как видно из фигуры, кривые для стеклянного и графитового движков в общем сходны между собой (пологий ход в начале кривой графитового движка можно объяснить частичным впитыванием вазелинового масла пористой



Фиг. 5



Фиг. 6

поверхностью графита). Совершенно неожиданна форма кривой для металлического движка. Что касается кривой для графитового движка с зубуринками, ее можно, повидимому, объяснить тем, что механизм соскальзывания движка не одинаков при разных количествах вазелинового масла: при отсутствии или при малых количествах его движок, съезжая с графита, увлекает с собой частицы порошка, находящиеся между зубуринками, тем самым сглаживая его поверхность; по мере увеличения содержания вазелинового масла движок перестает захватывать порошок и соскальзывает с него (слипание между отдельными частицами превосходит прилипание графитовой массы к движку). Это видно по тому, что при сдвиге движка остается нетронутым его отпечаток на графитовой массе. При очень большом содержании вазелинового масла движок вновь начинает увлекать с собой порошок, находящийся между зубуринками (слипание между частицами уменьшается).

Итоги и выводы. 1. Произведено определение коэффициента статического трения порошков различных натураль-

ных графитов по методу проф. Дерягина. При этом оказалось, что:

а) толщина слоя графитового порошка не влияет на коэффициент трения;

б) различные графиты располагаются по скользкости в следующий ряд: высшей скользкостью обладают алиберовский и старокрымский графиты, несколько меньшей — цейлонский и наименьшей — курейский;

с) с увеличением размеров зерна скользкость графита закономерно возрастает;

д) посторонние минеральные примеси оказывают сильнейшее влияние на скользкость графитовых порошков, понижая ее; это влияние не одинаково у различных графитов и зависит от их структуры.

2. Исследовано влияние жидкостей (вода, вазелиновое масло, бензол, ксилол) на скользкость графитовых порошков. При этом оказалось, что все они значительно повышают трение; в особенности сильно влияют в этом направлении бензол и ксилол.

3. Произведено сравнение трения движков из различного материала по графитовому порошку. Наименьшим трением обладает стеклянный движок, затем

следует металлический (латунный), графитовый и, наконец, графитовый с зазубринами.

4. Исследовано влияние добавок вазелинового масла на трение движков из различного материала по графитовым порошкам. При этом оказалось, что меньше всего повышается трение в случае металлического движка, значительно больше со стеклянным и графитовым и больше всего с графитовым с зазубринами. В последнем случае явление осложняется тем, что механизм соскальзывания движка различен при разных количествах вазелинового масла.

Литература

1. Б. В. Дерягин, Физико-механические свойства минеральных дисперсоидов, «Минеральное сырье» № 2, 33—9, 1934.

2. Б. В. Дерягин и В. П. Лазарев, Исследования по внешнему трению кристаллических поверхностей, «Ф. Х.», № 5, 416—422, 1934.

3. B. Derjagin, Untersuchungen über die Reibung und Adhäsion IV, «Koll. Z.» № 6, 69, 155—67, 1934.

4. Б. В. Дерягин, Новый закон трения и скольжения, «Доклады Академии наук СССР» № 2, 93—4.

5. B. Derjagin, Molekulartheorie der äusseren Reibung. «Z. f. Physik» № 88, 661—75, 1934. Геомет, лаборат. дисперсоидов.

К. В. Васильев

Новый тип универсальной камеры для рентгеносъемок

Идея создания рентгеносъемочной камеры, позволяющей осуществить различные методы рентгеносъемок, не нова, и автор посвятил в свое время немало труда для разработки удобных типов таких камер¹. Однако, критикуя практические результаты, получавшиеся после работ на таких камерах, и обращая особенно пристальное внимание на все те индивидуальные требования, которые предъявляются характером снимаемых объектов, автор каждый раз

вносил те или иные изменения в свои конструкции, а также добавлял еще какую-либо новую возможность или удобство рентгеносъемки, сохраняя по возможности все прежние достижения и удобства, избегая в то же время больших технических усложнений, связанных с добавлением новых возможностей рентгеносъемки.

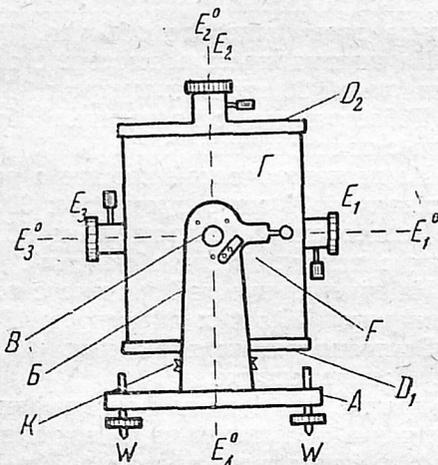
Описываемая камера по существу представляет собой измененный вариант конструктивной концепции автора, осуществленной еще в 1928 г.², и появление этого нового варианта было вызвано, главным образом, соображениями экономии места, для создания больших удобств при манипуляциях зарядки

¹ К. В. Васильев, Универсальная камера для рентгеносъемок, «Труды научно-исследовательских институтов промышленности» № 505. Институт прикладной минералогии, вып. 55, 1932. К. В. Васильев, Трапециевидная камера для получения различных типов рентгенограмм, «Бюллетень достижений в области рентгентехники» № 4, изд. Государственного рентг. завода, ВЭО, 1931.

² Описана в «Трудах научно-исследовательских институтов промышленности» № 505, Институт прикладной минералогии, вып. 55, 1932.

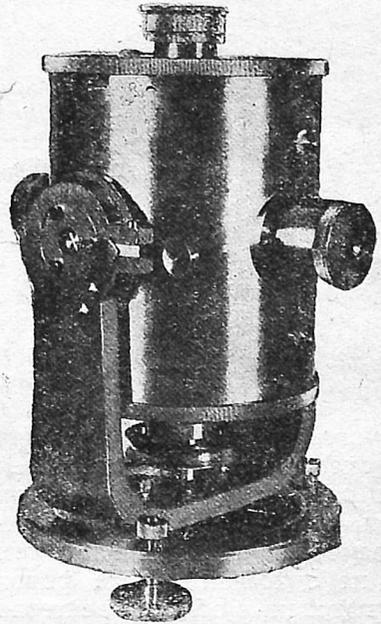
и смены объектов, введением секторной съемки и осуществлением вращения и частичных поворотов как для самой фотокассеты, так и для объектов, ставящихся в разных частях камеры.

Схема устройства камеры показана на фиг. 1. Из этой схемы видно, что подставка *A* камеры снабжена тремя регулировочными (подъемными) винтами *W* для наводки всей камеры на фокус рентгеновской трубки, и, кроме того, на подставке имеется вертикальная стойка *B*, на которой лежит самая цилиндрическая камера *Г*. Боковые выступы *B* на камере служат ее горизонтальной осью для поворотов. Геометрическая ось этих выступов лежит в плоскости, проходящей через ось самой цилиндрической камеры. Таким образом при повороте камеры на 90° около горизонтальной оси *B* стойки,



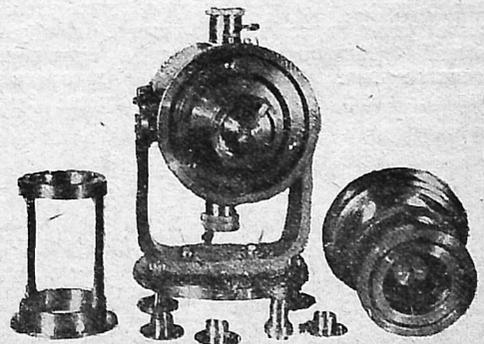
Фиг. 1

если первоначальная визировка оси камеры $E_2 E_4$ была установлена на фокус рентгеновской трубки, другая ось камеры $E_1 E_3$, перпендикулярная к линии пересечения осей $E_2 E_4$ и BB , будет визировать на ту же точку. Для осуществления такого требования на стойке имеется стопорная защелка *F*, которая позволяет оси камеры принимать только два взаимно перпендикулярных направления, и, следовательно, камера, однажды наведенная на фокус рентгеновой трубки, при автоматическом повороте всей камеры на 90° около ее горизонтальной оси своей фокусировки не теряет. Крышки камеры D_1 и D_2 суть поворотные кассеты для плоских пленок, вырезаваю-

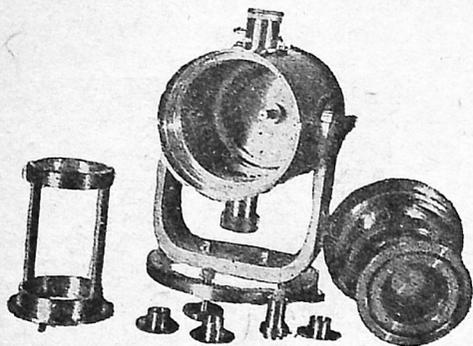


Фиг. 2

щихся по шаблону с диаметром 90 мм, и имеют центрированные трубки E_2 и E_0 , в которые вставляются либо диафрагмы, либо объектодержатели, либо вращательный механизм *K*. Оси трубок $E_1 E_3$ лежат на одной прямой, расположенной под углом 90° к оси трубок $E_2 E_4$, E_1 и E_3 . Эти трубки также служат направляющими для вставных диафрагм, визиров, объектодержателей и передаточного механизма для вращения объекта. На каждую крышку камеры может быть закреплена одна из трех приставных цилиндрических кассет с диаметрами цилиндров 60, 80 и 60 мм. Первые две кассеты служат для получения дебаеграмм для двух диаметров 60 и 80 мм, а третья — для осевых снимков или же для



Фиг. 3



Фиг. 4

рентгенограмм вращения с получением линий слоев в угловом интервале в $\pm 50^\circ$, считая от экватора. Плоские крышки-кассеты сконструированы поворотными для получения сравнительных рентгенограмм на одной и той же фотопленке, а для выделения области рентгенограмм сравнения имеется секторная вставка, позволяющая выделять (заснять) из рентгенограммы только желательную ее часть. Угол сектора в этой вставке можно изменять в пределах от 15° до 180° , или, иными словами, имеется возможность плоскость круга фотопленки расчлнять на секторные части от 2 до 24 шт., и, следовательно, получать столько же различных рентгенограмм на одной и той же фотопленке.

Таким образом с помощью описанной камеры возможно получение следующих рентгенограмм:

А. На плоских кассетах с рабочим³ диаметром снимка 74 мм.

³ Фотопленка, вырезающаяся по круглому шаблону с диаметром в 90 мм, после рентгеносъемки имеет гень от прижимного кольца, внутренний диаметр которого 74 мм, и этот диаметр является, так сказать, рабочим диаметром для рентгено-снимка. Кроме того, на внутреннем диаметре прижимного кольца имеются крестообразно расположенные узкие пропилы, служащие для учета взаимной ориентации объекта и фотопленки. Рассеянное рентгеновское излучение, заходя в эти пропилы, дает на фотопленке крестообразно расположенные отметки.

1. Лауэграммы с различными расстояниями (от 25 до 80 мм) между объектом и фотопленкой.

2. Плоские дебаэграммы (частичные дебаэграммы) с различными расстояниями (от 25 до 80 мм) между объектом и фотопленкой.

3. Производить обратную рентгено-съемку (рентгенограммы на отражение) с различными расстояниями (от 25 до 80 мм) между объектом и фотопленкой.

4. Сравнительные лауэграммы, дебаэграммы и обратные снимки для различных расстояний между объектами и фотопленкой (от 25 до 80 мм) и для различного количества (от 2 до 24 шт.) сравниваемых объектов.

5. Боковые снимки (для лауэграмм и дебаэграмм) при расстоянии между объектом и фотопленкой 50 мм.

6. Рентгенограммы вращения для трех различных положений фотопленки относительно вращающегося объекта.

Б. На цилиндрической кассете с рабочей шириной 20 мм и диаметром 80 мм.

7. Дебаэграммы (с вращением объекта или с неподвижным объектом).

В. На цилиндрической кассете с рабочей шириной 76 мм и диаметром 60 мм.

8. Дебаэграммы (с вращением объекта или с неподвижным объектом).

Г. На цилиндрической кассете с рабочей шириной 76 мм и диаметром 60 мм.

9. Рентгенограммы вращения.

10. Осевые снимки.

На фиг. 2, 3 и 4 даны фотографии камеры как в собранном виде, так и в частично разобранном виде: на фиг. 2 — вертикальное положение собранной камеры; на фиг. 3 — горизонтальное положение камеры с вынутыми цилиндрическими кассетами (слева для снимков № 8 и 10, справа — для № 7 и 8) и впереди камеры — визиры и объектодержатель; на фиг. 4 — внутренний вид камеры в горизонтальном положении при вынутой плоской кассете.

Москва,
XI 1933 г., III 1934 г.

Библиография и отзывы

А. К. БОЛДЫРЕВ, Кристаллография, изд. 3-е, исправленное и дополненное. Государственное научно-техническое горно-геолого-нефтяное издательство, 1934 г., 431 стр.

Книга А. К. Болдырева хорошо известна всем работникам геологической, в широком смысле, специальности. Известно, главным образом, второе издание книги. Только что вышедшее 3-е издание представляет собой перепечатку всего текста 2-го издания, к которому даны дополнения — 100 страниц при 326 страницах основного текста. Эти дополнения заключают:

- 1) новую классификацию, номенклатуру и обозначения 32 видов симметрии;
- 2) теорию пространственной решетки;
- 3) описание универсального столика Федорова и основных методов работы с ним;
- 4) описание склерометра Мартенса;
- 5) учение об атомных и ионных радиусах.

Эти дополнения представляют большой интерес, особенно первое и второе. Номенклатура является одним из больших мест современной геометрической кристаллографии. В течение последних 80—100 лет всякий видный кристаллограф считал своим долгом предложить свою номенклатуру или символику, считая ее самой лучшей. Этой номенклатуры должны были придерживаться и ученики этого ученого, часто довольно многочисленные. Результатом этого явилось такое обилие названий, терминов и символов, что разобраться в них очень трудно даже специалисту. Федоровский институт уже лет 10 назад сделал первый шаг по рационализации номенклатуры; тогда это касалось главным образом названий простых форм. Виды симметрии почти не были при этом затронуты. Приводимая теперь А. К. Болдыревым номенклатура, выработанная, главным образом, им самим и В. В. Доливо-Добровольским, представляет полную переработку всей кристаллографической номенклатуры. Несмотря на то, что «от старого мира» в названиях даже сингоний (систем) не оставлено буквально камня на камне, мы должны всячески приветствовать начинание А. К. Болдырева.

Вторая часть дополнений занимает две трети их объема и содержит детальное изложение теории пространственной решетки. Автор намеренно избегает векторного анализа, обратной и полярной решеток, вошедших в большую моду за границей. Его трактовка очень проста и вместе с тем отличается достаточной полнотой. Эта часть чрезвычайно полезна для работников, занимающихся рентгеновским структурным анализом.

Из других дополнений следует отметить последнее (16 страниц), касающееся атомных и ионных радиусов, координационных чисел и пр., т. е. новейшей кристаллохимии.

Все дополнения написаны в характерном для автора сжатом и точном стиле, его формули-

ровки отличаются строгостью и глубокой продуманностью.

Книга попрежнему является лучшим из имеющихся в настоящее время руководств по кристаллографии.

Е. Флинт.

WEELER DAVEY. A Study of Crystal Structure and its Applications. Mc. Craw-Hill, Book Co. New-York and London. 1934. 695 стр.

УИЛЕР ДЭВИ. Структура кристаллов.

Книга представляет собой капитальный труд по рентгеноструктурному анализу, написанный большим мастером и знатоком этого дела.

Текст книги состоит из 19 глав и 4 приложений — аппендиксов.

Главы I—III (1—54 стр.) содержат общую теорию дифракций рентгеновых лучей в кристаллах, основные понятия о пространственных решетках и о расчете межплоскостных расстояний.

Главы IV—VII (54—211 стр.) заключают изложение основных методов структурного анализа: метод Лауэ, Брэггов, порошков и вращающегося кристалла. На эти главы уходит $\frac{1}{4}$ всей книги, что составляет одну из самых интересных ее частей.

Особенно ценны мелкие экспериментальные детали. Довольно часто, в особенности у иностранных авторов, мы видим замалчивание этих деталей, столь важных для работников, желающих глубже освоить данный метод. Уилер Дэви совершенно свободен от этого недостатка. Наоборот, в книге чувствуется искреннее стремление пойти навстречу читателю и указать все, что он считает сколько-нибудь важным.

Главы VIII—XI (112 стр.) содержат всю теорию анализа структуры: теорию групп, практическое применение этой теории, метод структурного фактора, его применение к определению положения атомов и геонных групп в кристаллах. Это довольно трудные главы.

XII глава довольно неожиданно отведена росту кристаллов. Несмотря на некоторую односторонность, материал изложен очень интересно и оригинально. Приведу следующее характерное для Уилера Дэви место: на стр. 351 мы читаем: «Мы теперь рассмотрели все наиболее важные методы получения кристаллов; в каждом случае мы приходили к одному и тому же заключению, а именно, что несовершенство является естественной особенностью кристаллов».

XIII глава отведена вопросу о возможных расстояниях между атомами и величине радиусов ионов; в XIII главе разбирается зависимость оптических свойств, в частности показателей преломления, от структуры. Материалом для этой главы послужили главным образом работы Брэггов.

В XV главе автор дает обзор методики вычисления энергии кристаллической решетки. Глава написана сравнительно просто и представляет большой интерес даже для лиц, специально не занимающихся этой областью кристаллографии.

Наконец XVI—XIX главы дают довольно пестрый материал: применение рентгеновых лучей для исследования аморфных веществ, гелей, жидкостей и газов; тектурные исследования; твердые растворы со структурно-химической точки зрения; значение структурного анализа для химии.

Приложения занимают 110 страниц. В первом автор дает краткий обзор аппаратуры: установок и трубок. Трактовка предмета слишком краткая; если бы не некоторые рассеянные в тексте ценные замечания, то приложение это можно бы назвать излишним.

Таблицы кривых, приведенные во втором приложении, очень полезны, но подчас настолько мелки (стр. 596, 604, 606, 609—614), что ими почти невозможно пользоваться.

Третье и четвертое приложения отведены 230 правильным системам точек.

Все главы написаны автором так, что могут быть проработаны отдельно, независимо от усвоения предшествующего текста книги; конечно, при наличии у читателя некоторого предварительного знакомства с предметом. Литературные списки, приведенные в конце каждой главы, весьма обширны и представляют ценный материал, хотя автор и говорит, что не претендует на полноту. Издана книга очень хорошо. Только некоторые рисунки кажутся мне слишком грубыми. Это те чертежи ячеек, в которых ребра первого плана сделаны раз в десять толще задних (стр. 23, 24, 34 и др.). Никакой особой пластичности от этого не получилось, а вместе с тем пропало все изящество научного чертежа.

Перевод книги был бы крайне желателен. Ни один из наших союзных рентгенологов-структурников не в состоянии дать руководства, подобного этому, а нужда в нем ощущается крайне остро. Книга нашла бы широкий спрос не только среди узких специалистов, но и у всех исследователей, работающих в смежных со структурным анализом областях — химиков, физиков, металлографов и др.

Распечатана книга на весьма подготовленного читателя.

Е. Флинт.

Н. Ф. ФЕДОРОВ, М. Н. БОНДАРЕНКО, А. А. ОРСОЕВ, Ф. М. ГАВРИЛОВ, И. С. ШАРАПОВ. *Нерудноскопаемые строительные материалы Восточной Сибири.* 147 стр. Иркутск. Москва, 1934, ОГИЗ.

В небольшой, довольно хорошо изданной книге охарактеризован ряд месторождений различных видов строительного сырья Восточной Сибири, которое авторы не совсем удачно называют нерудноскопаемым. В книге собраны данные по таким видам минерального сырья, как каолины, глины, известняки, пески, кровельные сланцы, на последний день; авторы опираются в значительной степени на те геологические, химические и отчасти технологические исследования, которые проведены были в последние годы.

Эти исследования в значительной степени осветили данные полезные ископаемые и дали возможность более ясно судить о генезисе их, а следовательно, и о направлении поисков и разведок их и о способах и направлениях их использования.

Книга состоит из отдельных статей, не сходных между собой, и в этом ее недостаток. Одни из статей носят районный характер, другие описывают отдельные виды полезных ископаемых данного типа.

Очень интересна статья Федорова «Балайский комплекс минеральных строительных материалов» (последний термин более удобен, чем тяжеловесный «нерудноскопаемый», и правильнее было бы применить именно его в заглавии книги). В ней автор характеризует историю исследования района, чрезвычайно богатого различного рода строительными материалами, дает краткий геологический очерк с характеристикой орографии, особенно подробно описывает месторождения каолина и огнеупорных глин, в частности право- и левобалайские месторождения каолинов. Приведены химические анализы и данные о запасах по отдельным участкам.

Кратко охарактеризован ряд месторождений глин гончарных и кирпичных.

Приведена также физико-химическая характеристика каолинов, огнеупорных и гончарных глин. Затронуты также вопросы генезиса каолинов и глин.

Далее кратко описаны кварцевые материалы, полевые шпаты, известняки, граниты и гнейсы, минеральные краски и минеральное топливо. Приложена схематическая геологическая карта района.

Бондаренко в главе «Строительные материалы приангарской части Черемховского и Усольского районов» дает характеристику имеющихся в этом районе полезных ископаемых — доломитизированных известняков, доломитов, каолинов и огнеупорных глин, кирпичных глин, строительных песков и гравия, в общем по тому же типу, как и Федоров; особенно детально характеризует также он глины и каолины — именно проглины Трошковского месторождения, также Нотковского каолинового месторождения, приводя данные как химического исследования, так и механического анализа и данные керамического изучения их. Приводятся данные по изучению песков, известняков и доломитов, данные по запасам и др.

Статья Бондаренко изложена далеко не так последовательно, как статья Федорова, и в этом ее минус: полезные ископаемые в беспорядке чередуются друг с другом в описании.

Гавриловым описаны строительные материалы округа Братска на Ангаре. К сожалению, в его статье еще менее тщательно проведена систематизация материала, поэтому у него отдельно стоит описание карбонатных пород, а затем идет описание строительных материалов и в них снова говорится о карбонатных породах.

Остальные статьи носят характер описания отдельных видов сырья. Так, Орсоев описывает кварцевые пески у ст. Замзозор, шарало-во-кровельные сланцы в Сибири, но без выделения действительно промышленных месторождений их.

В общем книга очень полезна, так как в ней изложен новый материал, но большим недостатком ее являются разноценность в смысле изложения материала и отсутствие общего редактирования.

Было бы желательно, чтобы дальнейшие выпуски, аналогичные данному, очень ценному, были бы более тщательно проредактированы и лучше спланированы.

Проф. Лучицкий.

С. Ф. ЮШКЕВИЧ и Н. М. СОКОЛОВ. Отбеливающие земли Западной области, 1934.

Популярный обзор лабораторных работ по сравнительному изучению отбеливающих земель, проведенных авторами в 1932 и 1933 гг. То обстоятельство, что материал преподно-

сится читателю из первых рук, т. е. авторами не только брошюры, но и самого ее материала, обуславливает ее достоинство и является элементарной гарантией правильности изложения.

Со стороны литературности и технической грамотности брошюра также удовлетворительна, хотя местами допущены неприятные неточности языка и понятий. Так, параграфы о физико-химических свойствах трепелов и глин (стр. 17—22) написаны слабо; небрежно описаны методы испытания.

Тем не менее брошюра представляет редкое исключение среди популярных обзоров, которые обычно являются безграмотными компиляциями.

В. Веселовский.

14/XII 1934 г.

Библиотека Геомина

Неметаллические ископаемые и руды черных металлов

Normetallic Minerals and Iron Ores

Минералогия, петрография, геология и полезные ископаемые.

Mineralogy, Petrography, Geology and Mineral deposits.

General

1. Buttgenbach, H. Notions élémentaires de crystallographie géométrique et optique, de minéralogie et de pétrographie. 3-me ed. Paris, Dunod; Liège, Vaillant-Carmanne, 1933, 110 p., 1 pl., 148 text. figs. Price 30 frs.

Элементарное руководство по геометрической и оптической кристаллографии, минералогии и петрографии.

Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, No 145; «Miner. abstr.», v. 5, No. 10 p. 434.

2. Crook, Th. History of the theory of ore deposits, with a chapter on the rise of petrology. London, Murby and Co., 1933.

История теории рудных месторождений с приложением главы о развитии петрологии.

«Ztschr. prakt. Geol.», 1934, H. 7, S. 111.

3. Launay, L., de Cours de geologie appliquée. Paris et Liège, Beranger, 1933, 460 pp.

Курс экономической геологии.

4. Lindgren, W. Mineral deposits. pp 930; figs. 333. McGraw-Hill Book Company. New York and London 4 th Ed., 1933. Price 6. 50.

Минеральные месторождения

Реф. «Econ. Geol.», 1934, v. 29, No 4, pp. 401—406. Анн. «Jl. Am. Ceram. Soc.» 1934, v. 17, No 10, p. 273.

5. Rogers, A. F. and Kerr, P. F. Thin-section mineralogy. Pp 311, illus. 261. Mc Graw-Hill

Book Co., New York. 1933, Cloth, 6×9¹/₄. Price 3. 00.

Оптическая минералогия.

Реф.: «Econ. Geol.», 1934, v. 23, No 2, pp. 207—208.

6. Sander, Bruno. Petrofabrics (Gefügekunde der Gesteine) and orogenesis.

Сложение горных пород и орогенезис. Amer. «Jl. Sci.» 1934, v. 28, No, 163, pp. 37—50. Библиография 15 назв.

Алмаз. Diamond

7. Blank, E. W. Diamond Finds in United States.

Алмазы, найденные в Соединенных штатах Америки.

«Rocks and Minerals», 1934, v. 9, No. 10. p. 147—150.

Библиография 24 назв.

8. Hoffmann, A. Diamanten.

Алмазы. «Ztschr. prakt. Geol.», 1934, H. 1, «Lagerstätten Chronik», H. I. S. 14—15.

Алюмосиликаты. Alumosilicates

9. Gottfried, C. Neuere Anschauungen über das Problem der Aluminiumsilikate.

Новое к проблеме силикатов алюминия. «Ber. d. Deutsch. Keram. Gesel.» II, H. 12, Mitt. No 71, Kais. Wilh. Inst. f. Silikatforsch. Реф. N. 7., 1933, I No. 3, S. 241.

Амфибол. Amphibole

10. Mathur, K. K. and Jhingran, A. G. A new member of the hastingsite group of amphiboles from Mount Girnar.

Новый минерал группы амфиболов с горы Джирнар.

«Quart. J. Geol. Mining Metall. Soc. India», 1931, v. 3, pp. 93—100. Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, No. 144, «Miner. Abstr.», v. 5, No. 9, p. 391.

11. Sundius, N. Über die Mischungslücken zwischen Anthophyllit-Gedrit, Cummingtonit-Grüneirit und Tremolit-Aktinolith.

Изоморфные ряды антофиллит гедрит, кумингтонит-гринерит и тремолит-актинолит.

«Tschermak's Min. u. Petrogr. Mitt.» 43, 1933, 422—440, Mit 4 Textfig.

Реф. N. J. 1933, I, No. 4, S. 398.

Ангидрит. Anhydrite

12. Cole, L. Heber and Rogers, R. A. Anhydrite in Canada: occurrence, properties and utilization. Canada, Dept. Mines, Mines Branch, Ottawa, 1933 No. 732, v. 89, pp. 5 pls., 9 text figs. Price 20 cents.

Ангидрит Канады: месторождения, свойства, использование. Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, No. 144; «Miner. Abstr.», v. 5, No. 9, p. 422.

13. Tertsch, H. Einfache Kohäsionsversuche. V. Spaltungsmessungen am Anhydrit.

Простые опыты по сцеплению V. Изучение спайности ангидрита.

«Ztschr. Krist.» 1934, A. Bd. 87, H. 3/4, S. 326—341.

Андалузит. Andalusite

14. Aloisi, P. Sopra un geminato di andalusite. O двойниковых кристаллах андалузита.

«Rend. R. Acc. Naz. Linc.» Roma, 6/17 1933, 19—22, Mit 3 Textfig. Реф. N. J. 1933, I, No. 5, S. 495.

Апатит. Apatites

15. Dudson, A. S. A study of some Canadian apatites.

Исследование некоторых апатитов Канады. Univ. Toronto Studies, Geol. Ser., 1933, No. 35, pp. 51—59, 5 figs.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, No. 145, «Miner. Abstr.», v. 5, No. 10, p. 480.

16. Simpson, B. The Dusky Apatites of the Eskdale (Cumberland) Granite.

Темные апатиты из эскдайльского (Кумберленд) гранита.

«Geol. Mag.», 70, 1933, 374—378. Анн. «N. J. f. Miner. Geol. u. Pal.», 1934, H. 3. Referate.

Асбест. Asbestos

17. Wahlstrom, Ernest E. An unusual occurrence of asbestos.

Необычное месторождение асбеста (Колорадо). «Amer. Miner.», 1934, v. 19, No. 4, pp. 178—180,

Базальт. Basalt

18. Kani, K. The measurements of the viscosity of basalt glass at high temperatures.

Измерение вязкости базальтового стекла при высоких температурах.

«Proc. Imp. Acad.», Tokyo, 1934, v. 10, pp. 29—32, 79—82, 4 fig.

Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. XXIII, No. 146; «Miner. Abstr.» v. 5, No. 11, p. 509.

Барит. Baryte

19. Berthois H. Sur la présence de la barytine dans l'arène de granulite d'Alençon (Orne).

Нахождение барита в алансонском гранулите. «C. R. Acad. Sci.», Paris, 1933, v. 197, pp. 1051—1052.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. XXIII, No. 146; «Miner. Abstr.» v. 5, No. 11, p. 516.

20. Coulson, A. L. Barytes in the ceded districts of the Madras Presidency; with notes on its occurrence in other parts of India.

Бариты из Мадраса; с заметками об их месторождениях в других частях Индии.

«Mem. Geol. Survey of India», 1933, vol. 64, pt. I, VII, 142, XII, pp. 5 pls., 2 text. figs.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, No. 144; «Miner. Abstr.» v. 5, No. 9, p. 424.

Боксит. Bauxite

21. Gedeon, T. Adattik a sümegi bauxitelőfordulashoz Daten von Bauxitvorkommen in der Gegend von Sümeg.

Данные о бокситовых месторождениях на о. Самосе.

«Földtani Közlöny», Budapest, 1933, v. 63, p. 96 (Germ. résumé), pp. 96—97.

Анн. «Min. Magaz.» 1934, v. 23, No. 146; «Min. Abstr.» 1934, v. 5, No. 11, p. 526.

22. Györki, T. Dehidratációs Kiserletek bauxitokkal es bauxitasvanyokkal. — Die Dehydratation der Bauxite und Bauxitminerale.

Дегидратация боксита и бокситовых минералов.

«Földtani Közlöny», Budapest, 1932, v. 61, for 1931, pp. 64—67 (Hung), pp. 68—94, (Germ.), 3, Fig.

Анн. «Min. Magaz.» 1934, v. 23, No. 146; «Min. Abstr.», 1934, vol. 5, No. 11, p. 526.

23. Lapparent, Jacques, de: Extension des bauxites à diaspore.

Распространение бокситов, содержащих диаспор.

«Compt. Rendu Acad. Sci.», Paris, 1933, vol. 196, pp. 187—188.

Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, No. 144; «Miner. Abstr.» v. 5, No. 9, p. 420.

Бруцит. Brucite

24. Aminoff, G. Über Interferenzbilder bei Durchstrahlung von Bruciteinkristallen mit schnellen Elektronen.

О явлениях интерференции при просвечивании монокристаллов бруцита посредством быстрых электронов.

«Arkiv for Kemi», etc. 1933, Bd. II, H. 2, No. 2, pp. 1—4.

Волластонит. Wollastonite

25. Bowen, N. L. Vogtite isomorphous with Wollastonite.

Изоморфизм фоггита и волластонита.

«Journ. Washington Acad. Sci.», 1933, v. 23, pp. 87—94.

Анн. «Min. Magaz.» 1934, v. 23, No. 146; «Min. Abstr.» v. 5, No. 11, 5, No. 11 p. 527.

26. Ehrenberg, H. Synthese von β -C (Wollastonit) durch Reaktion zwischen festen Ausgangsstoffen.

Синтез β -CaSiO₃ (волластонит) посредством реакции между твердыми исходными материалами. «Z. physikal. Chem.», В. 14, 421—434, 1931.

Реф. «Ztschr. Krist.» 1934, А. Bd. 87, Н. 1/2 S. R. 103—104.

Геохимия. Geochemistry

27. Goldschmidt, V. M. u. Heffer, O. Zur Geochemie des Selens.

К геохимии селена. Nachr. Des. Wiss. Göttingen. Math.-phys. Kl. 1933, 245, С., 1933, 1, 3912.

28. Goldschmidt, V. M. u. Peters, C. I. Zur Geochemie des Germaniums (Röntgen-Spektroskopisch).

К геохимии германия (рентгеноспектроскопия). Nachr. Ges. Wiss. Göttingen, Math.-phys. Kl. 1933, 141, С., 1933, 1, 3912.

29. Goldschmidt V. M. u. a. Zur Geochemie der Alkalimetalle.

К геохимии щелочных металлов. Nachr. Ges. Wiss. Göttingen. Math.-phys. Kl. 1933, 235, С., 1933, 1, 3911.

Глаукоцит. Glauconite

30. Simpson, E. S. Glauconite, Its distribution and uses.

Глаукоцит. Его распространение и применение. Chem. Eng. and Min. Rev., 1934, v. 26, No. 310, pp. 301—4.

Глины. Clay

31. Leighton, H. Clay and shale resources of Southern Pennsylvania.

Месторождения глины в Южной Пенсильвании. «Penn. Geol. and Geol. Surv.», Bull. No. M—17, 1933, 190 p.

Анн. «Rev. Geol.», 1934, v. 14, fasc. 1, p. 79. Горные породы, изверженные Igneous rocks. 32. Nigli, Paul. Die quantitative mineralogische Klassifikation der Eruptivgesteine.

Количественная минералогическая классификация изверженных горных пород. «Schweiz. Miner. u. Petrogr. Mitt.», v. II, 1931, S. 296—364, 6 fig.

Реф. «Rev. Geol.» 1934, v. 14, fasc. I, S. 10—12. Горные породы, осадочные Sedimentary rocks.

33. Sprangenberg, K. Die Methoden zur Feststellung des Mineralbestandes von Sedimentgesteinen.

Методы определения минералогического состава осадочных пород.

Schlesische Ges. f. vaterl. Kultur, 1931, 24, 104, Jahresber.

Анн. «N. J. f. Miner.» 1934, Н. 3., Referate.

Гранит. Granite

34. Bonatti, S. Studio petrografico del graniti della formazione ofiolitica Appenninica.

Петрографическое изучение аппеннинских гранитов.

«Boll. d. R. Ufficio geol. d'Italia», 1933, v. 58, No 7, pp. 1—63.

Библиография

35. Merla, G. I graniti della formazione ofiolitica Appennina.

Аппеннинские граниты.

«Boll. d. R. Ufficio geol. d'Italia», 1933, v. 58, No. 6, pp. 1—115.

Библиография

Графит. Graphite

36. Laschkaren, Barendarten u. Kuzmin. Beugung langsamer Elektronen an Graphiteinkristallen.

Дифракция медленных электронов в монокристаллах графита.

«Ztschr. Phys.» 1933, v. 85, pp. 631—646. Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. XXIII, No. 146; «Miner. Abstr.», v. 5. No. 11, p. 514.

Датолит. Datolite

37. Rodolico, F. Studi sulla datolite della formazione ofiolitica.

Изучение датолитов офиолитовой формации. «Periodico di Miner.» 4, 1933, 1—4, Mit. 5, Fig. 2 Taf.

Реф. N. T. 1933, 1, No. 5, S. 5 11.

Диатомит. Diatomite

38. Charrin, V. Diatomite: its role in the chemical industry.

Диатомит и его роль в химической промышленности.

«Ind. chimique», 20 (236), 648—49 (1933). Анн. «Amer. Ceram. Soc.», 1934, v. 17, No. 10, p. 272.

Драгоценные камни. Precious stones

39. Aubert de la Rue, Edgar. Pierres précieuses et pierres d'ornementation. Caractères, gisements, usages.

Драгоценные поделочные камни. Свойства, месторождения, применение.

Encyclopédie pratique du naturaliste, vol. II, Paris, Lechevalier, 1928, 301 p. 1 pl., 108 text. figs. Price 24 fr.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, No. 144; «Miner. Abstr.», v. 5, No. 9, 397.

40. Gordon, W. T. Gem stones.

Драгоценные камни. «Nature», London, 1933, vol. 132, pp. 267—269.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, No. 144; «Miner. Abstr.», v. 5, No. 9, p. 398.

41. Spencer, L. J. Two new gem stones.

Два новых драгоценных камня. «Gemmologist», London, 1933, v. 3, pp. 110—113.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, No. 144; «Miner. Abstr.» v. 5, No. 9, p. 398.

42. Sun, C. C. Notes on the precious stone (beryl, etc.) deposits of Sulyuan.

Заметки о месторождениях драгоценных камней (берилла и т. д.) в Суинуан (Китай).

«Bull. Geol. Soc. China», 1933, v. 12, No. 2, pp. 275—282.

Железные руды. Iron ores.

43. Burchard, E. F. Iron ore in the Red Mountain formation in Greasy Cove, Alabama.

Железная руда в отложениях горы Ред Маунтин в Алабаме.

U. S. Geol. Circular, No. 1, 1933, 49 p.

Реф. «Rev. Geol.», 1934, v. 14, fasc. 7—8, p. 413.

44. Hsieh, C. Y. The iron deposits of southern Anhui.

Железородные месторождения в южной части Аньхой (Китай).

«Bull. Geol. Soc. China», 1931, vol. 10, pp. 317—347. 2 pls., 5 text-figs.

Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, No. 144; «Miner. Abstr.» v. 5, No 9, p. 417.

45. Jamotte, A. Roches basiques et roches metamorphiques connexes de la region comprise entre la Lufunfu et le Mualaba. Leurs relations avec les gisements de fer de la region.

Основные и метаморфические породы из района между Люфунфу и Мюалаба. Связь их с месторождениями железа.

Com. Spec. Katanga: Ann. Serv. Mines, 1933, t. 4, pp. 22—23.

Реф. «Rev. Geol.» 1934, v. 14, fsc. 7—8, p. 580.

46. Lake, M. C. The iron-ore deposits of Iron Mountain, Missouri (16 Int. Geol. Congr., Washington, 1933, Guidebook, 2. 5. 56—66).

Железородные месторождения на Железной горе, Миссури.

47. Steidtmann, E. The iron deposits of Pilot Knob, Missouri (15 Int. Geol. Congr., Washington, 1933, Guidebook 2. 68—73).

Железородные месторождения Миссури.

Известняк. Limestone

48. Duchez J. E. Calcaires á chaux pures du Département de la Dordogne.

Известняки департамента Дордонь.
«Rev. des Mater. de Construction» (Chaux), 1933. №№ 286—289, pp. 269—70, 307—09, 340—43.

49. Oates Frank. The limestone deposits of Tanganyika territory.

Месторождения известняка в Танганьяке.
Tanganyika territory, «Geol. Surv. Depart.», Bull. № 4, 1933, 118 p. 111.

Реф. «Rev. Geol.» 1934, v. 14, fsc. 1. p. 79.

Ильменит. Ilmenite

50. Posnjak, E. and Barth, F. F. W. Notes on some structures of the ilmenite type.

Заметка о структуре некоторых кристаллов ильменита.

«Ztschr. Krist.» 1934, A, Bd. 88, H. 4, S. 271—280.

Исландский шпат. Iceland spar

51. Le Roux P. Etude du pleochroisme du spath d'Islande dans le spectre.

Исследования плеохроизма исландского шпата в спектре.

C. R. 196, 1933, 934.
Реф. N. J. 1933, 1. № 4, S. 362.

52. Le Roux, P. Etude du pleochroisme du spath d'Islande dans le spectre infrarouge.

Изучение плеохроизма исландского шпата в инфракрасном спектре.

«Ann. Phys.» 1933, ser. 10, 20, pp. 518—535.

Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. XXIII, № 246, «Miner. Abstr.», 1934, v. 5, № 11, p. 504.

Кальцит. Calcite

53. Satoyasu, T. Das Thermoluminescenzspektrum von Calcit.

Термолюминесцентный спектр кальцита.
«Sci. Pap. Inst. phys. Chem. Res.» 20, 274, C, 1933, 11, 1307.

Beiheft zu Mikrochemie XV (1934), 1, S. 41.

54. Shimizu, S. Some electrical properties of calcite.

Электрические свойства кальцита.
«Sci. Rep. Tohoku» Univ. Ser. 1, 1933. v. 22, pp. 570—598.

Анн. Miner. Magaz. v. XXIII, № 146, «Miner. Abstr.», v. 5, № 11, p. 511.

Кеммерерит. Kämmererite

55. Saperio, Edoardo. Sulla presenza della Kämmererite nella Lherzolite di Locana (Piemonte).

О присутствии кеммерерита в лерцолите Локаны (Пьемонт).

«Periodico Min.», Roma, 1933, vol. 4, pp. 473—484, 1 pl.

Ано. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, № 145; «Miner. Abstr.», v. 5, № 10, p. 441.

Каолин. Kaolin

56. Dubrissay, R. and La Fuma, H. Transformations of kaolin on calcination.

Превращение каолина при обжиге.
«Céramique», 36, 29)—93 (1933).

Анн. «Jl. Amer. Ceram. Soc.», 1934, v. 17, № 7, Abstr. v. B, № 7, p. 195.

57. Vinther, E. H. u. Lassen, M. L. Über Korngrössenmessungen von Kaolin und Tonarten.

Измерение величины зерен в каолине и различных видах глины.

«Ber. dtsh. keram. Ges.» 14, 259, C., 1933, 11, 2578.

Карбонаты. Carbonates

58. Fenoglio, Massimo. Sulla lansfordite delle miniere di Cogne in Val d'Aosta.

О лансфордите из рудника Конье, Валь д'Аоста.
«Periodico Min.», «Roma, 1933, vol. 4, pp. 443—462, 3 pls.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, № 144; «Miner. Abstr.», v. 5, № 9, p. 431.

Кварц. Quartz

59. Clayton, P. A. Silica-glass from the Libyan desert.

Кварцевое стекло из Ливийской пустыни.
«Miner. Magaz.» 1934, v. 234. № 144, pp. 501—508.

60. Tay, A. H. The thermal expansion of quartz by X-ray measurements.

Измерение теплового расширения кварца при помощи рентгеновских лучей.

«Proc. Roy. Soc.» London., Ser. A, 1933, v. 142, pp. 237, 247, 1 pl., 5 fig.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. XXIII, № 146; «Miner. Abstr.» 1934 v. 5, № 11, p. 509.

61. Löwe F. Zur Erkennung der Quartzteilchen im Staub.

О распознавании частиц кварца в пыли.
«Zeitschriften», H. 3, März 1933, 23—25, 2 Abb.

62. Müller, C. u. Wetthauer, A. Ueber das Brechungsvermögen von Quarzglas in kurzwelligem Ultrarot.

О преломлении света кварцевым стеклом в коротковолновой ультра-красочной зоне.

«Ztschr. Phys.», 1933, v. 85, pp. 559—560.

Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. XXIII, № 146; «Miner. Abstr.» 1934, v. 5, № 11, p. 503.

63. Sorgenfrei, C. Ueber den mikroskopischen Nachweis von Quarz in Staubmengen.

Микроскопическое определение кварца в пыли.

«Zeitsnachrichten», Heft 3, 1933, 25—31, mit 6 Abb.

Реф. N. J. 1933, 1, № 4, S. 356.

Кианит. Cyanite

64. Jonas, Anna J. and Watkins, Joel H. Cyanite in Virginia.

Кианит из Виргинии.

«Virginia Geological Survey», Bull. 38, 1932, pp. XI + 47.

Анн. «Jl. Geol.», 1934, v. 42, № 5, p. 559.

Кристобалит. Cristobalite

65. Novak, Jiri. Cristobalite ze serpentine ze zapadni Moravy. Spisy vydavane Pri-ro'ovedeckou fakultou Masarykoby university, Brno, 1932, № 153, 10 pp. figs.

Кристобалит из серпентина западной Моравии.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, № 145; «Miner. Abstr.», v. 5, № 10, p. 476.

Лавы. Lavas

66. Oedman, Olof, H. Mineragraphic study on the opaque minerals in the lavas from Mt. Elgon, British East Africa.

Минерографическое исследование непрозрачных минералов из лавы с горы Эльгон, Британская Восточная Африка.

«Geol. För. Förh.» Stockholm, 1932, vol. 54, pp. 285—304, 12 figs.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, № 145; «Miner. Abstr.», v. 5, № 10, p. 443.

Лампрофиры. Lamprophyres

67. Smith, H. G. Some lamprophyres of the Channel Islands.

Некоторые лампрофиры островов Чаннел.

«Proc. Geol. Assoc.», 1933, v. 44, pp. 121—30.

Анн. «Rev. Géol.», 1934, v. 14, fasc. 7—8, pp. 377—8.

Лейхтенбергит. Leuchtenbergite

68. Sató, S. Alteration of talc and antigorite to leuchtenbergite in the metamorphosed dolomite of the Matenreisystem, North Korea.

Изменение талька и ангигорита в лейхтенбергит в метаморфизированном доломите, сев. Корея.

«Jl. Shanghai Sci. Inst. Sect.» 11, 1933, v. 1, pp. 17—24, 1 pl.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, № 146; «Miner. Abstr.» 1934, v. 5, № 11, p. 527.

Лепидолит. Lepidolite

69. Eckel, Edwin B. A new lepidolite deposit in Colorado.

Новое месторождение лепидолита в Колорадо. Journ. Amer. Ceram. Soc., 1933, vol. 16, pp. 339—245, 4 figs.

Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, № 144; «Miner. Abstr.», v. 5, № 9, p. 422.

70. Kocak, W. P. The lepidolite deposits of South-West Africa.

Месторождения лепидолита в юго-восточной Африке.

«Trans. Geol. Soc. South Africa», 1933, vol. 35 (for 1932), pp. 97—113, 2 pls., 5 text-figs.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, «Miner. Abstr.», v. 5, № 9, p. 421.

Лепидомелан. Lepidomelane

71. Tsurumi Shizuo, Thermal and chemical studies of lepidomelane from Ishikawa.

Термические и химические исследования лепидомелана из Ишикава (Япония).

«Proc. Imp. Acad.» Tokyo, 1933, vol. 9, pp. 320—323, 2 figs.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, № 144; «Miner. Abstr.» v. 5, № 9, p. 428.

Магнезит. Magnesite

72. Kinoshita, Yoshio. Magnesite deposits in the vicinity of Taikwayodo, Tansen-Gun, S. Kan-kyo-Do.

Месторождения магнезита в окрестности Тайк-вайодо (Япония).

«Bull. Mineral Survey Chosen», 1932, vol. 7, № 1, pp. 1—16 (Japanese), pp. 17—19 (English), 5 pls.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, № 144, «Miner. Abstr.» v. 5, № 9, p. 421.

73. Ulrich, František. Československa lo-ziska magnesitová a dnesni stav jejich vyuziti (The Czechoslovak magnesite deposits and the actual situation of their exploitation).

Месторождения магнезита Чехо-Словакии и их разработка.

«Bánsky Svět», Praha, 1933, vol. 12, pp. 52—60, 7 figs.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, № 144; «Miner. Abstr.», v. 5, № 9, p. 422.

Марганцевые руды. Manganese ores

74. Földváci, A. Die Manganerzlagerstätten des Bakony-Gebirges in Ungarn.

Месторождения марганцевых руд гор Бакони в Венгрии.

«Földtani Közlöny», 62, 1933, S. 15—39.

75. Hanson, G. Manganese deposits of Canada. Марганцевые месторождения Канады.

«Dept. Mines. Geol. Survey», Canada, 1932, № 2317, «Econ. Geol.» Sér. № 12, V + 120 pp., 4 figs. (maps). Price 20 cents.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, № 144; «Miner. Abstr.», v. 5, 9, p. 418.

Монацит. Monazite

76. Krusch, P. Monazit und Mesothorium.

Монацит и мезоторий.

«Ztschr. f. d. Berg-, Hütten- u. Salinenwes. I, Pr. St.», Bd. 81, 1933, Abh. H. 8.

77. Mandelsohn, E. and Marland, E. F. An occurrence of monazite in the Sub Nigel mine, Witwatersrand.

Месторождения монацита в Витватерсранде.

«Trans. Geol. Soc. S. Africa», 1933, v. 36, pp. 113—15.

Анн. «Rev. Geol.» 1934, v. 14, fasc. 7—8, p. 379; «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, № 146; «Miner. Abstr.», v. 5, № 11, p. 516.

Мрамор. Marble

78. Stuckey, Jasper L. and Fountain James. Occurrence and physical properties of North Carolina marble.

Месторождения и физические свойства мрамора Северной Каролины.

Bulletin № 5, «Engineering Experiment Station, Univ. of North Carolina». Raleigh 1933, 24 p.

Анн. «Amer. J. Sci.» 1934, v. 27, № 159; «Rock Prod.», 1933, v. 36, № 11, 39.

Наждак. Emery

79. Lapaigent, J. de Behavior of emeries in the Samos deposits.

Наждак в месторождениях о. Самоса.

«Compt. rend.», 198 (8), 760—61 (1934).

Анн. «Jl. Amer. Ceram. Soc.», 1934, v. 17, № 7, Abstr., v. 13, № 7, p. 167.

80. Lapparent, Jacques, de Emerles de Grèce et bauxites.

Наждаки Греции и бокситы.

«Compt. rend. Acad. Sci. Paris», 1933, vol. 197, pp. 75—77.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, № 144; «Miner. Abstr.», v. 5, № 9, p. 420.

Оливин. Olivine

81. Carpanese, Tullio. Contributo alla conoscenza della titanolivina.

К познанию титанооливина.

«Periodico Min.» Roma, 1933, vol. 4, pp. 339—372, I pl., 4 text-figs.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, № 144; «Miner. Abstr.», v. 5, № 9, p. 430.

Ортоклаз. Orthoclase

82. Wang, S. W. A study on the orthoclase crystals and twins of Chiaocheng, Shansi.

Исследование кристаллов и двойников ортоклаза из Шанси (Китай).

«Bull. Geol. Soc. China», 1933, v. 12, № 4, pp. 453—466.

Пегматит. Pegmatite

83. Schaller, W. F. Pegmatites (Ore, deposits of the Western States, Lindgren, Bd. 1933).

Пегматиты.

84. Stockwell C. H. Genesis of a lithium pegmatite of the Bear mineral claim, south-east Manitoba.

Генезис литий содержащих пегматитов из юго-восточной Манитобы.

«Trans. Roy. Soc. Canada», 1933, ser. 3, v. 27, sect. 4, pp. 27—36.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, № 145; «Miner. Abstr.», v. 5, № 10, p. 442.

85. Stockwell, C. H. The genesis of pegmatites of south-east Manitoba.

Генезис пегматитов из юго-восточной Манитобы.

«Trans. Roy. Soc. Canada», 1933, Ser. 3, v. 27, Sect. 4, pp. 38—51.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, № 145, «Miner. Abstr.», v. 5, № 10, p. 442.

Пирротин. Pyrrhotite

86. Hagg, G. Vacant positions in the iron lattice of pyrrhotite.

Пробелы среди атомов железа в решетке пирротина.

«Nature» 131, 1933, 167—168, mit I Textfig.

Реф. N. J. 1933, 1, H. 3, S. 218.

Плагиоклазы. Plagioclase

87. Meen, V. B. A description of a few plagioclases.

Описание нескольких плагиоклазов.

«Univ. Toronto Studies», Geol. ser., 1933, № 35, pp. 3745, 3 figs.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, № 145; v. 23, «Miner. Abstr.», v. 5, № 10, p. 439.

88. Rosicky, V. Zur Frage der Nomenklatur der Plagioklase.

К вопросу о номенклатуре плагиоклазов.

«Zs. Krist.» 84, 1933, 323—327, mit I Textfig.

Реф. N. J. 1933, 1, № 4, S. 389.

89. Spaenhauer, Fritz. Über das Ergebnis von Messungen an synthetischen Plagioklassen mit Hilfe des Universaldrehtisches.

Результат измерений синтетических плагиоклазов при помощи универсального столика.

«Schweiz. Min. Petr. Mitt.», 1933, vol. 13, pp. 356—365, 5 fig.

Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, № 145, «Miner. Abstr.», v. 5, № 10, p. 437.

Поделочные камни. Ornamental stones

90. Mansfield, G. R. Some deposits of ornamental stone in Montana.

Месторождения поделочного камня в Монтане

«United States Geological Survey, Circular № 4, 22 pp.

Полевой шпат. Feldspar

91. Chudoba, K. The determination of the Feldspars in thin section. Translated by W. Q. Kennedy, 61 pp. 1933, Thomas Murby and Co., London.

Определение полевых шпатов в шлифах.

Реф. «Chem. Eng. Min. Rev.», 1934, v. 26, № 306 p. 244.

92. Ho, T. L.

The anorthoclase perthite from Chu-Chis-Tsien island near Putoshan, Chekiang.

Анортоклазовый пертит с острова Чу-Чио-Тэен (Чекианг)

«Contrib. Nat. Research Inst. Geol. Acad. Sinica, Nanking, 1933, № 4, pp. 31—39 (English), p. 40 (Chinese summary), 2 pls., 1 textfig.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, № 145, «Miner. Abstr.» v. 5, № 10, p. 439.

93. Nikitin, W. W. Korrekturen und Vervollständigungen der Diagramme zur Bestimmung der Feldspäte nach Fedorow's Methode.

Корректурa и усовершенствование диаграмм для определения полевых шпатов по методу Федорова.

«Т. М. Р. М.», 44, 1933, 117—167.

Реф. N. J. 1933, 1, № 4, S. 389.

94. Spruce, Hugh S. Feldspar.

Полевой шпат.

Canada. Dept. Mines, Mines Branch, Ottawa, 1932, № 731, VII + 145 pp., 13 pls., 23 text-figs. Price 25 cents.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, № 144; «Miner. Abstr.» v. 5, № 9, p. 420.

96. Taylor, W. H., Darbyshire, J. A. and Strunz, H. An X-ray investigation of the feldspars.

Рентгенографическое исследование полевых шпатов.

«Ztschr. Krist.» 1934, A, Bd. 87, H. 6, S. 464—498.

Библиография 27 назв.

Региональные обзоры. Regional reviews

96. Bruce, E. L. Mineral deposits of the Canadian Shield. Cloth, octavo, 428 pages, illustr. Price 25 s. London Macmillan and Co.

Минеральные залежи Канады.

«Min. Magaz.», 1934, v. 50, № 5, p. 287~

97. Codazzi, R. L. Notas adicionales sobre los minerales y los rocas de Columbia Bogotá (Biblioteca del Museo Nacional), 1929, 51 pp., 8 pl. 9 fig. О минералах и рудах Колумбии.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. XXIII, № 146; «Miner. Abstr.» 1934, v. 5, № 11, p. 491.

98. Hunott, G. Verzeichnis der im Volksstaat-Hessen vorkommenden Mineralien und ihrer Fundorte. — Handbuch der hessischen Bodenschätze, Darmstadt, 1933, H. 2, 47 pp.

Список встречающихся в Гессене минералов и их месторождений.

Анн. «Miner. Mag.» 1934, v. XIII, No. 146; «Miner. Abstr.», 1934, v. 5, No. 11, p. 487.

99. Papp, F. Néhány hazai érc mikroszkópi vizsgálata. Neuere Angaben über ungarische Erze. Новые данные о венгерских рудах.

«Földtani Közlöny», Budapest 1933, v. 62 (for 1932), pp. 57—64 (Germ. with Hung. résumé).

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. XXIII, No. 146; «Miner. Abstr.», v. 5, No. 11 p. 504.

Редкие земли. Rare earths

100. Tomaschek, R. a. Deutschbein, D. Fluorescence of pure salts of the rare earths.

Флюоресценция чистых солей редких земель. «Nature», 1933, 131, p. 473. Реф. N. J., 1933, 1, 5, S. 449.

Рудные месторождения. Ore deposits

101. Fenner, C. N. Pneumatolytic processes in the formation of minerals and ores (Ore deposits of the Western States, Lindgren-Bd. 1933, S. 58—106).

Пневматолитический процесс образования минералов и руд.

102. Hummel, K. Das Problem der Halmyrolyse und seine Bedeutung für die Bildung von Erzlagertstätten.

Проблема гальмиролиза и ее значение для генезиса рудных месторождений.

«Ber. d. Freiburger Geol. Ges.» 14, 1933, S. 22.

103. Loughlin, G. F. and Behre, C. H. Classification of ore deposits (Ore Deposits of the Western States, Lindgren-Bd. 1933).

Классификация рудных месторождений (рудные месторождения Западных штатов).

104. Ore deposits of the Western States (Lindgren Volume). Cloth, octavo, 797 pages, illustrated. Price 5.00. Rocky Mountain Fund Series: American Institute of Mining and Metallurgical Engineers.

Рудные месторождения Западных штатов.

Реф. «Min. Magaz.», 1934, v. 50, No. 4, p. 224.

105. Ross, Cl. S. Differentiation as a source of vein and ore forming material (Ore deposits of the Western States, Lindgren-Bd. 1933).

Дифференция как источник вещества, образующего жилы и руды.

106. Schmitt, H. Structural associations of certain metalliferous deposits in southwestern United States and Northern Mexico.

Структурные ассоциации некоторых рудных залежей в юго-западной части США и в Северной Мексике.

«Am. Inst. Min. Eng. Contr.» 38, 1933.

107. Schneiderhöhn, H. Erzlagertstätten, Handwörterbuch d. Naturwiss., 2 Aufl., Bd. 3. Рудные месторождения.

Сепиолит. Sepiolite.

108. Caillère. Sur une sépiolite fibreuse de Madagascar.

Волокнистый сепиолит с Мадагаскара.

C. R. 196, 1933, 416.

Реф. N. J. 1933, I, No. 5, S. 507.

Сера. Sulphur.

109. Deines, O. v. Die Entstehung der vulkanischen Schwefelablagerungen nach Beob. am Krater von Vulcano in Süditalien.

Генезис залежей серы вулканического характера в кратере Вулкано в Южной Италии.

«Die Naturwissenschaften, Jg. 22, 1934, H. 9.

110. Deines, O. v. Über die zweite monokline und die rhomboedrische Modifikation des Schwefels.

О второй моноклинной и ромбоэдрической модификации серы.

«Zeits. anorg. Ch.», 1933, v. 214, pp. 330—336, fig.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, No. 145; «Miner. Abstr.» v. 5, No. 10, p. 446.

111. Griffith, S. V. Sulphur in Bolivia and Peru.

Сера в Боливии и Перу.

«Min. Magaz.» 1934, v. 51, No. 1, pp. 15—20.

112. Hoffmann, A. Schwefel.

Сера.

«Ztschr. prakt. Geol.» 1934, H. I; «Lagerstätten Chronik», H. I. S. 13—14.

Серный колчедан. Pyrite.

113. Brückner, K. Bestimmung kleiner Selenmengen in Schwefelkiesen.

Определение небольших количеств селена в серном колчедане.

«Z. analyt. Ch.» 94, 305—22, C., 1933, 11, 3337.

Серпентин. Serpentine

114. Bain, G. W. Serpentinization: origin of certain asbestos, talc and soapstone deposits.

Серпентинизация: генезис месторождений асбеста, талька и талькового камня.

«Econ. Geol.», 1934, v. 29, No. 4, pp. 397—400.

115. Caillère, Simonne. Etude de la dissociation thermique des minéraux des serpentines.

Исследование термической диссоциации минералов группы серпентина.

C. R. Ac. Sc. t. 196, No. 9, 1933, pp. 628—30, 1 fig.

Реф. «Rev. Géol.» 1934, v. 14, fasc. 1, pp. 9—10.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, No. 144; «Miner. Abstr.», v. 5, No. 9, p. 427.

116. Dresser, J. A. The problem of serpentinization.

Проблема серпентинизации.

«Econ. Geol.», 1934, v. 29, No. 3, pp. 306—7.

Силикаты. Silicates

117. Coq̄iebert de Neuville, R. La classification et les propriétés des silicates naturels d'après leurs formules de constitution.

Классификация и особенности естественных силикатов на основе формулы их состава.

«Bull. Soc. Sc. natur. Ouest.», 1932, 2, pp. 91—171. Анн. «Rev. Géol.» 1934, v. 14, fsc. 5, p. 249.

118. «New. abstracts of silicate literature» («Referatkarten der Silikatliteratur»).

Новые обзоры литературы по силикатам.

Реф. «Bull. Amer. Ceram. Soc.», 1934, v. 13, No. 6, p. 174.

119. Thilo, Erich. Chemische Untersuchungen von Silicaten. 1 und 11.

Химические исследования силикатов.

«Zeitschr. anorg. Ch.», 1933, v. 212, pp. 369—384. Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, No. 145: Miner. Abstr.» v. 5, No. 10, p. 453.

Скаполит. Scapolite

120. Brauns, R. Ein neuartiges Skapolithgestein aus dem Laacher Seegebiet mit kurzer Übersicht über die Laacher Auswürflinge und die Bedeutung der flüchtigen Bestandteile im Magma für deren Bildung und Umbildung. Mitteilungen aus dem Mineralogischen Institut der Universität Bonn, 100.

Новая скаполитовая порода в районе Лаахерского озера с кратким обзором включений и значение летучих составных частей магмы для их образования и преобразования.

«Centralbl. Miner.», A, 1934, No. 3, SS, 65—72. Библиография.

Слюда. Mica

121. Darbyshire, T. A. Diffraction of electrons by mica.

Дифракция электронов слюдой.

«Ztschr. Krist.» 1933, v. 86, pp. 313—324. Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. XXIII, No. 146; «Miner. Abstr.» v. 5, No. 11, p. 513.

Соль. Salt (NaCl)

122. Barnes. The plasticity of rocksalt and its dependence upon water.

Пластичность каменной соли и ее зависимость от воды.

«Phys. Rev.» 1933, ser. 2, v. 44, pp. 898—902, 3 fig.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. XXIII, No. 146; «Miner. Abstr.» v. 5, No. 11, p. 507.

123. Blackman, M. Das Raman-Spektrum des Steinsalzes.

Спектр Рамана каменной соли.

«Naturwissenschaft» 1933, 21, S. 367; N. J. 1933, 1, 5, S. 448.

124. Hinegardner, W. Needle-shaped crystals of sodium chloride.

Игольчатые кристаллы хлористого натрия.

«Amer. Chem. Soc.» 1932, v. 55, pp. 1461—1462. Анн. «Miner. Magaz.» v. XXIII, No. 146; «Miner. Abstr.» 1934, v. 5, No. 11, p. 498.

125. Tauber, H. a. Kleiner, I. Needle-shaped crystals of sodium chloride obtained by per-crystallization.

Игольчатые кристаллы хлористого натрия, полученные путем перекристаллизации.

«Jl. Amer. Chem. Soc.» 1932, v. 54, pp. 2392—2393. Анн. «Miner. Magaz.», v. XXIII, No. 146; «Miner. Abstr.» 1934, v. 5, No. II, P. 498.

Сульфаты. Sulphates

126. Alfani, M. Contributi allo studio dell'alume vesuviano.

К исследованию квасцов с Везувия.

«Periodico Min. Roma», 1933, vol. 4, pp. 395—409, 1 fig.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, No. 144; «Miner. Abstr.» v. 5, No. 9, p. 430.

127. Gallitelli, P. Ricerche sul solfato di calcio, semidratato sul l'anidrite solubile.

Исследование $\text{CaSO}_4 \cdot 1/2 \text{H}_2\text{O}$ и растворимого ангидрита.

«Period. di Mineral.» 4, 1933, 132—171, mit 3 Taf., 7 Fig. u. 15 Tab.

Реф. N. J. 1933, 1, No. 5, S. 472.

Тальк. Talc

128. Monden, Shigeoyuki. On the genesis of the talc-deposits in South Manchuria.

Генезис тальковых месторождений южной Манчжурии.

«Japanese Journ. Geol.», 1932, vol. 9, Abstracts p. 9 (from «Journ. Geol. Soc. Tokyo, 1931, vol. 38, pp. 432—37, Japanese).

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, No. 144; «Miner. Abstr.», v. 5, No. 9, p. 421.

Титановые руды. Titanium ores

129. Ross, C. S. Titanium deposits of the Rose and District (16 Int. Geol. Congr., Washington 1933, Guidebook, 11, S. 29—35).

Титановые месторождения округа Розелэнд

Титанит. Titanite

130. Obenaue, K. und Behmenburg, H. Die Tracht der Titanitkristalle.

Общий характер кристаллов титанита (Сообщения минералогического института Боннского университета, № 98).

(Mitteilungen aus den Mineralogischen Institut der Universität Bonn), 98).

Centralbl. Miner.», A, 1934, No. 2, SS. 47—55.

Туф известковый. Tufa, calcareous

131. Hancock, E. G. An occurrence of calcareous tufa near Spital, in the Wirral.

Месторождения известкового туфа близ Шпиталь (Вирраль).

«Proc. Liverpool Geol. Soc.», 1933, v. 16, pp. 106—108. Анн. «Rev. Geol.» 1934, v. 14, fsc. 7—8, p. 378.

Уранинит. Uraninite

132. Hecht, F. u. Reich-Rohrig, W. Quantitative Mikrogesamtanalyse von Uraniniten.

Количественный микроанализ уранинитов.

Mikrochemie, 12 (N. F. 6), 281—92. C., 1933, 1, 3988.

133. Spence H. C. Pitchblende at Great Bear Lake, Canada.

Уранинит с большого Медвежьего озера, Канада.

«Nature», 131, 1933, 208.

Реф. N. J., 1933, 1, 2H. S. 179.

Флюорит. Fluorite

134. Haberlandt, H. Lumineszenzuntersuchungen an Fluoriten.

Исследования по люминесценции на флюоритах.

«Sitz-Ber. Akad. Wiss.», Wien. Math.-Naturwiss. Kl. Abt. II a, 1932, v. 141, pp. 441—447; 1933 v. 142, pp. 29—33.

Ann. «Miner. Magaz.» 1934, v. XXIII, No. 146, «Miner. Abstr.» 1934, v. 5, No. 11, p. 506.

135. Iwase, E. Studies on the thermoluminescence spectra of fluorites.

Part I. Thermoluminescence spectra of fluorites from Obira.

Исследование спектров термолюминесценции флюоритов, ч. I, Термолюминесцентные спектры флюоритов из Обира.

«Sci. Papers Inst. Phys. a. Chem. Res. Tokyo», 1933, v. 22, pp. 233—241, 3 pl. 3 fig.

Ann. «Miner. Magaz.» 1934, v. XXIII, No. 146, «Miner. Abstr.», v. 5, No. 11, p. 507.

136. Medenbach, F. K. Vorkommen, Gewinnung, Verarbeitung und wirtschaftliche Bedeutung des Fluorapatites. Dissertation. Wetzlar, 1933.

Месторождения, добыча, обработка и промышленное значение флюоритового шпата.

Фосфаты. Phosphates

137. Furon, Raymond. Les roches phosphatées de la côte du Gabon.

Фосфатовые породы побережья Габун (Африка). «Compt. Rend. Acad. Sci. Paris», 1932, vol. 194, pp. 1959—1960.

Ann. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, No. 144; «Miner. Abstr.», v. 5, No. 9, p. 423.

138. Jahn, A. u. Gruner, E. Ein neues Vorkommen von Vascheguyit von Thiergarten b. Plaue n. V.

Новое месторождение вашегита из Тиргартена, близ Плауен (Германия).

«Mitt. Vögtländ. Gesell. Naturfor.», 1933, vol. 1, No. 8, p. 20.

Ann. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, No. 144, «Miner. Abstr.» v. 5, p. 429.

139. Martelli, A. Sui fosfati del Leccese.

О фосфатах в окрестности Лече.

«Boll. Soc. Geol. It.» 1931, v. 50, fasc. 2, pp. 171—88. Ref. «Rev. Geol.» 1934, v. 14, fasc. 7—8, p. 411.

Цеолиты. Zeolites

140. Hey, Max H. Studies on the zeolites. Pt. 6. Edingtonite.

Исследование цеолитов, ч. 6. Эдингтонит.

«Miner. Magaz.» 1934, v. 23, No. 144, pp. 483—493.

141. Hey, Max H. and Bannister, F. A. Studies on the zeolites. Pt. 7. «Clinoptilolite», a silica rich variety of heulandite.

Исследование цеолитов, ч. 7, Клиноптилолит, разновидность гейландита с большим содержанием кремнезема.

«Miner. Magaz.», 1934, v. 23, No. 145., pp. 556—559.

142. Tiselius, Arne. Diffusion of water in a zeolite crystal.

Диффузия воды в кристаллах цеолита.

«Nature», 133 (3354), 213 (1934).

Ann. «Jl Amer. Ceram. Soc.» 1934, v. 17, No. 7. Abstr. v. 13, No. 7, p. 191.

Шпинель. Spinel

143. Parmalee, C. W. and others. Study of a group of typical spinels.

Исследования группы типичных шпинелей.

«Univ. Ill. Eng. Expt. Sta.», Bull. No. 248 (1932).

Ann. «Amer. Ceram. Soc.» 1934, v. 17, No. 10, p. 265.

Ответственный редактор проф. Н. М. Федоровский.

Технический редактор А. П. Ротов

Уполномоченный Главлита № В—17 691. СтАт Б 5—176×250^{1/16}.

Тираж 2500+170 экз.

Сдано в набор 24/1 1935 г. Подписано к печати 5/II 1935 г.

Число зн. в п. л. 70 тыс. 3^{3/4} п. л.

КО ВСЕМ АВТОРАМ

Редакция предлагает авторам руководствоваться при представлении ими машинописного материала нижеперечисленными указаниями, причем при несоблюдении таковых редакция вынуждена будет возвращать рукописи обратно.

1. Рукописи научных работ должны представляться переписанными на машинке с одной стороны, по возможности на листах стандартного размера бумаги с интервалами между отдельными строками. С правой стороны страницы необходимо оставлять небольшие поля (около $2\frac{1}{4}$ см).
2. В редакцию должны представляться первые экземпляры с машинки, т. е. лучшие, а не копии. Все строки по возможности должны иметь равные размеры, а страницы — одинаковое число строк.
3. Рукопись надлежит полностью перенумеровать без пропусков и повторений. Всякие исправления и дополнения должны производиться чернилами, четким шрифтом.
4. Все таблицы, математические выводы и сноски должны дублироваться, т. е. представляться в двух экземплярах.
5. Все математические и химические формулы, не могущие быть изображенными пишущей машинкой, должны вставляться в текст от руки обязательно чернилами и весьма четко (каллиграфически). То же относится и ко всем иностранным текстовым обозначениям.
6. Все чертежи и фотографии, иллюстрирующие данную работу, должны прилагаться отдельно, подколотыми на отдельном листе в порядке их нумерации (отнюдь не подклеивать), с указанием на обороте каждого рисунка его номера, фамилии автора и с четко написанным текстом, объясняющим рисунок. В самой же работе необходимо на полях указать места рисунков (рис. 1, рис. 2 и т. д.).

Чертежи должны помещаться только на одной стороне листа.

Все надписи и детали на чертежах должны быть особо четкими, и в тех случаях, когда авторы пользуются готовыми чертежами, детали и надписи, не относящиеся к данной теме, должны быть вычеркнуты.

7. Никакие исправления в тексте карандашом (простым, химическим или цветным) не допускаются.
8. Представленная в редакцию рукопись считается окончательной с момента представления ее, никаким изменениям и дополнениям не подлежит, за исключением случая изменения некоторых цифровых данных.
9. В конце рукописи должны быть помещены подпись автора, дата представления работы и точный адрес автора с указанием служебного и домашнего телефонов.

ОТКРЫТА ПОДПИСКА НА 1935 ГОД НА ЖУРНАЛ

РАЗВЕДКА НЕДР



Орган главного геолого-гидро-геодезического управления НКТП (ГГГГУ)

24 НОМЕРА В ГОД

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:

на год — **10 р. 80 к.**, на 6 мес. — **5 р. 40 к.**, на 3 мес. — **2 р. 70 к.**

Подписку на журналы и деньги направляйте по адресу: Москва 19, Гоголевский бульвар, 27, Главной конторе периодических и подписных изданий ОНТИ „Техперіодика“. Деньги можно также перечислять на расчетный счет Главной конторы ОНТИ „Техперіодика“ № 3708 в Моск. обл. конторе Госбанка. Подписка принимается: отделениями, магазинами и уполномоченными ОНТИ, снабженными соответствующими удостоверениями, по квитанционным книжкам со штампом 1935 г. на квитанции (без штампа квитанционные книжки недействительны), а также общественными сборщиками подписки на предприятиях, всеми отделениями и магазинами Когиза, всеми почтовыми отделениями и письмоносцами.

ОТКРЫТА ПОДПИСКА НА 1935 ГОД НА ЖУРНАЛ

ГОРЮЧИЕ СЛАНЦЫ

ОРГАН СОЮЗСЛАНЦА:

Рассчитан на ниж.-техн. персонал предприятий, научных работников, хозяйственников, десятников и мастеров.

6 НОМЕРОВ В ГОД. Подписная цена: на год—**9 руб.**, на 6 мес.—**4 р. 50 к.**

Подписку на журналы и деньги направляйте по адресу: Москва, 19, Гоголевский бульвар, 27, Главной конторе периодических и подписных изданий ОНТИ „Техперіодика“.

Деньги можно также перечислять на расчетный счет Главной конторы ОНТИ „Техперіодика“ № 3708 в Моск. обл. конторе Госбанка.

Подписка принимается: отделениями, магазинами и уполномоченными ОНТИ, снабженными соответствующими удостоверениями, по квитанционным книжкам со штампом 1935 г. на квитанции (без штампа квитанционные книжки недействительны), а также общественными сборщиками подписки на предприятиях, всеми отделениями и магазинами Когиза, всеми почтовыми отделениями и письмоносцами.

Продолжается подписка на журналы ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И ГЕОЛОГОРАЗВЕДКЕ на 1935 г.

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Ежемесячный орган Всесоюзных научных инженерно-технических обществ угольной и горнорудной промышленности.

12 номеров в год
Подписная цена: на год—30 руб., на 6 мес.—15 руб., на 3 мес.—7 р. 50 к.

ГЕОДЕЗИСТ

Ежемесячный научно-технический и производственный журнал.

Орган Госуд. межг. геодезического совета.
Подписная цена: на 12 мес.—18 руб., на 6 мес.—9 руб., на 3 мес.—4 р. 50 к.

УГОЛЬ ВОСТОКА

Ежемесячный технико-экономический и производственный журнал треста Кузбассуголь. Издается в Новосибирске.

Журнал рассчитан в основном на средний адм.-технический персонал угольного Кузбасса.

12 номеров в год
Подписная цена: на год—12 руб., на 6 мес.—6 руб., на 3 мес.—3 руб.

РАЗВЕДКА НЕДР

Орган Главного геологического, гидрогеологического и геодезического управления НКТП СССР (ГГГУ).

24 номера в год
Подписная цена: на год—10 р. 80 к., на 6 мес.—5 р. 40 к., на 3 мес.—2 р. 70 к.

ПРОБЛЕМЫ СОВЕТСКОЙ ГЕОЛОГИИ

Орган Главного геологического, гидрогеологического и геодезического управления (ГГГУ), ЦНИГРИ и НИТО геологов.

12 номеров в год
Подписная цена: на год—26 р. 40 к., на 6 мес.—13 р. 20 к., на 3 мес.—6 р. 60 к.

ТОРФЯНОЕ ДЕЛО

Орган Главторфа и Научно-исследовательского торфяного института.

Журнал является пособием для студентов торфяных вузов и техникумов.

10 номеров в год
Подписная цена: на год—12 руб., на 6 мес.—6 руб.,

СОВЕТСКАЯ ЗОЛОТО-ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

Орган Главзолота НКТП.

10 номеров в год
Подписная цена: на год—18 руб., на 6 мес.—9 руб., на 3 мес.—4 р. 50 к.

ТЕХНИКА ГОРНЯКУ

Ежемесячный массовый горно-технич. журнал.

Орган Всесоюзного угольного научно-инженерного общества.

12 номеров в год
Подписная цена: на год—6 руб., на 6 мес.—3 руб., на 3 мес.—1 р. 50 к.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

Орган Института прикладной минералогии и Главнемета НКТП.

12 номеров в год
Подписная цена: на год—16 р. 80 к., на 6 мес.—8 р. 40 к., на 3 мес.—4 р. 20 к.

ГОРЮЧИЕ СЛАНЦЫ

Орган Союзсланца. Рассчитан на инженерно-технический персонал предприятий, научных работников, хозяйственников, десятников и мастеров.

6 номеров в год
Подписная цена: на год—9 руб., на 6 мес.—4 р. 50 к.

ПО НЕФТЯНОМУ ДЕЛУ

НЕФТЬ

Популярно-технический журнал Главного управления нефтяной промышленности НКТП СССР и общества „ЗОТ“ нефтяников.

Журнал рассчитан на рабочих средней и высшей квалификации, на техникумов и учащихся нефтяных техникумов.

20 номеров в год
Подписная цена: на год—10 руб., на 6 мес.—5 руб., на 3 мес.—2 р. 50 к.

НЕФТЯНОЕ ХОЗЯЙСТВО

Ежемесячный орган Главного управления нефтяной промышленности НКТП СССР.

12 номеров в год
Подписная цена: на год—30 руб., на 6 мес.—15 руб., на 3 мес.—7 р. 50 к.

ГРОЗНЕНСКИЙ НЕФТЯНИК

Ежемесячный науч.-технич. журнал, орган Грознефти и Союза нефтяников.

12 номеров в год
Подписная цена: на год—20 руб., на 6 мес.—10 руб., на 3 мес.—5 руб.

Подписку на журналы и деньги направляйте по адресу: Москва 19, Гоголевский бульвар 27, Главной конторе периодических и подписных изданий ОНТИ „Техпериодика“.

Деньги можно также перечислять на расчетный счет Главной конторы ОНТИ „Техпериодика“ № 3708 в Моск. обл. конторе Госбанка.

Подписка принимается: отделениями, магазинами и уполномоченными ОНТИ, снабженными соответствующими удостоверениями, по квитанционным книжкам со штампом 1935 г. на квитанции (без штампа квитанционные книжки недействительны), а также общественными сборщиками подписки на предприятиях, всеми отделениями и магазинами Когаза, всеми почтовыми отделениями и письмомосцами.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ



ГОС. ОБЪЕДИН. НАУЧНО-ТЕХНИЧ. ИЗД-ВО

№ 3

МОСКВА-ЛЕНИНГРАД

ГОД X

1935

СОДЕРЖАНИЕ

	Стр.
Проф. Н. М. Федоровский, А. Л. Любимов — Проблема использования отходов и отбросов в работах Института минерального сырья	1
А. Л. Любимов — К вопросу организации нашего рудо-минерального экспорта . . .	17
К. Х. Тагиров и Э. М. Черномордик — Исследование металлургического известняка Балаклавского месторождения	21
М. Е. Трофимова и В. К. Альтшуллер — Ускоренные методы определения серы и фосфора в известняках . . .	25
И. В. Шманенков и Р. С. Фридман — Истираемость Еленовского известняка . .	31
З. В. Волкова, Н. Н. Серб-Сербина и А. В. Запорожец — Адсорбция на частицах водной суспензии талька и флотация его	36
К. В. Васильев — Новый тип разборной металлической рентгеновской трубки со съемными фильтрами и сменными антикаталами для мягких рентгеновых лучей . .	39
В. Н. Иванов — Каменноугольный гипс на восточном склоне Южного Урала . . .	41
А. Г. Бетехтин и И. И. Никшич — Халиловский и хабарнинский хромитоносные районы	45
РЕФЕРАТЫ И БИБЛИОГРАФИЯ	52

CONTENTS

	Page
Prof. N. M. Fedorovsky, and A. L. Lyubimov — The Problem of Utilization of Waste in the Work of the Institute of Economic and Mineralogy	1
A. L. Lyubimov — The Problem of Organization of our Export of Ores and Minerals	17
K. H. Tagirov and E. M. Chernomordik — A Study of the Metallurgical Limestone from the Balaklava Deposit	21
M. E. Trofimova and V. K. Altshuller — Rapid Methods for Determining Sulphur and Phosphorus in Limestones . . .	25
I. V. Shmanenkov and R. I. Fridman — Abrasive Properties of the Elenovsky Limestone	31
Z. V. Volkova, N. N. Serb-Serbina and A. V. Zaporozetz — Adsorption on the Particles of a Water Suspension of Talc and Its Flotation	35
K. V. Vasiliev — A New Model of an X-Ray Tube for Soft Rays	39
V. N. Ivanov — Carboniferous gypsum on the Eastern Slope of the Southern Urals . .	41
A. G. Betekhtin and I. I. Nikshich — The Khalilovsky and Khabarninsky Chromite-Bearing Regions	45
REFERENCES AND BIBLIOGRAPHY	52

Опечатки, замеченные в № 3 журн. «Минеральное сырье»

Страница	Строка	Столбец	Напечатано	Следует
23	8 снизу	правый	викового шпата	плавикового шпата
29	6 »	»	ортоокиси хинолина	ортооксихинолина
39	4 сноска	левый	Геоминтресту	Геомина Тресту
53	1 сверху	правый	на существующее	на не существующее
53	18 »	»	форму	фурму
56	2 снизу	левый	Несомвливаясь	Не останавливаясь

Кроме того, на стр. 4 под ответом научных работников ИМС на приказ т. Орджоникидзе пропущены подписи: инж. В. Александров, инж. В. Шманенков, инж. П. Шаблыкин, инж. К. Тагаров, доц. Б. Меренков

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

О Р Г А Н
ВСЕСОЮЗНОГО ИН-ТА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

№ 3

1935 г.

Год X

П Р И К А З

по Народному комиссариату тяжелой промышленности

г. Москва

§ 320

Индекс 301

от 15 марта 1935 г.

О десятилетии работы Всесоюзного института минерального сырья

Всесоюзный научно-исследовательский институт минерального сырья — бывший Институт прикладной минералогии — за 10 лет своего существования проделал огромную работу в деле создания промышленности минерального сырья и освобождении СССР от иностранной зависимости.

Целый ряд отраслей промышленности: графитовая, слюдяная, новых строительных материалов, фтористых солей и криолита, редких элементов, баритовая и др. созданы в результате научной, производственной и организационной работы института.

Работы института имели также решающее значение в деле создания новых производств и в других отраслях промышленности: алюминий (Днепровский алюминиевый комбинат, загликские алуниты, уральские и сибирские бокситы), химическая и бумажная промышленность (серный завод на Калате, производство мышьяковистых солей, дефибрерные камни), красочная (титановые белила и охра), цветная металлургия, каолиновая промышленность. Особое значение имеет работа института по разрешению проблемы титаномагнетитов, на основе которых организован специальный титаномагнетитовый трест, который работает по освоению огромных запасов этих руд.

Отмечая десятилетний юбилей института, выражаю благодарность всему коллективу научных и инженерно-технических работников за плодотворную работу.

Премировать легковыми машинами: директора института проф. **Федоровского Николая Михайловича** — за исключительные заслуги по созданию института и выдающееся организационное и научное руководство; заместителя директора института горного инженера **Перкина Дмитрия Ефимовича** — за исключительные заслуги в деле организации института, его строительства и непосредственно научно-исследовательские работы в области новых стройматериалов и геологоразведочного производства;

руководителя спецсектора инженера **Зборовского Моисея Эммануиловича**, бывшего секретаря партколлектива института — за исключи-

тельные заслуги в деле сплочения коллектива научных работников и выдающуюся научно-исследовательскую деятельность по разрешению проблемы титаномагнетитов и работ специального назначения;

инженера **Койфмана Михаила Ильича** — за исключительно ценные научные работы и внедрение в производство абразивных материалов и дефибрерных камней;

инженера **Шманенкова Ивана Васильевича** — за образцовую постановку научных работ по плавке титаномагнетитов.

Особо отмечаю и выражаю благодарность наиболее отличившимся научным работникам института: акад. **Бричке Э. В.**, проф. **Аршинову В. В.**, проф. **Висконт К. О.**, проф. **Лучицкому В. И.**, инж. **Шаблыкину П. Н.**, инж. **Мамуровскому А. А.**, проф. **Червякову Н. И.**, инж. **Камецкому С. П.**, инж. **Лашеву Е. К.**, инж. **Якубовиц М. Е.**, доценту **Сыромятникову Ф. В.**, **Алимарину И. П.**, инж. **Пучек К. А.**, инж. **Сноповой Е. В.** (Уральское отделение ИМС), проф. **Твалчрелидзе А. А.** и проф. **Филатову С. С.** (Закавказское отделение ИМС).

Выделить 100 тыс. руб. на премирование наиболее отличившихся работников института.

Народный комиссар тяжелой промышленности **Орджоникидзе**

Проф. Н. М. Федоровский

Приказ т. Орджоникидзе и наши задачи

Нарком тяжелой промышленности т. Орджоникидзе в своем приказе о десятилетии Института минерального сырья дал серьезную и чрезвычайно лестную оценку его работы. Он отметил заслуги института в деле освобождения СССР от иностранной зависимости. Действительно, с самого основания института работы над вопросами прекращения импорта и увеличения экспорта минерального сырья занимали всегда большое и серьезное место в наших годовых планах и неоднократно увенчивались успехом.

Второе, что отметил т. Орджоникидзе, — это создание ряда новых отраслей промышленности на основе собственного минерального сырья.

Институт в целом специализировался, главным образом, на неметаллическом сырье, и в этой области его работы были не только толчком к созданию, но и краеугольным камнем в построении ряда отраслей народного хозяйства.

Необходимо отметить, что институт явился родоначальником целого ряда институтов, помогающих сейчас развитию и других отраслей народного хозяйства. Из нашего института выросли Институт цветных металлов, Институт инсектофунгицидов, Институт асбеста и др. Кроме того, косвенно работы нашего института отразились и на работе Института цемента, Института стройматериалов и даже на работе соответствующих институтов Академии наук.

Огромный заряд энергии и воли, сконцентрированный во Всесоюзном институте минерального сырья, проявлялся в самых разнообразных направлениях.

За истекший период работники института опубликовали 619 печатных работ, из которых некоторые служат в настоящее время необхо-

димым пособием наших вузов и втузов. Большое число отдельных работ нашло свое место на страницах иностранных журналов, и огромное количество работ служит справочным материалом для наших инженеров и техников.

Эти 619 печатных работ являются как бы ответом на резолюцию XVII съезда ВКП(б), поставившего на разрешение проблему создания собственной пролетарской производственно-технической интеллигенции, подготовки квалифицированных рабочих, инженеров и техников Советского союза.

Теперь вся эта громадная работа института нашла себе оценку в приказе командира нашей промышленности, нашего любимого наркома **Серго Орджоникидзе**.

Исключительное внимание и честь оказаны коллективу института этим приказом. Однако ни в какой мере мы не должны успокаиваться, почить на лаврах. Мы должны учиться у самого наркома его безграничной, большевистской творческой энергии, его воле к победе на фронте построения социалистического государства, его умению братья за основное звено и выделять всегда самое важное, самое главное, самое необходимое.

Легче всего, конечно, ответить на приказ наркома очень хорошим постановлением или очень хорошей статьей. Но наш нарком требует ответа не красноречием, не хорошими резолюциями, а делом, и потому на всех нас ложится почетная, хотя и трудная задача — в ближайшем же году ответить наркому на его приказ новыми важными достижениями, новыми важными победами на фронте обеспечения нашей промышленности минеральным сырьем, дальнейшей ликвидации импорта этого сырья и его

продуктов и укрепления нашей Красной армии теми средствами обороны, которые наша творческая мысль сумеет найти, исследуя минерально-сырьевые ресурсы нашей страны.

В частности нам нужно довести до конца наши работы по вермикюститу—этому исключительно важному для обороны страны минералу. Здесь нашим технологом не нужно успокаиваться на лабораторных установках, а перейти уже к опытному производству.

В области новых видов минерального сырья отмечу также пылевидный кремнезем и волконскоит. Эти два минерала могут иметь значение не только для промышленности, но и для целей обороны. Призываю всех работников института поработать над ними и в этом году ввести их в практику социалистической промышленности.

Нашей рентгеновской лаборатории нельзя успокоиться на том, что институт нашел оптический флюорит и передал его кому-то для использования. Призываю наших конструкторов, фотографов, рентгенологов к конструированию аппаратов для съемки в темноте и тумане.

Не менее важны для обороны страны и работы по сере. Тов. Шабльяину, получившему благодарность наркома, не нужно забывать, какое огромное значение имеет благодарность Серго Орджоникидзе. Тов. Шабльяину нужно довести работы по сере в этом году до стадии промышленного использования и этим ответить своему наркому на его приказ.

Необходимо, чтобы т. Лурье и группа, работающая в области плавящихся горных пород, сдвинулись, наконец, с мертвой точки и закон-

чили ползу заводские опыты по получению в крупном масштабе необходимых коэффициентов для строительства новых заводов по плавящим горным породам.

У т. Сыромятникова застряли на точке замерзания работы по получению сверхтвердых минералов. Надо подумать, как нам двинуть в ход эти работы. Дорогая и сложная аппаратура, заграничные импортные установки—все это имеется в распоряжении т. Сыромятникова. Получение сверхтвердых минералов было бы гигантской победой нашего института. К этому делу нужно привлечь целую группу исследователей и поставить эти работы в центре нашего внимания.

Тов. Альтгаузен взял на себя изучение оловоносности Казакстана. Трудно предугадать заранее результаты поисковых работ, но мы хотели бы пожелать т. Альтгаузену рапортовать т. Орджоникидзе казахстанским оловом.

Я далеко не перечислил здесь все работы, закончив которые мы могли бы в 1935 г. достойно ответить на приказ наркома. Я взял только ряд примеров из этой области.

Этот приказ должен вызвать у нас прилив новой творческой энергии, должен увеличить список побед на промышленном фронте. Работники института должны в единении науки и практики слить свои работы с работой рудников, фабрик и заводов СССР.

Да здравствует великая коммунистическая партия и ее гениальный вождь т. Сталин!

Да здравствует крепкий командир тяжелой промышленности т. Серго Орджоникидзе.

Ответ научных работников Института минерального сырья на приказ т. Орджоникидзе

Приказом по Наркомату тяжелой промышленности СССР от 15 марта с. г. т. Орджоникидзе отметил успешную десятилетнюю деятельность Института минерального сырья (б. Института прикладной минералогии), выразив коллективу научных сотрудников свою благодарность.

Воодушевленные этим приказом, являющимся для нас великой, незабываемой честью, мы, научные сотрудники института, обещаем нашему наркому и в дальнейшем вести работу в том же направлении непосредственного служения практическим задачам горной промышленности, укреплению обороноспособности страны и окончательной ликвидации импорта минерального сырья.

Мы обещаем удесятить нашу энергию в области изучения природных минеральных богатств СССР, ведя свои работы плечо к плечу с работниками рудников, фабрик и заводов.

Пусть поджигатели войны, сейчас особенно обнаглевшие, знают, что представители советской науки по первому зову своего правительства встанут вместе со всеми трудящимися СССР на защиту своей горячо любимой социалистической родины.

Да здравствует великая коммунистическая партия и гениальный вождь мирового пролетариата т. Сталин!

Да здравствует крепкий командир тяжелой промышленности т. Орджоникидзе, твердой рукой направляющий нас к новым победам!

Да здравствует единение советской науки и практики!

Подписи:

Чл.-корр. Академии наук, директор института Н. Федоровский, зам. директора горн. инж. Д. Перкин, проф. В. Аршинов, проф. А. Капустинский, проф. Б. Дерягин, проф. Ф. Семенченко, проф. Н. Червяков, проф. Е. Флинт, геолог А. Мамуровский, инж. М. Зборовский, инж. М. Койфман

Проф. Н. М. Федоровский и А. Л. Любимов

Проблема использования отходов и отбросов в работах Института минерального сырья

Пожалуй, нет ни одной отрасли тяжелой промышленности, в которой проблема утилизации отходов и отбросов производства, а также близких к ним низших сортов минерального сырья стояла бы столь остро и так настоятельно требовала своего разрешения, как это имеет место в горной промышленности и связанных с нею перерабатывающих производствах.

Это положение можно иллюстрировать следующими примерами: «сплошные» колчеданные руды меди содержат эту последнюю в количестве обычно не свыше 2—3%. Следовательно, 97% валовой добычи приходится на отходы.

Вкрапленные медные руды Казакстана (Коунрадские месторождения), на которые постепенно переключается по примеру Америки наша медная промышленность, содержат в среднем, по данным геолога Сатпаева, 1,1% меди, а убогие руды — лишь около 0,40—0,50% меди. Следовательно, свыше 99% всей горной массы представляют собою отход.

По асбесту у нас извлекается сейчас лишь около 4% добытой массы, а 96% составляют отход. Аналогичное процентное соотношение наблюдается по украинским графитам графитоносной зоны и т. д.

Само собой понятно, какое актуаль-

нейшее значение имеет вопрос об использовании отходов с точки зрения удешевления основной продукции горной промышленности, ибо ясно, какую тяжестью ложится на каждую тонну выплавленной меди бесполезно добываемая пустая порода и насколько изменилась бы раскладка производственных расходов в случае положительно разрешенного вопроса.

Вид и агрегатное состояние, в которых находятся отходы, очень разнообразны. С одной стороны, это твердая масса, попадающая в отвалы непосредственно при добыче и рудоразборке; с другой — мы имеем различные отходы механического обогащения в виде тончайших дисперсных пылевидных масс или тестообразных шламов; наконец, многочисленные отходы (твердые, жидкие и газообразные) получают при химической и металлургической переработке сырья.

В заводских условиях необходимость утилизации отходов стимулируется еще и другими важными обстоятельствами. Отходы — явление массовое. Как правило, отходы по количеству во много раз превышают продукцию завода. Заводские площадки, строения и пр. отнюдь не рассчитаны на размещение отходов. Как правило, об отходах при проектировании заводов забывают, и они вырастают как угроза дальнейшему

нормальному существованию завода уже на ходу развернутого производства. Приходится думать об их удалении с территории завода. Вывозка вырастает в самостоятельную дорогостоящую операцию, тяжелым бременем ложась на себестоимость продукции. Зачастую вывозить бывает просто некуда, и возникают разнообразны и всегда с какой-нибудь стороны неосуществимые проекты уничтожения отходов путем зарытия в землю (сыпучие отходы, дающие пыль), затопления или сожжения. Наконец, имеется много отходов ядовитых, затопление которых грозит отравлением вод, сожжение — отравлением воздуха заводского района.

В сознании всей важности проблемы промышленного использования отходов и отбросов институт провел ряд работ в этом направлении и наметил пути разрешения ряда этих вопросов, что дало социалистическому строительству новые ресурсы сырья и в значительной мере оздоровило работу промышленных предприятий.

Помещенный ниже обзор, не претендуя на исчерпывающую полноту, ставит себе целью сжато охарактеризовать важнейшие достижения института по проблеме отходов.

Их можно грубо классифицировать следующим образом.

I. Использование отходов при механической переработке минерального сырья. Сюда относятся отходы: 1) при распиловке мрамора, 2) при колке и обрезке кровельного сланца, 3) при распиловке талько-хлоритового камня.

II. Использование отходов при сортировке и обогащения руд. 1. Отходы свинцовых руд месторождений Турланского района.

III. Использование отходов металлургической промышленности. 1. Шлаки: 1) графит из шлаков литейного чугуна; 2) титан и ванадий из шлака, получающегося при переработке титаномагнетитов: а) получение двуокиси титана из доменного шлака, б) получение пятиокиси ванадия из бессемеровского шлака; 3) шлаки для каменного литья.

2. Огарки, изгарины и пр.: 1) использование пиритного огарка, 2) использо-

вание сортов цветной металлургии, 3) использование лагунных отбросов.

3. Хвосты механического обогащения цветных руд и отходящих газов (серо- и мышьяксодержащие отходы цветной металлургии): 1) сера из обжиговых газов, 2) серная кислота из флотационных хвостов, 3) мышьяк из золотоносных руд и отходящего газа медеплавильных заводов.

IV. Использование отходов при химических процессах. 1. Использование кислых гудронов.

2. Использование жидкого стекла — отхода при производстве пермутита.

3. Использование отходов хромпикового производства.

Использование отходов при механической переработке минерального сырья

1. Отходы от распиловки мрамора (шлам) представляют собою жидкую массу, состоящую из зерен отработанного кварцевого песка, с помощью которого производится операция, и мелко измельченного мрамора.

На Ленинградском мраморо-распиловочном заводе ежегодно получают 850—950 т подобных отходов, а с момента начала эксплуатации скопились огромные отвалы. Это побудило завод обратиться к содействию Лен. отделения ИМС, проведенного соответствующие исследования при участии инж. Б. В. Иванова под общим руководством проф. А. Г. Елисеева.

При распиловке мрамора шлам спускается самотеком в отстойник, откуда он вычерпывается ковшами и затем вывозится на тачках на пустые участки. Исследования проб шлама, взятого из каждого из 4 отстойников, находящихся на разных расстояниях от распиловочного станка, показали, что по мере удаления от этого последнего уменьшается содержание кварцевого песка и увеличивается содержание мраморной крошки.

Песок оказался тонкозернистым, окатанным и утратившим абразивную способность и, следовательно, для дальнейшего использования в этом направлении непригодным.

Поэтому исследования были направлены в сторону использования шлама

для получения часовых: тирь и тому подобных изделий.

При первоначальных опытах получения твердой массы для изделий широкого потребления, проводившихся непосредственно заводом, просушенные и просеянные массы с добавкой $\frac{1}{4}$ к нему портландцемента, разбавленного водой, перемешивали и прессовали вручную; получались массы грубые, шероховатые, грязносерого цвета.

Институтом была проведена работа по подбору лучшего связующего. В качестве такового были испытаны жидкое стекло, магнезиальный цемент Сореля, целлит, т. е. сульфидный клей (отход целлюлозного производства) и упаренные смолосодержащие воды из-под дефибрерных камней, освобожденные предварительно от остатка древесины.

В результате сравнительных испытаний Лен. отделение ИМС пришло к следующим выводам.

Оптимальные результаты в смысле механической прочности дали опыты с жидким стеклом при условии тщательного подбора его химического состава. Дешевизна этой связи допускает широкое ее применение для этой цели.

Цемент Сореля при хорошем технологическом эффекте дорог и дефицитен. Хорошие результаты в смысле пригодности получены при оперировании с целлитом. Благодаря дешевизне (около 100 руб. тонна) этого отхода целлюлозного производства стоимость 1 часовой тирь не превышает 8—9 коп. вместо прежних 20 коп.

Далее, опыты были проведены в направлении использования карбонатной части шлама путем обработки его серной кислотой с получением гипсовой цементной массы.

Реакции лучше вести с 50% H_2SO_4 , что обеспечивает ее быстроту. На 1 т сухого шлама с содержанием песка 50% требуется 500 кг H_2SO_4 , что дает выход цемента менее 1250 кг.

Выполненные по заданию Минерал-руда работы послужили базой для рационализации производства на Ленинградском распиловочном заводе.

2. Отходы при колке и обрезке кровельного сланца. Отходы кровельно-сланцевого производства можно подразделить на две группы. Первую со-

ставляют отходы при добыче, вторую — отходы при обработке сланца, т. е. при его колке и обрезке на плиты и доски. Поскольку в условиях наших кавказских (Ларс) месторождений эксплуатация ведется по преимуществу подземными работами в порядке снизу вверх, полученная при добыче мелочь будет идти на закладку выработок, и этот вид отхода (примерно 53% добытой массы) получит применение на месте; следовательно, поиски специальных применений можно ограничить отходами при обработке.

Работами ИМС установлена возможность применения этой категории отходов в следующих производствах:

Асфальто-сланцевые кровельные листы и плитки. В США производство таких искусственных плиток по размерам превышает производство естественных цельных кровельных плиток.

Исследования, проведенные в этом направлении ИИМ (М. И. Койфман), выявили следующий ход процесса.

На заранее пропитанную легкоплавким битумом ленту картона наносится «покрывальный слой» из битумной массы, обладающей более высокой температурой размягчения, чем пропитка. Затем лента равномерно посылается (с применением механических способов) дробленым кровельным сланцем. Это делается тотчас по выходе конца ленты из вальцов. Затем нанесенный слой прессуется, а неприставшие частицы удаляются. Обратная сторона ленты посыпается тальком и слюдой для предохранения битума от прилипания. Затем лента вторично прессуется. Институтом выявлена на опыте оптимальная температура отдельных стадий процесса.

Расширенные опыты показали полную возможность применения этого метода на существующих толе-рубероидных заводах при условии их небольшого переоборудования. Работа передана в 1932 г. Москвотолу.

Пористые термоизоляционные и строительные материалы. Свойство глинистых сланцев вспучиваться при быстром нагревании, образуя пористые массы, используется для получения бетонных камней, в которых обожженный глинистый материал играет роль наполнителя. Исследо-

ваниями, начатыми в ИПМ и продолженными затем в ВИСМ, была установлена возможность получения расматриваемого материала при следующих условиях ведения процесса.

Быстрое нагревание материала и медленное его охлаждение после обжига. При быстром охлаждении получается значительное напряжение между отдельными частями блока, грозящее разрывом. При нагреве пользуются открытым окислительным пламенем. Лучше обжигать относительно небольшие массы; при желании получить более крупные блоки требуется последовательная засыпка материала.

Крупные пористые блоки, полученные Сев.-Кавк. отделением ВИСМ, получили название «висмит». Пористый щебень был получен в ИПМ П. Н. Шаблыкиным и М. И. Койфманом. Так же может быть получен пористый песок.

Отходы от обработки кровельного сланца в качестве наполнителя для грамофонных пластинок. Производство грамофонных пластинок сосредоточено у нас на заводе при ст. Апрелевка Зап. ж. д. в 42 км от Москвы. Вторая фабрика строится в г. Ногинске. Сосредоточенные, таким образом, близ Москвы, производства эти уже не первый год испытывают серьезные затруднения с получением основного материала — наполнителя, каким являлся до сих пор грузинский барит. Не говоря уже о высоких накладных расходах по ж.-д. транспорту за 3 тыс. км от Кутаиса, увеличивавших в 1½ раза стоимость барита франко-завод, этот последний страдал от постоянных перебоев в доставке барита, а с другой стороны, при бесспорном приоритете на качество лакокрасочных заводов получал зачастую низкосортный барит. Совокупность всех этих затруднений побудила завод искать заменителя барита в своем производстве и обратиться за технической помощью к ИПМ, который провел исследовательскую работу при участии инж. А. И. Иванова и Э. В. Гусьяцкой при общем руководстве В. В. Чернова.

Взяв на себя задачу подыскания лучших наполнителей для пластической массы, институт должен был в сравнительной оценке различных пригодных для этой цели материалов учитывать

как основной момент, чтобы искомым наполнителем при наличии его в достаточном количестве на рынке и дешезвизне обладал максимально пониженной способностью поглощать связующее пластической массы, каковым в данном случае является дорогой импортный шеллак.

Для испытания взяты были: 1) кровельный сланец (шифер), 2) гжельская глина, 3) глуховецкий каолин, 4) пылевидный кремнезем (маршаллит) Магнитогорского района, 5) мел шебекинский (ЦЧО), 6) мел вытегорский (Ленинградская область), 7) диатомит ксатибский (Грузия) и нурнусский (Армения), 8) тальк сыростанский (Урал).

В качестве материала (эталоны) был взят барит, очищенный от примесей термическим (декрепитация) методом.

Из числа поименованных выше материалов часть выказала себя непригодной по признаку высокого поглощения шеллака уже сразу при первых лабораторных испытаниях.

Наиболее благоприятные результаты были получены с кровельным сланцем двух месторождений — Атляжского на Урале и Ларского на Сев. Кавказе.

Сланец представляет собой материал, плохо поддающийся просеиванию. Поэтому при необходимости для применения в пластических массах иметь продукт чрезвычайно тонкий предпочтительнее метод воздушной сепарации. В лабораторных условиях таким путем удалось получить тонких фракций (0,001—0,030)—78,6%.

Для испытаний на самом Апрелевском заводе был взят сланец, подвергнутый мокрому помолу в шаровой мельнице и дважды пропущенный через сито 6 400.

На заводе были испытаны смеси следующего состава (табл. 1).

Таблица 1

		%	%
Связующее	шеллак	27,5	25,3
	канифоль	2,5	2,3
	копал	3,4	3,1
Наполнители	костяной уголь	15,6	14,6
	сажа	3,8	3,5
	сланец	47,2	51,1

Испытания пластинок на массе из кровельного сланца показали преимущество перед баритовыми в смысле ровности звука, отсутствия посторонних призвуков и т. д. Значительным преимуществом является пониженный вес пластинки из сланца, что делает их более портативными, облегчает постоянный обмен ими и т. д. Получение сланцевой мелочи отходов в количестве нескольких тысяч тонн в год для Апрельской и строящейся Ногинской фабрик не представляет затруднений. Применение сланца взамен барита дает значительную экономию импортного шеллака. В 1935 г. обе фабрики грамофонных пластинок переходят на сланец. Этим разрешается не только вопрос об использовании мелочи, но и вся проблема использования Ларского месторождения кровельного сланца, который будет идти на электротехнические щиты, кровельную плитку и грамофонные пластинки.

3. Отходы талько-хлоритового камня. Лен. отделение ИМС провело работу по использованию дробленых отходов талько-хлоритового камня для получения прессованных изделий. При механической резке талько-хлоритовых блоков на Ленинградской ф-ке получают обрезки и мелкая пыль. Взятые средние пробы, высушенные при 105° , показали следующий химический состав (в процентах, табл. 2).

рен, что дало положительный результат.

Далее, был сделан опыт добавки в массу жидкого стекла с целью не только связывания частиц талько-хлорита, но и получения новообразований. Примененное жидкое стекло по химическому составу отвечало двойному силикату натра, который и вводился в количестве 15—20% от веса мелочи. Сушка прессованного материала велась при температуре от комнатной до 200° .

Полученный таким путем искусственный талько-хлоритовый камень при физико-механических исследованиях дал вполне удовлетворительные результаты. Он хорошо поддается обработке, шлифовке и полировке и не дает трещин ни при сверлении ни при распиловке. Результаты работ переданы Карелграниту для использования на Ленинградской фабрике и опубликованы (инж. Сергеев) в журн. «Минеральное сырье» № 10, за 1933 г.

II. Отходы от добычи обогащения руд

1. Использование отходов свинцовых руд Турланского района. Турланская группа месторождений (рудники Ачисай и Каракоч-сай) находится вблизи Турланского перевала на южном склоне хребта Кара-тау.

Месторождение приурочено к зоне окисления свинцовоцинковых руд и со-

Таблица 2

SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	CaO	MgO	K ₂ O+Na ₂ O	Потери при прокаливании
35,40	0,12	11,56	4,23	5,76	4,20	19,46	0,19	18,80

Были поставлены опыты прессования отходов.

Слегка увлажненная пыль прессовалась в деревянной форме и высушивалась при 100° . Образцы показали слоистый излом. При давлении 50 кг/см² получилась ясно выраженная сланцеватость, резко усиливающаяся при давлении 200 кг/см². Выяснилось, что при прессовке пластинки обоих минералов располагаются параллельно друг другу. Для устранения расслаивания был применен ввод в шихту более крупных зе-

держит в качестве первичных минералов: пирит, цинковую обманку с примесью железа и галенита. Преобладают бурые рыхлые охристые руды. Химический состав их показан в табл. 3 (в процентах).

В пересчете на минералогический состав это дает (в процентах):

Церуссит	10,29
Цинковая обманка	0,78
FeCO ₃	0,62
CaCO ₃	5,01
MgCO ₃	0,62

Fe ₂ (OH) ₆	51,38
Глина	20,15
Прочие	0,58
Итого	99,60

темнение, но признаков коррозии совершенно не оказалось.

Цветность отходов в целом недостаточна. Более насыщенным тоном обла-

Таблица 3

SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	PbO	ZnO	FeO	TiO ₂	CO ₂	H ₂ O	Потери при прокаливании	SO ₃
19,85	7,96	46,18	2,82	0,25	8,37	0,61	0,32	0,26	6,78	0,87	6,13	0,26

При флотационном обогащении турланской руды получается концентрат с содержанием 60% свинца и до 85% отходов в абсолютных цифрах — около 50 т в сутки. Такое количество отходов побудило хозорганы обратиться к ИГМ с предложением проработать вопрос об их утилизации, что и выполнено лабораторией наполнителей и красок института (К. И. Толстихина под рук. В. В. Чернова).

Исследования показали следующее.

В отходах содержится по 3—4% свинца и цинка. Институтом были выполнены опыты флотации отходов с получением охристых концентратов с содержанием свинца от 23,7%. Полученные образцы были исследованы на красящую способность и маслоспособность. Красящая способность, как оказалось, составляет в среднем 3,8 (колебания от 2,6—6,6), маслоспособность по Гарднеру — 15,5%.

Для дальнейших, более детальных исследований были выбраны охристые концентраты с наиболее ярко выраженной цветностью. Эти образцы были подвергнуты исследованию на содержание крупнозернистых запыляющих включений, на дисперсность основной мелкозернистой массы, причем дисперсность оказалась средней, не давшей однородности. Средний удельный вес концентратов оказался около 3,7, объемный—0,601.

Далее, охристые концентраты подверглись исследованию на их устойчивость к атмосферным влияниям на площадке, устроенной на крыше института. По истечении полутора месяцев выкраска на олифе дала некоторое по-

дают лишь мелкие фракции. Микроанализ этих фракций показал, что сера в них входит по преимуществу в виде гипса, отчасти в виде сульфата.

В общем отходы флотаций турланских свинцовых руд дали при предварительном испытании не слишком благоприятный результат и как красящее сырье — ниже требуемого стандарта. Работа продолжается.

Иные результаты были получены при испытании материала, слагающего прослойки между металлическими рудами, которые могут быть рассматриваемы как отходы при горнодобычных работах. На руднике Ачи-сай имеется всего лишь три рабочих горизонта, из которых максимальное количество красочных прослоек содержит второй горизонт. Испытания, аналогичные предыдущим, показали, что хотя красочные прослойки свинцовых рудников Турлана не удовлетворяют требованиям стандарта (ОСТ 220) по своему серноокислотному остатку, но технологические показатели красящей способности, маслоспособности и цветности настолько удовлетворительны, что позволяют применять их в качестве красочного сырья.

Присутствующий в виде основного углекислого слоя свинец обуславливает быстрое высыхание и большую укрывистость краски. Высокий серноокислотный остаток указывает на соответствующий процент серы, которая, повидимому, связана в виде минерала ярозита, в механической смеси с которыми руда дает при покрытии железной поверхности прочную пленку. По яркости и тону турланские глины принадлежат к лучшим в Союзе.

II. Использование отходов и отбросов металлопромышленности и металлургических шлаков

1. Шлаки (доменные и передельные)

1) Использование графита из шлаков литейного чугуна. Вопрос промышленного использования графита, который выкристаллизовывается из растворов в металлах, приобретает тем больший интерес, что сама же металлургия является потребителем графита, с одной стороны, в виде тиглей для плавки, с другой — в виде так называемого литейного графита, применяемого для обмазки и обсыпки форм. Таким образом сам собой напрашивается известный круговорот графита, способный при успешном разрешении задач выделения графита в значительной мере освободить для другого назначения графит, добываемый из недр.

Знакомство заграничной науки с этим своеобразным графитным отходом металлургии носило чисто теоретический характер и не шло дальше попытки его выделения. Изучены были лишь его кристаллическая и химическая природы, которые оказались тождественными природе естественных графитов, но технологическое изучение их с целевой установкой на промышленное использование отсутствовало. Институт подошел к вопросу именно с этой стороны.

Для исследования был взят графит, доставленный из Мариуполя. Исследования, которые велись под общим руководством В. С. Веселовского, выявили следующие свойства графита. Он имеет чешуйчатое строение. Массивные гладкие с поверхности чешуйки представлены очень чистым графитом, химический состав которого следующий (в процентах):

Углерод	94,67
Зола	3,58
Летучие	0,89
Fe ₂ O ₃	2,98
Серя	0,37

Графит может быть выделен из шлака путем избирательного рассева, отвейвания или флотации. Мариупольской обогатительной фабрике удалось

получить концентрат с содержанием золы до 8%. Примесь железа может быть легко удалена обработкой соляной кислотой. Чешуйчатая структура графита позволяет думать, что он найдет себе применение даже в тигельном производстве, где эта кристаллическая разность предпочтительнее перед другими. Имеются благоприятные предпосылки для использования его также в элементном и карандашном производствах.

Работа опубликована в журн. «Минеральное сырье» за 1933 г.

2) Извлечение титана и ванадия из шлаков доменной плавки титаномагнетитов. Титаномагнетит представляет собою сочетание двух минералов ильменита (FeO · TiO₂) и магнетита (FeO · Fe₂O₃), встречающихся в природе и порознь. Помимо железа и титана, основным химическим его компонентом является также ванадий. При незначительности природных ресурсов титанового минерала ильменита, промышленное использование этих полуредких элементов представляет серьезный интерес. Неменьшее значение при стремительном развертывании нашей черной металлургии имеет и реализация того мощного резервного фонда железа, который содержится в титаномагнетитах. О размерах этого фонда можно судить уже по географической протяженности полосы распространения титаномагнетитов, тянущейся с перерывами от горы Юбрешки на Сев. Урале, до Златоуста в Южном.

Затяжным препятствием, задерживающим реализацию этого мощного металлического фонда, являлась невозможность применить к переработке обычный доменный процесс: тугоплавкий и густоплавкий шлак, полученный при плавке титаномагнетитов, вел к значительным технологическим затруднениям.

Ставя себе основной целью приобретение титаномагнетитов Урала к общему железорудному фонду, институт предложил вести плавку титаномагнетитов с участием в качестве флюсующей добавки каменной соли. При этом получается в качестве основного продукта ванадийстый чугун, в качестве отхода — титанистый шлак с содержанием

до 37% TiO_2 . При последующем бессемеровании ванадистого чугуна получают опять два продукта: основной — высококачественная сталь и отход — ванадистый шлак. Уральское отделение ИМС (Е. В. Снопова) разработала метод разделения железа, титана и ванадия в газовой фазе.

На промышленное использование указанных двух ценных отходов и была направлена дальнейшая исследовательская работа института.

а) Использование титаносодержащих шлаков. Высокое содержание (35—38% с возможным повышением до 40—42,5%) двуокиси титана в доменных шлаках при ограниченности ресурсов ильменита ($FeO \cdot TiO_2$) выдвинули задачу промышленного использования титана, содержащегося в этих шлаках.

Основным потребителем титана у нас должна явиться лакокрасочная промышленность по линии производства титанистых белил, с успехом вытесняющих на мировом рынке свинцовые и цинковые белила. Для использования в этом направлении титана, содержащегося в шлаке, необходимо извлечь его в виде двуокиси из этого последнего. Уже более ранние исследования в этом направлении, начатые в ИМС М. Э. Зборовским, показали, что существенных затруднений на этом пути не предвидится. Последующими работами (инж. техн. Бремпель, химик Гермогенова) была установлена возможность такого извлечения. В основу исследований был положен сернокислотный метод. Процесс извлечения охватывает следующий цикл операций: а) обработку серной кислотой, б) выщелачивание, в) окисление, г) осаждение двуокиси титана. Поскольку аналогичный процесс может быть по существу использован и в отношении другого вида титаносодержащего сырья, важно отметить следующие преимущества сырья-шлака. При выборе в качестве сырья титанового концентрата приходится считаться с высоким содержанием в нем железа. Это последнее при обработке серной кислотой дает сернокислое железо, для удаления которого необходимо прибегать к специальным приемам (кристаллизации и пр.). Благодаря относительно незначительному содержанию железа в шлаке дело существенно упрощается. При невысоком содержании железа в

растворе метатитановая кислота, высаживаемая из него гидролизом, отмывается легко от остатка железа, и прокаливание ее дает чистую белую двуокись титана.

Поскольку в Америке шлак, полученный после плавки ильменита, применяется в производстве специальных глиноземистых цементов, имеются предпосылки для использования в этом направлении и наших титанистых шлаков. В пользу этого говорит еще более определенное сравнение химического состава американского цемента и нашего шлака, приводимое в табл. 4 (в процентах) по Торнтону (США) и И. В. Шманенкову (ИМС).

Таблица 4

	SiO_2	TiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO
Америк. цемент	10—15	35—40	10—15	ок. 5	25—30
Титан. шлак	10—12	до 40	15—18	ок. 2	18—22

Регулируя состав шихты соответствующим добавлением, можно будет получить шлак, еще более приближающийся к требуемому.

Помимо этих основных промышленных применений, перед титанистым шлаком раскрывается путем извлечения из него двуокиси титана весь широкий круг промышленного использования (ферросплавы, протравы, катализаторы, тонкие абразивы и пр.).

б) Извлечение ванадия из бессемеровского шлака. Чугун, полученный на Урале при доменной плавке титаномагнетитов, был подвергнут опытному бессемерованию в Днепропетровске, где соответствующие испытания производились группой сотрудников ИМС (К. Г. Тагирор и др.).

Подвергнутый переплавке в вагранке чугун показал следующий состав (в процентах):

Si	1,27—1,97
Ti	0,10—0,85
Mn	0,68—1,63
V	0,18—0,36
Cr	0,25—0,47
S	0,07—0,49
P	0,05—0,07
C	1,93—3,41

Начальная температура чугуна перед конвертированием была 1250—1300°. Продолжительность продувания—16—20 мин.

Шлак получен в количестве 7% от веса металла.

По данным Тагирова, при содержании ванадия в чугуне около 3 кг на тонну в шлак переходит 2,7 кг, т. е. около 90%. Среднее содержание V_2O_5 в шлаке составляло 6,9%.

Бессемеровские шлаки, полученные ИМС, имели следующий химический состав (табл. 5, в процентах).

Таблица 5

SiO_2	TiO_2	FeO	MnO	Cr_2O_3	V_2O_5
54,24—65,80	2,31—5,80	10,20—25,00	6,70—21,60	1,50—2,30	3,70—7,60

Методика выделения из этого шлака ванадия прорабатывалась при лаборатории «Редкие элементы» под руководством проф. М. Н. Соболева. Обжиг шлака с поваренной солью при 750° в течение 4 час. при перемешивании способствует переходу в раствор около 90% содержащегося в шлаке ванадия, с которым вместе переходит и часть хрома. Остальные компоненты в раствор не переходят. Отделение хрома производится осаждением ванадия известью с получением ванадистого кальция, из которого уже получается пятиокись ванадия.

Детали процесса см. в статье М. Н. Соболева в журн. «Редкие металлы» № 6 за 1933 г.

3) Использование шлаков для каменного литья. Хотя первый патент на получение искусственного камня из металлургического шлака был выдан за границей еще в 1928 г., практически вопрос этот очень слабо сдвинулся с места и нуждается еще в исследовательской доработке, каковой и занялось у нас Лен. отделение ИГМ (П. И. Баженов и В. И. Александровский). Приведенные исследования привели к следующим основным выводам.

Высокоосновные мартеновские шлаки с содержанием CaO до 45% непригодны для каменного литья: для получения жидкого шлака необходима тем-

пература в 1450°, причем полученные составы склонны к растрескиванию и при застывании сразу кристаллизуются.

Удобны для литья чистые ваграночные шлаки, температура проварки для стали около 1300°, температура отливки 1200°. Стекло получается менее текучее, заполняющее форму.

Хорошие результаты дает смешанная шихта, составленная пополам из мартеновских и ваграночных шлаков. Необходимая температура проварки 1350°. Средняя длительность пропуска варки около 8 час.

Шлак должен измельчаться до величины зерна (2 см) и отделяется от железа магнитной сепарацией. Оптимальная температура отливки до 1200°. При дальнейшем повышении температуры наблюдается неравномерная и значительная усадка. Необходимо соблюдать известные предосторожности при охлаждении массы во избежание ее растрескивания (медленное охлаждение). Полученный шлак показал себя как хороший кислотоупорный материал.

Механические испытания позволяют считать шлак по качеству равным естественным базальту и диабазу.

Область применения плавеных шлаков следующая: а) изготовление плит половых и тротуарных, лестничных ступеней, брусчатки; б) в электротехнике— для изоляции низкого напряжения и слабых токов; в) в абразивном деле— для изготовления жерновов, футеровки шаровых мельниц и т. п.; г) для производства мелких поделочных изделий.

Работа опубликована в журн. «Минеральное сырье», № 10 за 1933 г.

2. Огарки, изгарины и т. п.

1) Использование пиритных огарков путем агломерации их на кусковом торфе. В этой работе, проведенной в 1932 г. на Косогорском металлургическом заводе по инициативе инж. П. М. Вавилова, под руководством академи-

ков М. А. Павлова, Э. В. Бричке и проф. Н. А. Чижевского, принимала участие бригада ИМС в составе инж. Шманенкова, Лизунова, Понемунской и Воробьевой. Плавка велась на машинно-формовочном торфе с содержанием: влаги до 25%, золы от 2 до 7%, серы—0,04%, фосфора—0,05%, применявшегося в виде продолговатых кусков размером 320×75×75 мм.

Испытание выявило новый путь утилизации пиритных огарков с применением местного вида топлива — торфа.

Краткий отчет о работе опубликован в журн. «Минеральное сырье» за 1933 г.

2) Использование соров цветной металлообработки. В период острого дефицита в цветных металлах вопрос об утилизации отходов и отбросов цветной металлопромышленности стал особенно актуальным.

Горно-металлургической лабораторией ИМС в Ленинграде, из которой впоследствии вырос самостоятельный Институт металлов, была поставлена работа (проф. М. С. Максименко и К. М. Карандашев) по извлечению цинка электролизом из раствора сульфата, полученного при выщелачивании изгарин.

Исходный материал (изгарина) содержал: Zn—17,1%, ZnO—54,3% Fe—0,92%, Pb—10,76%, Cu—1,03%.

Измельченные изгаринки выщелачивались раствором серной кислоты (60°Bé), взятой в пропорции 180 г на 1 л воды.

Опыты, проведенные лабораторией, показали возможность получить из цинковой изгаринки простым выщелачиванием серной кислотой до 80% содержащегося в ней цинка в виде сульфата, легко поддающегося в дальнейшем электролизу. Электролит дает цинк с содержанием после переплава Zn 99,85%. Общий расход энергии составляет 4,5 квт-ч.

Процесс становится еще рентабельнее при параллельном использовании меди из полученного купороса.

Работа опубликована в журн. «Минеральное сырье» за 1927 г.

3) Использование латунных отбросов. Накопление на наших предприятиях огромного количества латунных отбросов при остром дефиците в меди и цинке побудило ИМС поставить на ис-

следовательскую проработку вопрос об их утилизации по каким-то иным путям, чем просто переплавка, о каковой не позволяют и думать размеры накопившихся отбросов. То обстоятельство, что основная химическая промышленность при производстве медного купороса и хлористого цинка расходовала металлические медь и цинк, давало ясное указание, что поиски новых путей утилизации латунных отбросов должны быть направлены именно по линии химической их переработки.

Сам по себе процесс химической переработки латуни на медь и цинк не был новым: и в дореволюционные годы и в первые годы революции некоторые наши заводы утилизировали латунные отбросы. Однако это делалось крайне сложным и нерациональным путем: латунь переводилась в раствор обработкой серной кислотой при продолжительном нагревании или путем длительного обжига в печи. Из раствора, в котором находятся медный и цинковый купоросы, выделялась при посредстве железного лома так называемая цементная медь. Затем медь отделялась от железа и вторично растворялась в серной кислоте при окислении струей воздуха, и из упаренного раствора выделялся медный купорос. Метод этот требует значительных затрат времени, кислоты и энергии; кроме того, утрачивался цинк, который уходил вместе с серноокислым железом.

Сущность предложенного институтом метода сводится к следующему.

Латунь переводится в сплав хлористых металлов действием хлора в газообразном состоянии. Этот сплав служит промежуточным продуктом для получения из него медного купороса и хлористого цинка и, как показал анализ, состоит из следующих хлоридов (в процентах):

	I	II
CuCl ₂	31,07	31,40
CuCl	34,13	33,60
ZnCl ₂	32,10	32,66
H ₂ O	2,50	2,40
Итого	99,80	100,06

Температура плавления состава около 320°.

Дальнейшая обработка состава небольшим количеством воды ведет к переходу в раствор полностью $ZnCl_2$, $CuCl_2$ и некоторой части $CuCl$. Большая часть однохлористой меди остается в осадке. Регулируя процесс, можно достичь разделения меди и цинка, причем до 54,7% всей меди, заключенной в сплаве, остается в осадке. ИМС были выработаны для Южхимтреста печи следующей конструкции.

Печь представляет железный цилиндр с внутренней шамотной футеровкой, поставленный вертикально. Латунь загружается в печь и располагается на трех полках в ее средней части. В нижней ее части находятся отверстия для ввода хлора и выпуска жидкого стекла. Сверху печь имеет отверстия для загрузки латуни и выхода газов.

Латунь разогревается до 350° лишь в момент пуска печи; дальнейший процесс идет с выделением тепла.

Получение конечных продуктов возможно двумя путями.

По первому варианту из полухлористой меди металлическая (цементная) медь выделяется полностью действием на взмученный в воде осадок железа (или цинка). Этот вариант связан или с введением в процесс извне цинка или в случае пользования железным ломом с утратой связанного ранее с медью хлора.

По второму варианту дорогой цинк заменяется его окисью, полученной при металлургической переработке латуни на медь. Способ основан на способности окиси цинка осаждать из растворов медь в виде ее хлорокиси состава $CuCl_2 \cdot 3CuO$ и на различной растворимости в воде хлористой меди и медного купороса.

Обжиг показал, что осаждение хлорокиси меди при посредстве цинкового молока идет быстро на холоду и полностью. Хлорокись растворяется в серной кислоте и дает купорос путем упарки и кристаллизации.

Медь, оставшаяся в маточном растворе, или возвращается обратно в производство для осаждения цинкового молока по удалении хлористым кальцием сернокислотного радикала или же выделяется в виде медного порошка действием железа.

Процесс детально описан в статье Н. Ф. Юшкевича, И. Н. Шокина и Каржавина в журн. «Химическая промышленность» № 5—6, 1924 г.

4) Использование хвостов механического обогащения и отходящих газов (серо-мышьякосодержащие отходы). При довольно значительной распространенности элементы серы в составе доступной наблюдению человека зоны земной коры так называемые руды самородной серы, в которых эта последняя содержится в химически свободном состоянии, лишь механически смешанная с другими минеральными компонентами, встречаются относительно редко, поскольку образование их требует сочетания целого ряда специфических геохимических, климатических и тому подобных условий. Несравненно более распространена в природе сера в химически связанном состоянии. И тут первая роль принадлежит сульфидным (сернистым) рудам металлов, в частности цветных.

При плавке сульфидных руд в ватержакетной печи сера, сгорая, превращается в сложную смесь газов, представленную в основном сернистым ангидридом SO_2 . Распространяясь по воздуху через заводские трубы, сернистые газы отравляют растительность вокруг завода на определенном высотном горизонте и, диффундируя в более низкие слои атмосферы, создают нездоровые условия жизни заводскому населению. В настоящее время непосредственная плавка медных руд в ватержакетных печах быстро уступает свои позиции более совершенным методам переработки с введением в ее цикл промежуточного процесса обогащения добытой сырой руды.

При флотационном обогащении сульфидных руд меди полученный концентрат с содержанием до 20% меди и хвосты, представленные флотационным колчеданом — пиритом FeS_2 , плавятся в отражательных печах, давая смесь сернистых газов, подобную той, какая получается при непосредственной плавке руды.

Таким образом при современных методах переработки на металлургических заводах сульфидных руд меди получают серосодержащие отходы уже двойного вида. С одной стороны, это те

же отходящие печные газы, содержащие серу в виде по преимуществу сернистого ангидрида. Другим отходом является флотационный колчедан, т. е. хвосты от обогащения медных руд. Задаваясь целью выяснить пути промышленного использования отходов медной промышленности, институт повел работу в плоскости утилизации как отходящих газов ватержакетных печей, так и упомянутых выше флотационных колчеданов. Первые он мыслил себе как сырье для получения элементарной серы, вторые — как материал для сернокислотного производства.

1) Сера из обжиговых газов. Сернистый газ, вылетающий из заводских труб медеплавильных заводов, является ценнейшим видом сырья для получения серы. Для этого нужно использовать основной компонент газовой смеси — сернистый ангидрид SO_2 — и восстановить его до элементарной серы отнятием у него кислорода.

Однако ватержакетные газы представляют собой сложную и непостоянную по своему составу смесь, и прежде чем заняться собственно восстановительным процессом, необходимо было детально изучить состав той газовой смеси, с которой придется в дальнейшем оперировать. Изучение состава отходящих газов Калатинского завода группой работников института позволило сделать следующие основные наблюдения:

1. Выпускаемый на воздух заводскими трубами газ содержит в среднем 4,7% SO_2 , 1,2% CO_2 и 13,2% O_2 .

2. Содержание в газовой смеси сернистого ангидрида может быть повышено примерно до 8% при одновременном снижении участия углекислого газа и кислорода.

Восстановление сернистого ангидрида возможно осуществить, применяя в качестве восстановителя или твердый углерод в виде угля или генераторный газ.

Как показали предварительные экспериментальные исследования, при восстановлении сернистого ангидрида углем получается гетерогенная система, представленная следующими компонентами: 1) углерод C, 2) окислы углерода CO и CO_2 , 3) сера S_2 , 4) сернистый ан-

гидрид SO_2 , 5) сероуглерод CS_2 , 6) сероокись углерода COS.

При отсутствии твердой фазы углерода состав смеси ограничивается газообразными компонентами: CO, CO_2 , SO_2 , CS_2 и COS.

Основной задачей при постановке процесса является регулирование состава смеси в направлении получения максимального выхода серы при минимальном содержании примесей, особенно COS и CS_2 , и возможно полного использования CO, достигаемого снижением температуры.

Институтом были поставлены исследования влияния на ход процесса различных катализаторов с целью установить, какие из них при снижении температуры дают достаточную скорость реакции. Из всех испытанных катализаторов (барит, боксит, глинозем, пемза, сернистое железо, шамот) оптимальный эффект дал боксит, а также приближающаяся по своему составу к этому последнему смесь полуторных окислов железа и алюминия.

Поскольку в качестве восстановителя можно было применять как твердый углерод (уголь), так и газообразную окись углерода (генераторный газ), дальнейшая стадия исследования заключалась в детальном изучении хода реакций в обоих случаях.

В первую очередь были поставлены опыты восстановления твердым углеродом, а именно древесным углем. Было установлено, что предельное снижение содержания в газовой смеси сероуглерода и сероокиси углерода может быть достигнуто введением в процесс избытка сернистого ангидрида или кислорода при оптимальном температурном интервале 800—900°. Также избыток сернистого ангидрида необходим и для ликвидации сероводорода, образующегося при оперировании с древесным углем в силу взаимодействия заключающейся в нем влаги и смолистых углеводородов с серой.

При дальнейших испытаниях задача разрешалась на практике следующим образом.

В нижнюю часть генератора, наполненного древесным углем, вводился и пропускаться, таким образом, через раскаленный слой этого последнего серни-

стый ангидрид, полученный сжиганием серы в особой печи.

Опыты получения таким образом серы происходили на собственном опытном заводе института близ Царицына М.-Кур. ж. д., последующие расширенные испытания (1930 г.) — на Чернореченском сернокислотном заводе. Благоприятный исход этих испытаний, производившихся под непосредственным руководством проф. Н. Ф. Юшкевича и инж. В. А. Каржавина, позволил Гипрохиму приступить к проектированию опытного серного завода на Калате, рассчитанного на годовую производительность 4 000 т серы. Пущенный год спустя завод позволил констатировать правильность основного технологического принципа. На опыте двухлетней его работы выявились необходимые изменения и упрощения, имеющие целью удешевление полученной серы и придание большей устойчивости выходам и качеству серы, что и учтено при составлении проекта большого постоянного Калатинского завода.

В поисках путей дальнейшего усовершенствования и удешевления процесса использования серы сульфидных руд институтом были проведены совместно с Гипрохимом полузаводские опыты отгонки серы из флотационных колчеданов горячими инертными газами.

По существу метод сводится к комбинированию процесса восстановления сернистого ангидрида (по Юшкевичу) с процессом получения этого последнего на основе отгонки одного из двух атомов серы, заключающихся в серном колчедане FeS_2 . Весь произведенный цикл осуществляется в двух вращающихся печах, расположенных в вертикальном порядке. В верхней печи производится отгонка первого атома серы FeS , оставшегося после этой отгонки; восстановление же сернистого ангидрида происходит в камере между двумя печами.

Сырье (печные газы) является по существу даровым, и, становясь на этот путь, мы избавляемся от расходов, связанных с разведкой и добычей специальных самородных руд серы. Таким образом при надлежащей рационализации производственного процесса сульфидная сера из газов должна быть зна-

чительно дешевле серы, полученной из самородных руд. Следует отметить, что существующий опытный завод благодаря небольшому размеру производства, совершенству аппаратуры и монтажа и пр. дал пока лишь технологическое разрешение вопроса, не разрешая еще его экономически: сера получается значительно дороже проектных предположений. Недостатки опытного завода будут исправлены в новом, большем заводе, где должна быть разрешена и проблема удешевления серы.

Значение работ института заключается еще и в том, что они открывают пути к организации производства серы в районах, лишенных ресурсов самородной серы.

2) Флотационные колчеданы — сырье для сернокислотного производства. При полном развертывании обогащения сульфидных руд цветных металлов ежегодное суммарное накопление флотационных пиритных хвостов должно достигать примерно 2 млн. Такие гигантские скопления пылевидных отходов естественно, не могут оставаться на заводских площадках.

По своему составу флотационные хвосты состоят, как мы сказали выше, из серного колчедана FeS_2 , и содержание в них серы может быть путем перифлотации доведено до 45%.

Цикл исследовательских операций, связанных с промышленным использованием флотационного колчедана, пришлось начать с вопроса об его сушке.

Обогатительная фабрика выдает пульпу, из которой путем отстаивания выделяется колчедан с содержанием примерно 15% воды. Центрифуга или вакуум-фильтр позволяют довести содержание H_2O до 8—9%. Дальнейшее обезвоживание должно идти уже путем сушки в специальной аппаратуре, выработкой которой и занялся институт. В результате этих изысканий им была сконструирована барабанная сушилка, рассчитанная на параллельный ток горячих доменных газов.

Следующим этапом исследовательского комплекса явилось изучение условий сжигания флотационного колчедана. Работы были проведены в двояком направлении. С одной стороны, изуча-

лись условия сжигания тонко дисперсного флотационного колчедана на печах существующего типа. Выяснена возможность использования для этой цели печей типа Гумбольдта, Брак-Лорана и Брак-Морица, при соблюдении некоторых условий ведения и регулирования процесса в смысле температуры, добавок и т. п.

С другой стороны, работа была поведена в направлении выработки печей специальных конструкций. Предложенная проф. Юшкевичем конструкция печи сводится к следующему. Кирпичная печь разделена перегородкой на две половины: камеру сжигания и пыльник. Ввод расплавленного колчедана производится через форсунку. Колчедан подается шнековым питателем. Огарок убирается через окно. Преимуществом печи является простота регулировки, пуска и выключения.

Необходимое для получения серной кислоты окисление полученного при сжигании флотационных хвостов сернистого ангидрида SO_2 до серного SO_3 не представляет технологических затруднений.

Экономический эффект применения в сернокислотном процессе флотационного колчедана может быть сформулирован следующим образом.

1. Открывается широкий выход в промышленность пылевидным отходам обогатительного процесса.

2. Флотационный колчедан — «попутный», отбрасываемый продукт, заменяя собою в роли сырья «целевой» кусковой серный колчедан, специально добываемый из недр, избавляет нас в будущем от необходимости организации новых серноколчеданных предприятий.

3. Совершенно отпадают все расходы по дроблению и помолу серного колчедана, так как флотационный колчедан сам по себе получается тонко измельченным.

4. Простота аппаратуры обеспечивается экономией на энергии и рабочей силе.

5. Пар, который может быть получен попутно за счет снижения температуры выходящих из печи газов, может быть использован для силовых станций.

Общая экономия при выработке 1,5 млн. т монигидрата составит не менее 15 млн. руб. в год.

Работами института был, таким образом, подготовлен крупный сдвиг в организации сернокислотной промышленности Союза в смысле постепенного перехода ее с кускового колчедана, специально добываемого, на попутно добываемый колчедан.

Работа опубликована в сборнике «Вопросы серы в СССР», изд. Комитета по химизации, 1933 г.

3. Получение белого мышьяка из золотоносных руд, а также из отходящих газов медеплавильных заводов.

В связи с индустриализацией и интенсификацией сельского хозяйства Союза остро встает вопрос о борьбе с вредителями — насекомыми и грибами. К числу наиболее эффективных средств этой борьбы принадлежат различные препараты мышьяка (арсенаты и арсениты).

Институтом (акад. Э. В. Брицке) был разработан метод использования мышьяка — спутника золота в колчеданах Южного Урала (Кочкарский район), из которых ранее извлекалось одно золото. Сущность метода заключается в следующем.

Предварительно обожженная руда подвергается последовательно амальгамации и цианизации. Спроектирована опытная пламенная ручная мышьяковая печь, которая работает на Кочкаре с 1925 г. Получается белый мышьяк, который содержит 95—97% As_2O_3 . Конденсация белого мышьяка производится в кирпичных камерах, построенных на каскадном принципе. Имеются уловительные башни с орошением известковой водой.

Опыт работы этой установки лег в основу проекта вращающейся барабанной печи на Кочкаре. Печь дала хорошие выходы.

Наряду с этим ИМС проработан был вопрос об использовании в качестве мышьякового сырья обжиговых газов медеплавильных заводов (Кыштым).

Более подробные данные по работе см. проф. Н. М. Федоровский, «Борьба за недра», 1933 г.

IV. Использование отбросов химической переработки минерального сырья

1. Использование кислого гудрона взамен серной кислоты. При очистке нефтяных дистиллатов серной кислотой на нефтеперегонных заводах часть применяемой для очистки серной кислоты испытывает восстановление до сернистого ангидрида и утрачивается, другая же часть дает жидкий отход, так называемый кислый гудрон. Попытки обработки этого последнего паром с получением низкосортной «черной» кислоты, снова могущей идти в дело уже как добавка к свежей кислоте, особо широких перспектив использования кислого гудрона не открывают, ибо процесс выказал себя не слишком рентабельным.

Однако при остром положении с серной кислотой утилизация содержащих ее отходов представляется чрезвычайно важной.

Институтом было предпринято исследование в направлении применения черной кислоты при производстве силикагеля и при активировании естественных глинистых адсорбентов.

Опыт по получению на серной кислоте силикагеля без предварительной очистки кислоты не дал положительных результатов. Полученный таким путем темный силикагель выказал довольно низкую адсорбционную способность.

Прекрасные результаты, напротив, были достигнуты при предварительной очистке кислоты природными адсорбирующими глинами—гумбрином (кутаисские флоридиновые глины) и асканитом (бентонитовые глины из Озургетского района Зап. Грузии).

Для этой цели черная кислота разбавлялась до удельного веса 1,35—1,22 и прогревалась до 40—50° в термостате. В результате загрязняющие ее черные смолы всплывают на поверхность жидкости, образуя сплошную корку, и могут быть, таким образом, удалены. Освобожденная от загрязнений кислота смешивается при взбалтывании с гумбрином или асканитом в течение 15 мин. Глина берется подсушенная до содержания влаги около 10% при величине зерна 35—65 меш, в пропорции 300—600 г на 1 л кислоты в зависимости от уд. веса этих последних. Полученная по отделению глины кислота—лимон-

но-желтого цвета с содержанием углерода менее 0,02%.

Приготовленный на такой очищенной кислоте силикагель показывает высокие адсорбционные свойства и не уступает в этом отношении силикагелю, полученному при оперировании с чистой первичной серной кислотой.

Этой работой институт разрешил проблему наиболее рентабельной очистки черной кислоты, открыв тем самым более широкий выход в промышленность кислому гудрону.

В дальнейшем институт провел опыт в направлении использования глин, остающихся после очистки таким способом черной кислоты. Для регенерации глин институтом предложено несколько вариантов, из коих ИМС считает наиболее эффективными следующие.

Глина, остающаяся после отфильтрования осветленной ею кислоты, содержит в себе: а) остаток поглощенной ею кислоты в количестве 25—30% первоначального количества; б) адсорбированные ею смеси (органические вещества).

Такая глина подвергается прогреванию при 150° в течение 2 час., затем промывается водой (лучше горячей) и, наконец, просушивается при 120—150° в течение 1,5—2 час. В результате получается продукт, обладающий повышенной адсорбирующей способностью.

Метод, предложенный институтом, в целом интересен тем, что таким путем достигается сочетание двух полезных процессов: очистка отхода кислого гудрона до нормальной серной кислоты и одновременно активация этой кислотой глины, ее очищающей.

Работа проведена под руководством инж. В. И. Бремпель и результаты ее переданы Азербайджанскому и Грозненскому исследовательским институтам. Реализация в промышленности задержалась отсутствием аппаратуры. Работа опубликована в журн. «Минеральное сырье» за 1933 г.

2. Использование жидкого стекла — отхода при производстве пермутита. При получении ИМС пермутита из нефелина разложением водой предварительно измельченного сплава из нефелина, кварца и соды, в отходе получен щелочной раствор, уд. в. 1,22—1,50. к

которому с известной условностью можно применить название жидкого стекла. Для более точной характеристики приводим ниже его химический состав по данным хим.-техн. лаборатории ИМС (табл. 6).

предыдущем случае, но полученный гель подвергается ручному прессованию. При этом растворимые сульфаты уходят вместе с маточным раствором, почему дальнейший процесс промывки значительно сокращается.

Таблица 6

Состав обрабатываемого шлама	Уд. вес	Состав жидкого стекла в %				
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Na ₂ O	влага
Нефелин, кварцит, сода	1,22	8,15	0,44	0,03	8,02	83,36
Нефелин, люберецкий кварц. песок, сода .	1,26	9,55	0,48	0,06	9,19	80,72

Как видно, в этом своеобразном жидком стекле отношение $\frac{\text{SiO}_2}{\text{Na}_2\text{O}}$ варьирует от 1,1—1,2 и оно приближается по своему составу к моносиликату натрия.

В поисках путей промышленного использования этого отхода, который при производстве пермутита должен получаться в пропорции 2 т стекла на 1 т сплава, ИГИМ остановился на производстве из жидкого стекла искусственного высокоэффективного адсорбента — силикагеля.

Работа в этом направлении, проведенная М. Будянской, разрешила вопрос в положительном смысле.

Силикагель может быть получен обработкой жидкого стекла соляной или серной кислотой. В обоих случаях получается силикагель с высокой адсорбционной способностью, устойчивый к воде и механическому растиранию. Полученные куски силикагеля поглощали пары бензола в количестве 40—44% от веса адсорбента.

В порядке дальнейшей детализации признанного наиболее выгодным пути обработки серной кислотой институтом были проработаны три варианта.

а) Метод нейтрализации. Жидкое стекло добавляется по капле к серной кислоте при механическом перемешивании. Полученный золь быстро переливается в другой сосуд, где превращается в течение 5—10 мин. в гель. Этот последний, разломанный на куски, отмывают от кислоты водой и затем сушат при 150°.

б) Метод прессования. Начальные стадии процесса те же, что в

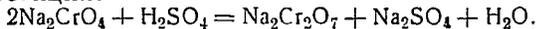
в) Метод прессования в комбинации с автоклавной обработкой. Сосуд с золью кремнекислоты помещается в автоклав, где обрабатывается при давлении 4—5 ат в течение получаса.

Выполненная ИМС работа открывает новые дешевые ресурсы для получения силикагеля, позволяет организовать комбинированное производство адсорбента (для очистки массы и поглощения паробразных веществ) и пермутита (для смягчения воды).

Работа опубликована в журн. «Минеральное сырье» за 1933 г.

3. Использование отходов хромпикового производства.

Перевод монохромата натрия Na₂CrO₄ в бихромат Na₂Cr₂O₇, который и является одним из видов хромпика, совершается обработкой его серной кислотой, причем имеет место следующая реакция:

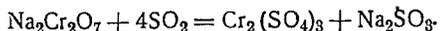


При этом выходе получается натриевый сульфат Na₂SO₄, сильно загрязненный хромпиком и потому сам по себе негодный к какому-либо употреблению. То обстоятельство, что практически именно в этот отход и уходит дорогостоящая сода, введенная в шихту при первичном процессе получения хромата натрия, а также дефицитность и дороговизна серной кислоты побудили институт заняться вопросом рационализации хромпикового производства в целом и уделить серьезное внимание разрешению задачи утилизации отхода (сульфата) как единственного пути к удешевлению производства, если будет сохранен сернокислотный метод.

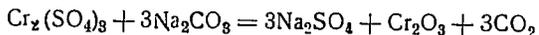
Наиболее естественный путь утилизации сульфата лежит, конечно, по линии его использования в стекольном производстве, а с этим связана ближайшая задача — очистка этого сульфата от загрязняющего его хромпика.

Вопрос этот был проработан И. Н. Шокиным под руководством Н. Ф. Юшкевича. Сущность предложенного ИМС метода сводится к следующему.

Через раствор сульфата, загрязненный хромпиком, пропускается сернистый ангидрид SO_2 . При этом сернистый ангидрид реагирует с хромпиком загрязнителем согласно уравнению:



Последующая обработка кальцинированной содой превращает $\text{Cr}_2(\text{SO}_4)_3$ в Cr_2O_3 согласно уравнению:



Таким образом получают чистая окись хрома и сульфат. Экономический эффект работы явствует из следующего расчета.

Учитывая, что на 1 т хромпика получается 0,7 т сульфата, можно со стоимости тонны хромпика за счет реализации сульфата скинуть 6%, утилизировать этот сульфат и возратить в основные производства около 2% остающегося при первоначальном процессе в сульфате хромпика.

Опубликовано в сборнике «Десять лет промышленности неметаллических ископаемых» (юбилейный сборник ИМС 1933 г.).

А. Л. Любимов

К вопросу организации нашего рудоминерального экспорта

От редакции

Помещенная в № 10 1934 г. нашего журнала статья проф. Н. М. Федоровского „Проблема экспорта минерального сырья и ликвидация импорта“ затрагивает ряд актуальнейших вопросов, по которым крайне интересно слышать мнение соответствующих организаций и отдельных компетентных лиц. Редакция охотно предоставит место в ближайших номерах журнала дискуссии на эту тему, и для начала помещает статью А. Л. Любимова, конкретизирующую некоторые моменты проблемы.

Дискуссия на страницах нашего журнала «Проблемы рудоминерального экспорта», поднятая проф. Н. М. Федоровским, как нельзя больше своевременна и актуальна.

Действительно, на фоне блестящих успехов советского экспорта вообще, успевшего превратить «колониальный рынок» для европейских государств, каким была дореволюционная Россия, в мощную и основную сырьевую базу для тех же стран, на фоне триумфального шествия нашего нефтеэкспорта успехи экспорта «второстепенного» ми-

нерального сырья, четко обрисованные в статье Н. М. Федоровского, несомненны, но слишком слабы по сравнению и с другими категориями сырьевых объектов и с теми широчайшими возможностями, какие дают в этом отношении недра СССР.

В упомянутой дискуссионной статье проблема поставлена вполне исчерпывающе, и я не буду здесь вдаваться в повторение уже сказанного, но хочу лишь сделать попытку поставить точку над «i» по некоторым частным вопро-

сам и подхватить брошенные статью семена организационной мысли.

Три основных дефекта характеризуют организацию нашего рудоминерального экспорта:

1. Известный недостаток специализации в организационной структуре заграничного экспортного аппарата в части, касающейся «второстепенного» минерального сырья.

2. Проявляющаяся в первые годы организации дела тенденция осуществить большое дело с малыми затратами людских сил и денежных средств.

3. Недостаток «генерального» плана второстепенного экспорта, проработанного с широким привлечением к делу всех могущих быть в этом полезными учреждений и лиц.

Остановимся кратко на этих трех положениях.

Заранее оговариваюсь, что «недостаток специализации» не должен быть понят нашим заграничной торговой агентурой в сколько-нибудь задевающим ее самолюбие смысле. Произнося это слово, я вполне ясно отдаю себе отчет во всей трудности организовать это дело по-иному и в том, что этот дефект носит в значительной мере вынужденный характер. Все же он есть налицо и достаточно картинно обрисован Н. М. Федоровским в его путевых впечатлениях. Экспортом минерального сырья за границей ведают организации, которым уже по ограниченности их кадров трудно быть в курсе всей специфики этого своеобразного и разнообразного сырья.

В чем был залог блестящих побед советского нефтеэкспорта или крупных достижений в экспорте марганца и асбеста? В том, что в составе аппарата имеются крупные организаторы — специалисты данного объекта. Слов нет, то, что возможно сделать по такому первостепенному объекту, как нефть, нельзя осуществить для целых десятков менее крупных и массивных объектов. Нельзя себе представить, чтобы в аппарате каждого торгпредства сидели десятки специалистов с узким отраслевым кругом ведения и операций. Это не под силу и с финансовой стороны, да и где же найти столько высококвалифицированных специалистов.

И тем не менее нашей торговой агентуре приходится вступать в бой с мель-

чайшим образом дифференцированной по специальностям агентурой частных заграничных торговых фирм-конкурентов и бить их тем же оружием, т. е. глубочайшей эрудицией в каждом данном вопросе и тончайшим знанием объекта торговли.

Следовательно, выход должен быть найден и он уже намечен Н. М. Федоровским, предлагающим систему специалистов-консультантов, **прикрепленных не к определенному торгпредству, а к определенному минеральному объекту.**

Это бесспорно единственный выход из положения и безусловно эффективный. В какие же конкретные формы должна облечься эта трезвая и императивно диктуемая жизнью идея?

Мы должны взять за исходный прототип такого странствующего специалиста всем знакомого «коммивояжера» капиталистических стран, с которыми по существу и приходится сталкиваться нашей торговой агентуре, соскоблить с этой злободневной фигуры юмористических журналов весь налет мелкой спекуляции и прочих капиталистических навыков, но взять от нее то, что в ней есть безусловно ценное: глубокую товароведческую специализацию и знание реальных условий производства. Необходимо воспитать эти кадры торговых специалистов-горняков из числа лиц не только со специальным образовательным цензом, но и со стажем на производстве. Можно предложить, чтобы такие опытные инженеры и экономисты-хозяйственники выделялись в состав торгпредств соответствующими хозяйственными организациями. Непременным условием успешности работы является сосредоточение в руках каждого такого специалиста одного, много двух-трех минеральных сырьевых объектов, памятуя, что универсальность при специфичности свойств и применения минерального сырья — верный залог неуспеха.

При такой постановке вопроса, какую предлагает Н. М. Федоровский, дело сведется к задалживанию по всем группам минерального сырья примерно двух-трех десятков специалистов, что при огромном валютном значении операций едва ли может учитываться как тяжелое финансовое бремя. Наконец, к

финансированию этого аппарата можно было бы привлечь в известной мере и заинтересованные производственные хозорганы, которые могут использовать эту подвижную агентуру и для своих целей ознакомления с техникой производства за границей.

Вторым существенным для успеха дела моментом является привлечь для совместной проработки связанных с рудоминеральным экспортом, который ближе и конкретно соприкасается с каждым данным объектом внутри Союза. Отчужденность наших хозяйственных и исследовательских кругов от проблемы экспорта, с которым они соприкасаются как-то эпизодически и походя, лишает наши профессиональные экспортные круги той повседневной консультации и того опыта, в котором они так нуждаются.

В частности наши исследовательские институты стоят до сих пор слишком в стороне от этой проблемы. При отсутствии целевых ассигнований на это они ни разу еще не имели возможности задолжить на эту специальную работу свои наличные силы и время. В этом году Минералсиликатэкспорт делает первую попытку привлечь наш институт к методической проработке некоторых экспортных вопросов и дает ему известные средства, правда, скромные по сравнению с объемом и важностью задачи, но все же позволяющие ему положить начало работы и сплотить вокруг нее специальные кадры в центре и на периферии.

Переходим к последнему и самому важному отрицательному фактору — недостатку общего перспективного плана экспорта рудоминерального сырья; особенно в первые годы работа развивалась в значительной мере явочным порядком и ощупью. Открыли новое месторождение или новый минерал, и сейчас же являлась мысль, а нельзя ли его экспортировать. И вот попытка экспорта предпринималась зачастую без достаточной увязки качества ископаемого сырья с требованиями рынка и, как правило, без учета экономики его транспорта. Период первобытного хаоса в этом отношении, когда местные организации наугад везли за границу за тысячи километров ж.-д. пути сырье почти в том виде, в каком его родила мать сыра земля, разумеется, давно

прошел. Мы успели изучить заграничный рынок, знаем уже в известной мере и наши сырьевые базы и качество нашего сырья; тонкий помол и обогащение заняли свое место в процессе приведения сырья в вид товарного продукта. Однако все эти вопросы увязаны все еще на живую нитку, а транспортная проблема продолжает стоять перед нашим рудоминеральным экспортом, сочетающим в себе признаки тяжести (барит) с относительной (по сравнению с рудами) малоценностью во весь свой прежний рост.

Нам пора считаться с размерами и конфигурацией нашей территории, вытянутой в невыгодном с точки зрения морского транспорта широтном направлении и с меридионально ориентированными речными системами. Уже Урал, удаленный от морей на 1700—1800 км, является с этой точки зрения не слишком выгодной экспортной базой, и транспортные накладные расходы несомненно тяжело ложатся на такие экспортные грузы, как тальк или хромит. Еще труднее представить себе экспорт в западном направлении из таких отдаленных частей нашей территории, как глубинные части Сибири.

Английская угольная промышленность давно учла важность транспортной проблемы для экспорта даже в рамках своей крошечной территории. В Англии существуют особые «экспортные» округа — Уэльс и Нортемберленд, которые традиционно добывали уголь на экспорт, будучи расположены в непосредственной близости моря. Напротив, внутренние округа добывали уголь для промышленности центров самой Англии.

Этот пример, взятый из практики капиталистического хозяйства, не лишен в данном случае интереса для нас.

Преимущественное равнение нашего рудоминерального экспорта на Урал следует понемногу изживать. Уральское минеральное сырье найдет себе широчайшее применение в комбинированном горно-металлургическом и горно-химическом хозяйстве УСК и должно частично снабжать наш центр.

Нам пора планомерно готовить и специальные экспортные базы, на роль которых и по своему географическому положению вблизи морей и по своим минеральным богатствам выдвигаются:

1) Закавказье, 2) Карело-Мурманский край, 3) ДВК.

Закавказье может дать уже сейчас на экспорт: адсорбирующие глины бентонитового типа («аскана»), барит, диатомит, мрамор, пемзу, серный колчедан, туф. Организация экспорта этих объектов все же связана с производством некоторых изысканий, а именно:

По бентонитовым глинам — изучение их zahraniчного рынка и его технических условий. Повидимому, целесообразнее по примеру Германии экспортировать не самую глину как таковую, а активированные препараты из нее (асканит).

Если вопрос выяснится в этом смысле, нужно организовать соответствующее заводское производство на основе данных полужаводской установки ИМС в Тифлисе. Сырьевая база этих глин отличается исключительной мощностью и в особом расширении не нуждается. Напротив, глины флоридинового типа, применяемые для очистки нефтяных масел без химической активации и потому особенно популярные, у нас менее распространены. Единственное разведанное месторождение гумбрина близ Кутаиса необходимо забронировать за Азнефтью. Отсюда задача георазведки — искать аналогичные глины в других частях Грузии (Герджийская степь и пр.).

По бариту вся грузинская база может быть в принципе отдана в распоряжение наших экспортных организаций. Однако сейчас она является главной базой снабжения баритом и нашего внутреннего рынка. Отсюда задача — коренным образом перепланировать внутреннее снабжение, ориентируя его для Центра и Севера на сибирские (Салаир, Хакассия) и уральские бариты, для Кавказа и в частности наиболее мощного потребителя — Азнефти — на ганджинские и армянские (Кульп) бариты. Необходимо также изучить вопрос о возможности форсирования эксплуатации туркменских месторождений барита — витерита и возможности частичной замены витеритом барита в нашей химической промышленности.

Аналогичная проблема примирения экспорта с внутренним спросом стоит перед нами и в отношении серного колчедана, который мы могли бы напри-

вить на внешний рынок лишь при условии замены его в сернокислотном производстве для нужд кавказских нефтеперегонных заводов иными видами сырья. В качестве таковых могут выступать флотационные хвосты цветной металлопромышленности или самородная сера из Ср. Азии.

В отношении диатомита (Кисатиби, Нурнус и пр.) задача как-будто сводится прежде всего к урегулированию местного транспорта и устранению чисто местных лимитирующих факторов.

Разведанные за последние годы месторождения превосходных мраморов в Грузии и Армении, будучи расположенные в значительной мере в непосредственной линии Закавказских ж. д., представляют интереснейший возможный объект эксплуатации и экспорта. Здесь центр тяжести задачи лежит в технологическом их изучении и выяснении путей и направления их внедрения на внешнем рынке.

Выявление в положительном смысле экспортных возможностей для пемзы и туфов Армении содействовало бы значительному общему оживлению их разработки.

В отношении **Карело-Мурманского края и Крайнего Севера** сделан крупный почин организацией широкого экспорта апатита и нефелинового концентрата из Хибин. Мы сами в процессе разведки, идущей концентрически расширяясь от этих последних к периферии, только еще начинаем вскрывать богатейшие, ранее совершенно неизвестные недра этой интереснейшей по разнообразию минерализации области.

С другой стороны, новые богатства вскрывает разведка в Северном Прионежье. Судить сейчас конкретно об экспортных возможностях всей полосы, тяготеющей к Ледовитому океану, конечно, трудно, но можно предположить в будущем возможность вывоза отсюда некоторых керамических материалов (полевой шпат, кианит), граната, шунгита, викового шпата и т. д.

Указанные две экспортные базы стоят, конечно, в первой очереди наряду с дальнейшим расширением экспортных операций на Украине (каолин, графит, мел и т. д.). Однако пора подумать более серьезно и планомерно о возможностях третьей базы, а именно зоны,

тяготеющей к Великому океану. Благодаря вдающейся в материк водной артерии Амура самый объем этой зоны может быть взят значительно глубже, с охватом всего Приамурья и части Забайкалья.

Кроме того здесь открывается более удобный выход в этом направлении к главному неметаллическому богатству Восточной Сибири — слюде.

Проф. Н. М. Федоровский совершенно верно ставит вопрос о том, что разведка экспортных баз должна стоять в

общем плане георазведки как совершенно самодовлеющий и особо важный раздел. Разведка должна вестись параллельно с углубленным химико-аналитическим и технологическим изучением сырья, с равнением на технические требования мирового рынка. Планы снабжения минеральным сырьем наших собственных потребителей должны составляться с расчетом на предельно возможную разгрузку намеченных выше экспортных баз от внутренних повинностей.

К. Х. Тагиров и Э. М. Черномордик

Исследование металлургического известняка Балаклавского месторождения

Балаклавское месторождение металлургического известняка находится на южном берегу Крыма в 12—15 км от Севастополя, с которым соединено трамвайной линией и шоссейной дорогой. Месторождение расположено к западу и северо-западу от Балаклавы, в расстоянии от нее 0,5—3 км. Массивы известняка примыкают непосредственно к западному берегу Балаклавской бухты. Месторождение известняков Балаклавского района представляет собой один из крупнейших массивов флюсового камня на юге СССР. В настоящее время на этом месторождении сооружаются крупные карьеры и разрабатывается добыча известняка. По плану второй пятилетки Балаклавский карьер должен быть одним из трех крупных механизированных карьеров юга (Еленовка, Каракуба, Балаклава), снабжающих южную металлургию высококачественным, дешевым флюсовым камнем.

Данная статья является кратким описанием результатов исследования физико-химических и физико-механических свойств известняков Балаклавского месторождения и представляет собою

часть работы по сравнительному изучению металлургических свойств флюсовых известняков Союза, ведущейся в термической лаборатории института.

Для металлургической оценки проб Балаклавского месторождения исследованы были следующие свойства известняков: 1) химический состав, 2) сопротивление истираемости, 3) временное сопротивление сжатию, 4) температура диссоциации и кинетики разложения известняка, 5) удельный вес.

Исследованию был подвергнут известняк, полученный от Крымнерудстроя. По данным Крымнерудстроя, отбор проб был произведен следующим образом (рис. 1).

Как видно из прилагаемой схемы, опробование проведено с юга на север по фронту верхнего и нижнего карьеров. Длина верхнего карьера 150 м, длина нижнего карьера составляет 210 м. Пробы отбирались в среднем через каждые 5—10 м.

Пробы были получены в виде кусков, размер которых был в среднем 9×10×8 см. Известняк по внешнему виду мелкокристаллический, плотный, цвет

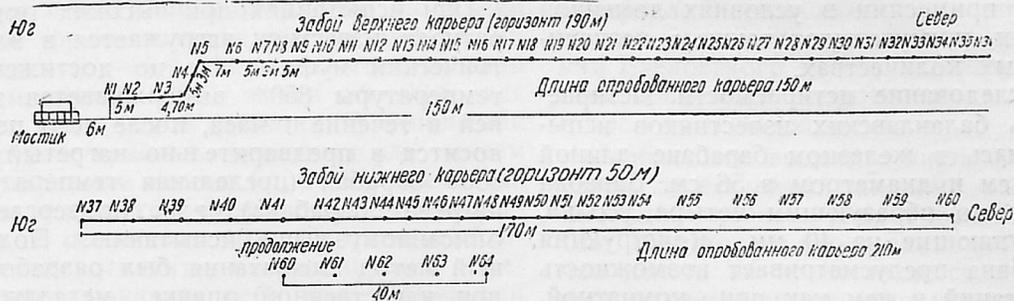


Рис. 1

большей частью серо-белый, иногда имеет красноватый оттенок (рис. 2).

Химический состав. Для производства химического анализа была отобрана средняя проба из присланных образцов, отдельно по верхнему и нижнему карьерам.

Результаты анализа¹ представлены в табл. 1 (в процентах).

Таблица 1

Химический состав известняков Балаклавского месторождения

Состав	Средняя проба верхнего карьера	Средняя проба нижнего карьера
SiO ₂	1,15	0,56
Fe ₂ O ₃	0,14	0,11
Al ₂ O ₃	0,56	0,30
CaO	53,80	54,40
MgO	0,90	1,06
S	0,016	0,016
P	0,0059	0,0062
Влага	0,12	0,15
Потери при прокаливании	43,39	43,70
Сумма	100,07	100,25

Кроме полного химического анализа средних проб из обоих карьеров, были проведены анализы известняка на SiO₂ и Al₂O₃+Fe₂O₃ по фронту карьеров; определение SiO₂ производилось в образцах, взятых через каждые 50 м, определение же Al₂O₃+Fe₂O₃ произво-

дилось в образцах, взятых через каждые 120 м.

Результаты анализов приведены в табл. 2 (в процентах).

Таблица 2

№ образца	Содержание SiO ₂	Содержание Al ₂ O ₃ + Fe ₂ O ₃
9	0,71	0,22
17	1,02	
25	0,43	
33	1,10	
40	0,51	0,52
46	1,11	
54	0,98	
58	1,06	
62	0,29	0,22

Как видно из табл. 1 и 2, исследованный известняк Балаклавского месторождения представляет собой по химическому составу весьма чистый металлургический известняк. Посторонние примеси составляют незначительный процент (приблизительно 2—2,5%). Сера и фосфор, являющиеся особо вред-

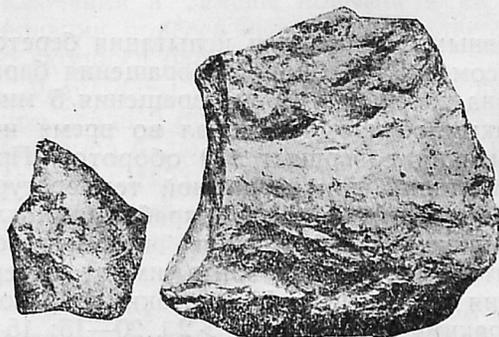


Рис. 2

¹ Анализы произведены химиками термической лаборатории М. Е. Трофимовой и В. К. Альшугер.

ными примесями в условиях доменной плавки, присутствуют также в незначительных количествах.

Исследование истираемости. Истираемость балаклавских известняков испытывалась в железном барабане длиной в 30 см и диаметром в 56 см. Барабан имеет по образующим четыре уголка, выступающие на 40 мм. Конструкция барабана предусматривает возможность испытаний в нем как при комнатной, так и при высокой температурах. Для последнего барабан имеет нихромовое сопротивление и достаточно хорошую теплоизоляцию (предложение И. В. Шманенкова). Барабан центрирован. Вращение его идет с определенной скоростью, строго определенное время. Соотношения между объемом барабана и объемом испытуемого известняка одинаковы. По возможности не только общий вес данной пробы, но и число загружаемых камней и вес каждого из них в отдельности поддерживаются

При испытаниях при высоких температурах известняк загружается в электрический муфель, где по достижении температуры 850° выдерживается при ней в течение 1 часа, после чего переносится в предварительно нагретый до 650° барабан (предельная температура нагрева барабана), где подвергается описанному выше испытанию. Подобный метод испытания был разработан при качественной оценке металлургических известняков Еленовского месторождения и при сравнительной оценке истираемости известняков различных месторождений Союза. При этом были установлены температуры испытаний, представляющие наибольший интерес, общий режим испытаний и т. п.

Таким образом испытание истираемости балаклавского известняка является звеном этой работы, ведущейся в термической лаборатории.

Результаты проведенных испытаний² приведены в табл. 3.

Таблица 3

Название карьера	Вес взятой пробы в	Число кусков в пробе	Средний размер куска в см	Средний вес куска в г	Т-ра испыта- ния в °С	Данные ситового анализа после испытаний									
						> 20 мм		20—15 мм		15—10 мм		10—5 мм		< 5 мм	
						г	%	г	%	г	%	г	%	г	%
Нижний . .	5 085	15	9×6×4	310—380	Комн.	4 912	96,7	15	0,295	20	0,40	25	0,49	113	2,12
» . .	4 973	15	9×6×4	300—370	»	4 778	96,3	32	0,643	20	0,40	22	0,44	121	2,22
» . .	4 897	14	7×5×4	380—420	850°	4 251	86,9	72	1,47	67	1,36	70	1,43	437	8,84
Верхний . .	4 500	14	9×6×4	310—380	Комн.	4 348	96,8	5	0,111	19	0,42	19	0,42	109	2,25
» . .	4 881	15	8×7×5	270—290	»	4 754	97,3	10	0,20	4	0,08	7	1,44	106	2,27
» . .	4 932	14	8×7×5	270—290	»	4 754	97,3	10	0,20	4	0,08	7	1,44	106	2,27
» . .	4 932	14	8×6×4	320—380	850°	4 138	84,0	96	1,95	57	1,16	62	1,26	579	11,63
» . .	4 932	14	9×7×4	320—380	850°	4 138	84,0	96	1,95	57	1,16	62	1,26	579	11,63

равными. Проба для испытания берется весом в 5 кг. Скорость вращения барабана 20 об/мин. Время вращения 5 мин. Таким образом материал во время испытания совершает 100 оборотов. При испытаниях при комнатной температуре проба загружается в барабан и после 5-минутного вращения подвергается ситовому анализу. Сита имеют отверстия 20, 15, 10 и 5 мм; таким образом фракции получаются > 20, 20—15; 15—10, 10—5 мм и < 5 мм. Материал < 5 мм определяется по разности

По сопоставлению с данными, полученными при испытании известняков Еленовского месторождения, можно сказать, что истираемость при комнатной температуре у них разнится весьма незначительно; при 850° разница несколько увеличивается в сторону большей истираемости известняков Балаклавского месторождения. Для известняков Еленовского месторождения, испытанных

² Испытания произведены научным сотрудником термической лаборатории Р. С. Фридман.

при комнатной температуре, мы имеем для фракции выше 20 мм цифры порядка 97—98%. При испытаниях при температуре 850° имеем 89—92% для той же крупной фракции. В отношении другой крайней фракции, где имеем содержание мелочи (< 5 мм), как в том, так и в другом случае она почти никогда не превышает 10%. Считаю необходимым отметить, что еленовские известняки показали себя при упомянутой уже выше сравнительной оценке с рядом известняков различных месторождений как наиболее крепкий, прочный материал. Таким образом следует, что в отношении сопоставления истираемости балаклавский известняк хоть и уступает несколько еленовскому, но представляет материал с весьма высоким сопротивлением истиранию.

Испытания на временное сопротивление сжатию были проведены на гидравлическом масляном прессе в физико-механической лаборатории института³. Для испытания были приготовлены кубики 5 см в ребре. После предварительной просушки при 70° они были подвергнуты испытаниям и дали следующие результаты (табл. 4).

Таблица 4

Название карьера	Объемный вес г/см ³	Временное сопротивл. сжатию кг/см ²	Примечание
Верхний	2,68	1 281	Трещиноват , Пересечен жилками кальцита мощностью в 1 см
	2,71	1 550	
	2,68	1 041	
	2,66	590	
Нижний	2,70	1 650	Трещиноват (слабо выраж. трещиноват.)
	2,69	1 242	
	2,69	1 276	Трещиноват
	2,70	1 326	
	2,69	1 422	Трещиноват. слабо выраж.
	2,70	1 039	
	2,73	1 260	Трещиноват
	2,72	1 262	

Как следует из приведенных данных, известняк Балаклавского месторождения представляет собой весьма прочный

материал. В этом отношении он также весьма близок по качеству к известнякам Еленовского месторождения, имеющим временное сопротивление сжатию в среднем 1 000 кг/см².

Необходимо выделить лишь один образец, пересеченный жилками кальцита, имеющий низкое сопротивление сжатию. Выводов из этого единичного случая делать не представляется возможным, однако отметить этот момент представляется существенным.

Температура диссоциации и кинетика разложения известняка. Температура полной диссоциации известняка верхнего карьера Балаклавского месторождения установлена 914°, нижнего карьера—918° при давлении в 1 ат. Определение было проведено путем термоанализа. Термоанализ проведен дифференциальным методом. Температурой полного разложения известняка считалась температура, соответствующая максимуму на дифференциальной кривой (координаты: время—максимум температур). Термоанализ проводился в вертикальной электрической печи с нихромовым сопротивлением, где был помещен тигель с испытуемым веществом и эталоном (MgO).

Скорость диссоциации была изучена при температуре полного разложения известняка, т. е. при 914 и 918°. Во все время опыта в электрическую вертикальную печь, где находился на асбестированной пластинке измельченный материал, пропускался сверху осушенный воздух, скорость которого во время самого изучения была 1 150 см³/час. Выделяющаяся СО₂ выходит снизу печи и поглощается U-образными трубками с натронной известью. Трубки взвешиваются через каждые 10 мин. путем отключения и замены новыми, и на основании привеса выводится заключение о скорости распада.

Результаты исследования⁴ для образцов средней пробы верхнего и нижнего карьеров балаклавского известняка приведены в табл. 5.

Определение удельного веса. Удельный вес определяется на гидростатиче-

³ Испытания произведены под руководством Г. П. Ефимова.

⁴ Указанные работы были произведены лаборантом кристалло-химической лаборатории Л. К. Овчинниковой под руководством проф. А. Ф. Капустинского.

Таблица 5*

Количество уловленной CO ₂ в г	
в верхнем карьере	в нижн. карьере
0,6587	0,5492
0,1449	0,1978
0,0093	0,0117
0,0027	0,0050
0,0014	0,0028
0,0007	0,0021
0,0006	0,0005
0,0004	0,0001
0,0001	0,0000

ских весах системы Toula; веса сконструированы по принципу весов Вестофа-

* Температура диссоциации образцов пластовых проб Еленовского месторождения была тем же методом установлена в пределах 904—918°.

ля, но имеют несколько усовершенствованную конструкцию. Полученные цифры также говорят о значительной чистоте известняка. Для различных образцов балаклавского известняка цифры были получены в пределах 2,66—2,72.

Выводы. Произведенные исследования металлургических свойств балаклавских известняков дают возможность установить высокое качество их как флюсов.

Однако для полной качественной характеристики месторождения и организации рациональной добычи является необходимым детальное изучение отдельных пластов и участков, на основании чего будет возможно проведение промышленной классификации этих известняков и рентабельности разработки месторождения.

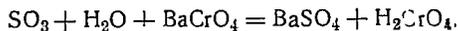
М. Е. Трофимова и В. К. Альтшуллер

Ускоренные методы определения серы и фосфора в известняках

Повышенное содержание серы и фосфора в металлургических известняках оказывает вредное влияние на качество выплавляемого металла. Поэтому является весьма важной разработкой особо быстрых и точных методов анализа сырья для определения серы и фосфора в известняках. Сложность определения последних заключается в том, что содержание их очень незначительно: количество серы колеблется в пределах нескольких сотых долей процента, а количество фосфора еще ниже и может достигать до тысячных долей процента.

Определение серы. Общеизвестным методом, применяющимся для определения серы в виде SO₃, является весовой метод, когда серу, превращенную каким-либо окислителем в SO₃, определяют затем раствором BaCl₂ в виде BaSO₄. Существенным недостатком этого метода, как и всех весовых методов, является его продолжительность. При просмотре в литературе целого ряда ускоренных объемных методов, по нашему мнению, наибольшего внимания заслу-

живает метод Эндрюса, видоизмененный Комаровским. Этот метод крайне прост, быстр, точен и не требует особых навыков, так как при иодометрическом титровании переходы окраски улавливаются очень легко. Употребляется он при наличии небольших количеств SO₃ в пределах 2%. Сущность метода сводится к следующему: к солянокислому раствору исследуемого вещества (определенной кислотности) прибавляют взмученный осадок чистой хромовобариевой соли. В результате обменной реакции выпадает сернокислый барий и освобождается хромовая кислота в количестве, эквивалентном серной кислоте. Эту реакцию можно представить следующим уравнением:



Далее, полученную в результате реакции хромовую кислоту определяют иодометрическим путем.

Этот метод был нами проверен на нескольких образцах известняка различных карьеров Еленовского месторожде-

ния. Опыты проводились с сырым, прокаленным и сплавленным известняком. Прокалка велась в муфельной электрической печи при температуре 900—1000° в течение 30 мин. до удаления органических веществ. Сплавление проводилось с содой и селитрой. Обе указанные операции, т. е. прокалка и сплавление, преследовали одну и ту же цель, а именно наиболее полное окисление серы в SO_3 в случае нахождения последней в известняках в виде сульфидов или органических соединений. Проверка метода Эндрюса, видоизмененного Комаровским, производилась путем сравнения его с весовым методом.

Производство определения. Примерно 5 г прокаленного, непрокаленного или сплавленного известняка, предварительно смоченного водой, растворяют в 20 см³ соляной кислоты (уд. в. 1,19), затем прибавляют 20 см³ бромной воды (для окисления серы в SO_3) и раствор кипятят до удаления брома (проба на иодокрахмальную бумажку). Полученный после кипячения раствор отфильтровывают от нерастворимого остатка и в равных количествах фильтра определяют серу (в виде SO_3) весовым или объемным методом по Комаровскому. Производство определения SO_3 по Комаровскому: 100 см³ солянокислого раствора точно нейтрализуют 15% аммиаком, затем прибавляют 1 см³ 10% соляной кислоты и 5 см³ взмученного в воде осадка $BaCrO_4$, далее раствор, разбавленный до объема 150 см³, кипятят в течение 15—20 мин. По охлаждении последний нейтрализуют 15% раствором аммиака; переход оранжевой окраски раствора в лимонно-желтый цвет (превращение бихромата в хромат) служит признаком нейтральности раствора. После нейтрализации раствор отфильтровывают от выделившегося осадка $BaSO_4$ и избыточного $BaCrO_4$, к фильтрату прибавляют 1 г KI и 5 см³ HCl (уд. в. 1,19), дают постоять 20 мин. (для полного выделения иода), разбавляют водой и титруют гипосульфитом в присутствии крахмала как индикатора (схему производства определения см. фиг. 1 на стр. 31). Полученные результаты помещены в табл. 1.

На основании полученных результатов можно сделать следующие основные выводы:

1. Объемный метод Эндрюса, видоиз-

мененный Комаровским, не уступает по своей точности весовому методу при условии небольших количеств SO_3 и превосходит его, так как сильно сокращает весь процесс работы.

2. Сущность метода сводится к образованию хромовой кислоты, получающейся в результате обменной реакции солянокислого раствора сульфата и взмученного осадка хромата бария, которая затем оттитровывается иодометрически.

3. В отдельных случаях целесообразна предварительная прокалка известняка, так как таковая способствует наиболее полному окислению различных соединений серы в SO_3 в случае нахождения в известняке соединений, поддающихся окислению.

4. Хотя сплавление и может иногда иметь значение для более полного извлечения серы в известняках, но введение такой длительной операции нецелесообразно, так как органическая сера удаляется предварительной прокалкой из известняка, а следовательно, теряет вредное влияние.

Определение фосфора. Как было уже указано, содержание фосфора в известняках лежит в пределах 0,001—0,03%. При таком содержании фосфорной кислоты весьма целесообразно было бы пользоваться колориметрическими методами, но при этом необходимо полностью удалять кремневую кислоту, что сопряжено с очень большой затратой времени. При выборе методики быстрого определения фосфора в известняках мы остановились на оксихинолиновом методе Meier и Bucherer¹, разработанном Вознесенским². Ортооксихинолиновый метод имеет то преимущество перед остальными методами, что дает возможность довольно быстро и точно определить фосфор в известняках в присутствии кремния, кальция, магния и других элементов. Сущность метода заключается в следующем: при введении ортоокиси хинолина в солянокислый раствор фосфомолибдата получается сложный комплекс фосфо-молибденово-ортооксихинолинового соединения, представляющий собой желтый осадок, содержащий три молекулы оксина на

¹ «Zeitschr. f. anal. Chem.» 1931, S. 391.

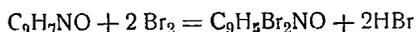
² «Сталь» № 6, 1932, стр. 97.

Таблица 1

Известняк Еленовского месторождения

№ опытов	Наименование карьеров	Предварительная обработка материала	Навеска	Методика определения	Количество полученной серы в %
1	Щербенева балка	Непрокал.	5,8236	Объемн.	0,02
2	» »	»	5,8236	Весов.	0,016
3	» »	»	5,0122	»	0,018
4	» »	Прокал	4,5894	Объемн.	0,02
5	» »	»	4,5894	Весов.	0,022
6	» »	»	4,8336	Объемн.	0,018
7	» »	Сплавл.	2,5063	»	0,019
8	» »	»	2,5063	Весов.	0,018
9	» »	»	2,3929	»	0,017
10	7-й тупик	Непрокал.	5,3948	Объемн.	0,012
11	7-й »	»	5,3948	Весов.	0,01
12	7-й »	»	5,1776	Объемн.	0,0104
13	7-й »	»	5,1776	Весов.	0,0093
14	7-й »	Прокал.	5,2250	Объемн.	0,012
15	7-й »	»	5,2250	Весов.	0,012
16	7-й »	»	5,1300	Объемн.	0,012
17	7-й »	»	5,1300	Весов.	0,0094
18	7-й »	Сплавл.	5,0312	Объемн.	0,019
19	7-й »	»	5,3920	»	0,0175
20	7-й »	»	5,3920	Весов.	0,02
21	Карьер 1-й тупик	Непрокал.	5,1918	Объемн.	0,018
22	» 1-й »	»	5,1918	Весов.	0,021
23	» 1-й »	»	5,0282	Объемн.	0,015
24	» 1-й »	»	5,0282	Весов.	0,016
25	» 1-й »	Прокал.	5,3796	Объемн.	0,044
26	» 1-й »	»	5,3796	Весов.	0,036
27	» 1-й »	»	4,9892	Объемн.	0,045
28	» 1-й »	»	4,9892	Весов.	0,036

один атом фосфора, хорошо растворяющийся в смеси спирта с соляной кислотой. Освобождающийся при растворении ортооксиминолин бромидируется, что дает возможность определить фосфор титриметрически. Реакция между оксиминолином и бромом в солянокислой среде протекает по следующему уравнению:



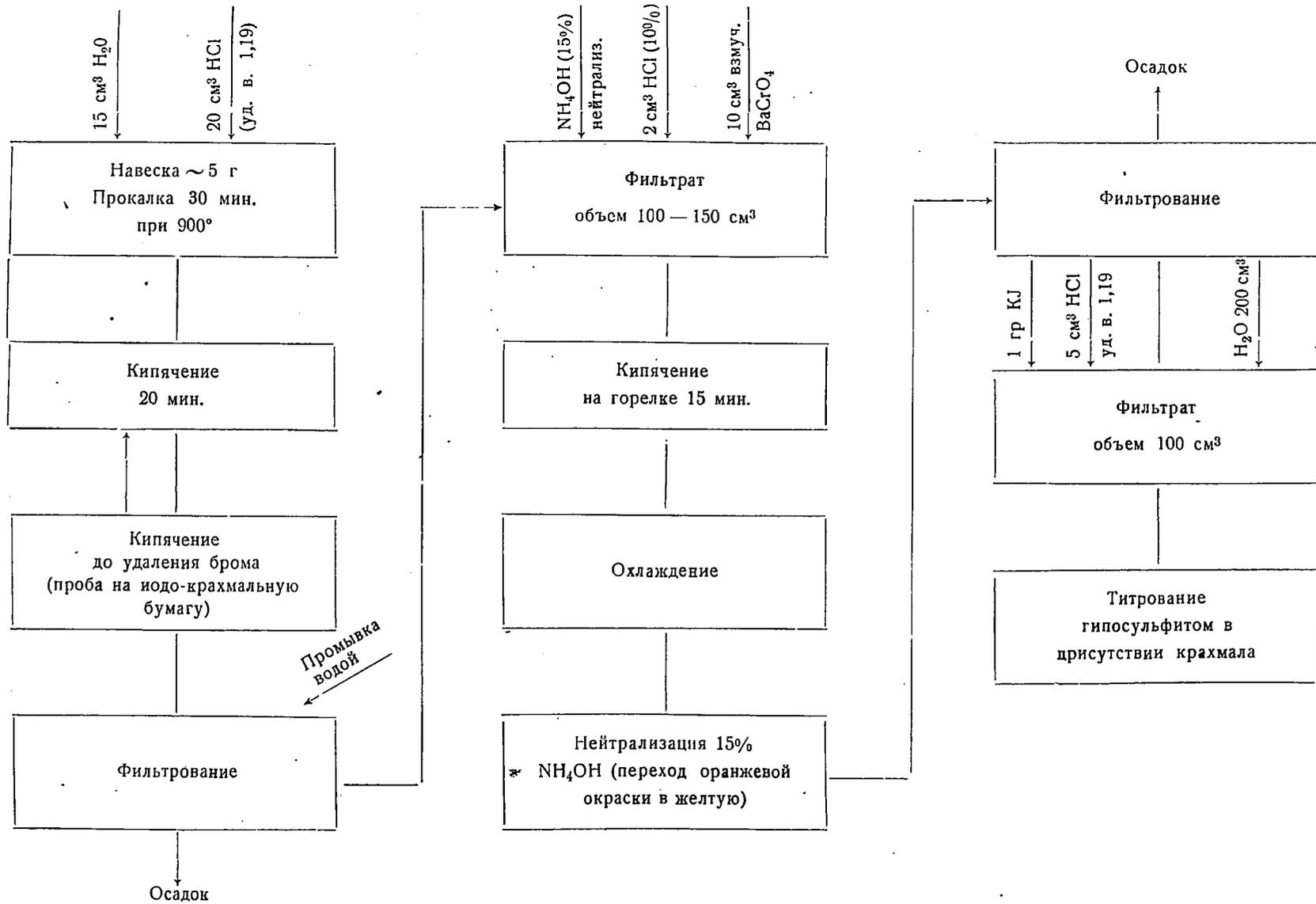
Избыток брома определяется иодометрически. Вознесенский при разработке этого метода подробно останавливается на кислотности среды осаждения фосфора. На основании ряда опытов он пришел к заключению, что наилучшая концентрация при осаждении фосфорной кислоты лежит в пределе от 10 до 20% (считая соляную кислоту уд. в. 1,19 за 100%).

Проверка этого метода нами прежде всего была проведена с химически чистой солью фосфорнокислого натрия. Соблюдая вышеописанные условия кислотности, мы не встретили каких-либо затруднений при применении этого метода для определения фосфорной кислоты в химически чистой соли фосфорнокислого натрия.

Таблица 2

№ опытов	Взято Р в г	Получено Р в г	Разница в мг
1	0,00203	0,00189	0,014
2	0,00203	0,00200	0,003
3	0,00203	0,00190	0,013

Как видно из табл. 2, полученные результаты дают возможность сделать заключение о точности метода.



Трафимова и Альтшуллер, фиг. 1.

При применении ортооксихинолинового метода к известнякам нам пришлось остановиться на вопросе удаления органических веществ, так как их присутствие маскирует титрование. Проверка метода производилась нами на известняках Еленовского месторождения как наиболее бедных в отношении содержания фосфора и на известняках месторождения Белая Криница как относительно более богатых по количеству находящегося в них фосфора. Нами были проверены различные способы удаления органических веществ, как например, применение различных окислителей: марганцевокислый калий, бертолетова соль. Для удаления органических веществ известняк также подвергался прокалке в муфеле при 950° в течение 1 часа. И, наконец, органические вещества удалялись просто фильтрованием после растворения известняка в соляной кислоте вместе с нерастворимым остатком.

ния под краном. Фильтрование идет значительно быстрее.

Производство определения. Навеска известняка в количестве 10 г растворяется в $25 \text{ см}^3 \text{ HCl}$ (уд. в. 1,19). Прибавляется 25 см^3 воды. Нагревается до кипения и отфильтровывается нерастворимый остаток вместе с органическими веществами. Объем фильтрата доводится до 150 см^3 и прибавляется: 20 см^3 соляной кислоты, 20 см^3 10% раствора молибденовокислого аммония и 20 см^3 0,6% раствора ортооксихинолина. Образующийся при этом осадок, появляющийся вначале в виде желтой мути, подогревается для ускорения кристаллизации в течение 15 мин. на водяной бане, после чего осторожно, без помешивания, осадок охлаждается в струе холодной воды и затем фильтруется через плотный фильтр. По перенесении количественного осадка на фильтр осадок промывается 5 раз 3% соляной кислотой. Затем осадок вместе с фильтром

Таблица 3

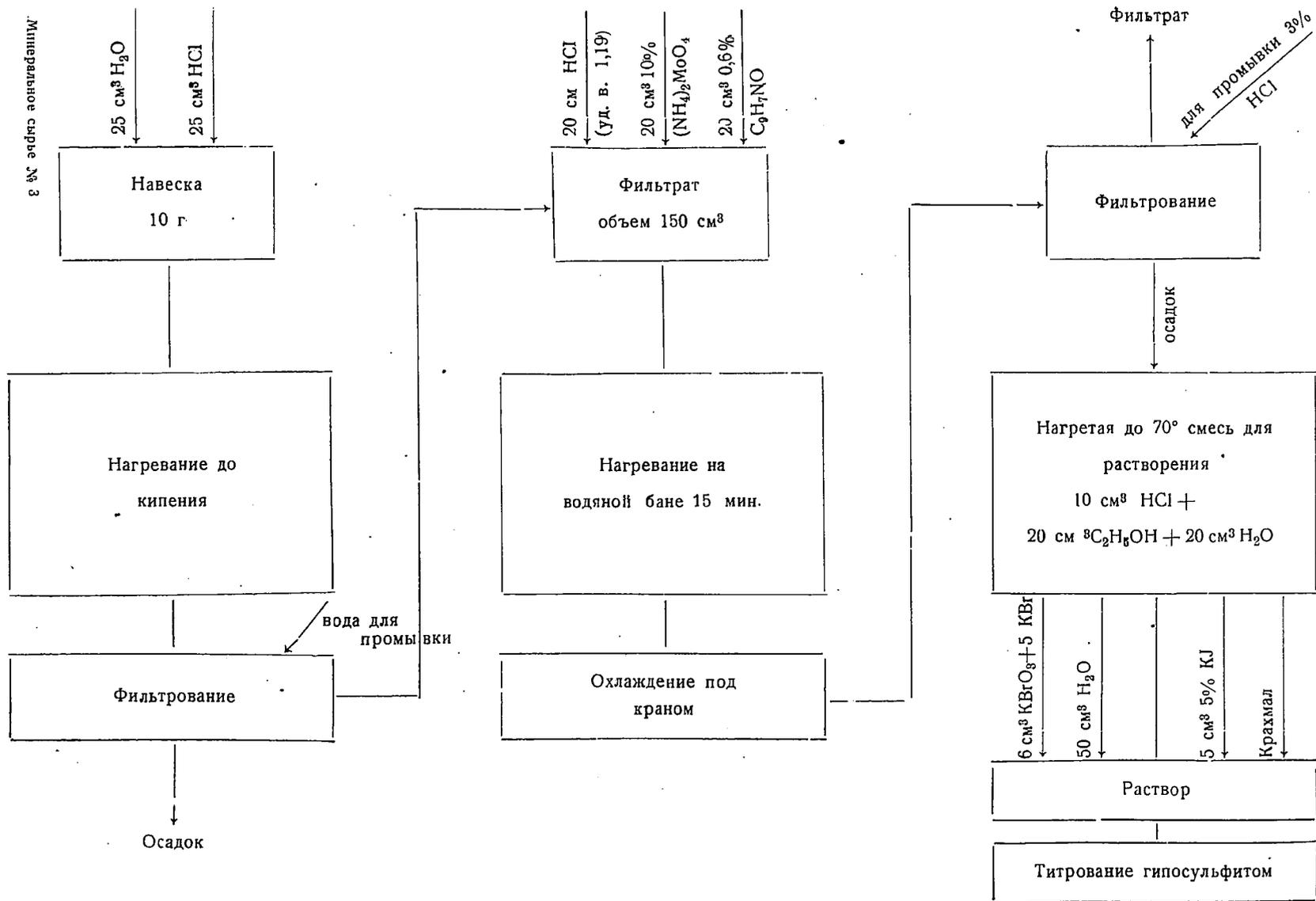
Наименование известняка	Навеска известняка в г	Способ удаления органич. веществ	Получено Р в г	Получено Р в %
Еленовский (карьер Щербенева балка) . .	9,8700	КМnO ₄ KClO ₃ Прокал. при 950° Отфильтр. органич. веществ вместе с нераствор. остат.	0,000170	0,0014
То же	9,9296		0,000179	0,0018
»	9,8686		0,000178	0,0014
»	9,8376		0,000177	0,0016

Результаты, как видно из прилагаемой табл. 3, получились совпадающие, что заставило нас остановиться на отфильтровывании органических веществ вместе с нерастворимым остатком как на способе наиболее простом и быстром. Следующим затруднением при проверке методики является фильтрование самого фосфо-молибденово-ортооксихинолинового соединения. Фильтрование взмученного осадка через плотный фильтр, как описывает Вознесенский, занимало у нас продолжительное время, что, конечно, недопустимо при выработке быстрой методики определения фосфора в известняках. На основании ряда опытов мы считаем, что наиболее целесообразно фильтровать, не взмучивая отстоявшийся осадок, после стояния на водяной бане и охлажде-

переносится в эрленмейеровскую колбу уже с готовой нагретой для растворения 50 или 100 см^3 смесью соляной кислоты и спирта:

40 см^3 спирта + $20 \text{ см}^3 \text{ HCl}$ + 40 см^3 воды.

По растворении осадка колба охлаждается под краном холодной водой, добавляется 50 см^3 воды, затем прибавляется избыток титрованного раствора $\text{KBrO}_3 + 5\text{KBr}$ в количестве $4-6 \text{ см}^3$. Колба во избежание потерь брома плотно закрывается пробкой. Прибавляется 5 см^3 5% раствора KI и оттитровывается в присутствии крахмала $1/10 \text{ N}$ раствором гипосульфита до изменения синей окраски в желтую. Результаты проделанных опытов представлены в табл. 4 (схему производства определения фосфора см. фиг. 2 на стр. 33).



Трофимова и Альтшуллер, фиг. 2.

Таблица 4

Наименование известняка	Навеска в г	Получ. Р в г	Получ. Р в %
Еленовск. (карьер Щербенова балка)	9,8374	0,000177	0,0016
То же	9,9590	0,000179	0,0018
»	9,8686	0,000140	0,0014
»	9,7788	0,000156	0,0016
Еленовский (карьер «Кавказ»)	9,8250	0,000176	0,0018
То же	9,8372	0,000195	0,0020
»	9,8358	0,000186	0,0019
Б. Криница (карьер № 1).	9,6268	0,00212	0,022
То же	9,3978	0,00225	0,024
»	9,8860	0,00237	0,024
Б. Криница (карьер № 2).	9,8750	0,00217	0,022
То же	9,9700	0,00199	0,02

Выводы

1. Ортооксихинолиновый метод определения фосфора является специфичным для фосфорной кислоты и вполне может быть применен к известнякам.

2. Необходимо учитывать количество свободной кислоты в испытуемом растворе перед осаждением, допуская концентрацию таковой от 10 до 20%.

3. Все описанные операции производства анализа не сложны и не требуют большой затраты времени, в общей сложности занимая 4—5 час.

Таким образом описанные методы для определения серы и фосфора в известняках имеют все преимущества перед весовыми и объемными методами, применяемыми ранее в лабораторной практике, так как они быстры, точны, просты и вполне могут быть применены для контроля производства.

И. В. Шманенков и¹ Р. С. Фридман

Истираемость еленовского известняка

Значение механической крепости сырых материалов, проплавленных в доменной печи, общеизвестно. Основной характеристикой механической крепости является истираемость. Сырые материалы, проходя путь от колошника до нижней части доменной печи, подвергаются значительному разрушению от истираемости, образуя большое количество мелочи и пыли. Для различных условий плавки, размеров доменной печи и мощности воздухоудельных имеются определенные, практикой установленные допустимые количества образования мелочи для нормального доменного процесса. Однако процессы истирания известняков, происходящие внутри доменной печи, до сих пор весьма мало изучены. Общепринятой методики исследования сырых материалов доменной шихты на истираемость нет, и в настоящее время на истираемость испытывается только кокс, методом испытания в барабане (так называемая барабанная проба). Хотя этот метод не является теоретически обоснованным и условия истираемости кокса в барабане значительно отличаются от условий истираемости его в доменной печи, однако на основе получаемых

данных испытаний различных сортов кокса путем сравнительных рассуждений можно судить о преимуществе одного сорта перед другим.

Испытание истираемости металлургического известняка на практике не имеет широкого распространения. Методы испытания, которые различные исследователи пытались применить, можно разделить на две группы: 1) испытания на круге стирания и 2) испытания в барабане (аналогично испытанию кокса). Учитывая сказанное выше, необходимо считать, что для условий доменного процесса наиболее подходящим является испытание в барабане.

При изучении различных свойств металлургического известняка в связи с разрабатываемой в Геомине промышленной классификацией и стандартизацией Еленовского месторождения, нами были поставлены испытания известняков на истираемость. Так как в нашу задачу входило дать сравнительную характеристику известняка отдельных забоев Еленовского карьера, мы считали возможным при выборе метода испытания остановиться на испытаниях в барабане.

Нами был сконструирован специально

барабан типа «Halb Micum Trommel», но с электрическим обогревом. Это позволяло изучить истираемость при разных температурах, что весьма важно, учитывая: 1) условия доменной печи, где известняк во время процесса движется из зон менее нагретых в зоны с высокой температурой; 2) происходящую при этом диссоциацию CaCO_3 , вследствие чего мы имеем превращение известняка в известь, сначала с поверхности кусков, а затем в середине, и связанную с этим прогрессивно уменьшающуюся сопротивляемость истиранию.

Барабан имеет диаметр 500 мм и длину 200 мм. По образующим — четыре уголка, выступающие на 40 мм. Поверхность барабана и щеки обмотаны электросопротивлением из нихромовой ленты и изолированы асбестовой ватой. При напряжении тока 120 в и силе тока 35 а барабан разогревался до 620° . Испытания велись также и при 850° , но для этого известняк сначала нагревался в муфеле до 850° и быстро переносился в барабан, нагретый до 620° .

Испытания² велись следующим образом: куски известняка размером $90 \times 50 \times 40$; $80 \times 60 \times 40$; $70 \times 50 \times 40$ мм, весом каждый в среднем около 300 г, в количестве 14—19 кусков загружались в барабан (общий вес около 5 кг). Барабан вращался 5 мин. со скоростью 20 об/мин. После этого производился ситовый анализ на ситах с диаметром отверстий 20, 15, 10 и 5 мм.

Наименование проб и анализ их на главные компоненты дан в табл. 1.

Таблица 1

Химический анализ известняков Еленовского месторождения

Название карьера	CaO %	SiO ₂ %
«Дальний Запад»	54,38	0,26
Мандрыкина балка	54,60	0,28
«Кавказ»	52,30	3,15
Кучерова балка	53,60	2,05
«Малый Сахалин»	54,98	0,13
Тупик № 1	53,26	2,01
Щербенева балка	53,80	0,81
Тракторовский участок	54,93	0,15
Сычевка	53,98	1,64
Тупик № 2	54,04	3,11

¹ В настоящее время барабан будет переделываться для более высоких температур.

² В испытаниях принимала участие ст. научный сотрудник Э. М. Черномордик.

Таблица 4

Результаты испытания на истираемость еленовского известняка по зонам

№ опыта	Зона	Копия, в т	Число кусков	Средн. размер кусков в см	Средний вес кусков в г	Трава-на-грена	Данные ситового анализа									
							> 20		20—15		15—10		10—5		< 5	
							г	%	г	%	г	%	г	%	г	%
65	I	5 042	16	9—5—4	320—360	Комн.	4 905	97,3	0	0	12	0,24	15	0,30	89	2,18*
70	I	4 896	15	9—6—5 10—7—3	260—300 380	"	4 771	97,5	14	0,29	5	0,10	8	0,164	80	2,01*
66	II	4 977	15	9—7—3 8—8—4	290—350	"	4 830	97,2	5	0,1	4	0,08	17	0,34	75	2,33
72	II	4 702	16	9—6—5 8—8—3	300—380 300—330	"	4 601	97,7	3	0,06	9	0,19	5	0,107	84	1,85
69	III	5 171	15	8—6—6 9—4—6	250—290	"	5 005	96,9	15	0,29	10	0,19	15	0,29	124	2,44
71	III	4 913	15	8—8—4	310—380 280—290	"	4 777	97,2	15	0,31	14	0,29	9	0,18	102	1,99
68	IV	4 951	15	7—5—3 6—6—5	280—290	"	4 797	96,8	25	0,51	10	0,20	14	0,28	75	2,12
67	VI	4 885	15	9—5—4 8—6—4	310—360 280—300	"	4 719	96,7	19	0,39	4	0,08	19	0,39	92	2,73

* Параллельные

Результаты испытания на истираемость еленовского известняка по забоям

№ опытов	Название карьера	Колич. в г	Число кусков	Средн. размер кусков в см	Средн. вес кусков в г	Т-ра нагрева	Данные ситового анализа										Примечание	
							> 20 мм		20—15 мм		15—10 мм		10—5 мм		< 5 мм			
							г	%	г	%	г	%	г	%	взвеш.	по разности		
																г		%
29	«Дальний Запад»	4 892	15	9—5—4 8—6—5 7—6—6	335—270	Комн.	4 750	97,0	0	0	7	0,14	5	0,10	67	130	2,66	
63	То же	4 899	15	9—5—4 8—6—5 7—6—6	250—290 320—380	600°	4 786	97,7	5	0,10	4	0,08	7	0,143	55	97	1,98	
62	»	4 985	16	9—5—4 8—6—5 7—6—6	250—291 320—380	700°	4 844	97,2	5	0,10	12	0,24	14	0,28	70	110	2,21	
27	»	4 960	15	9—5—4 8—6—5 7—6—6	300—320	850°	4 620	93,2	15	0,30	20	0,40	15	0,30	95	290	5,85	
45	Сухая Маньрыкина балка	4 915	15	9—5—4 8—6—5 7—6—6	280—350	Комн.	4 807	98,0	4	0,08	2	0,04	10	0,20	80	92	1,88	
50	То же	4 995	19	9—5—4 8—6—5 7—6—6	250—280 310—320	600°	4 857	97,3	7	0,14	15	0,30	7	0,14	77	111	2,22	
49	»	5 000	19	9—5—4 8—6—5 7—6—6	250—280 310—330	700°	4 858	97,3	15	0,30	13	0,26	17	0,34	78	97	1,94	
48	»	4 950	19	9—5—4 8—6—5 7—6—6	250—280 310—330	850°	4 572	92,5	25	0,51	15	0,30	22	0,37	117	316	6,40	
41	«Кавказ»	4 894	14	8—6—4 9—4—5 7—4—5	300—400	Комн.	4 769	97,5	0	0	5	0,10	15	0,31	117	105	2,14	
56	»	5 012	18	7—6—6 8—5—7 7—4—5	280—350 250—270	600°	4 884	97,2	7	0,14	4	0,08	9	0,18	72	108	2,16	
55	»	5 040	18	8—6—6 8—5—7 7—4—5	280—350 250—270	700°	4 866	96,7	22	0,44	10	0,198	10	0,198	75	132	2,62	
57	»	4 940	18	7—6—6 8—5—7	280—350 250—270	850°	4 428	90,0	39	0,79	14	0,28	12	0,24	105	447	8,69	
30	Кучерова балка	5 130	16	8—6—4 9—4—5 7—6—5	290—330	Комн.	5 007	97,5	0	0	7	0,14	10	0,195	85	106	2,06	Параллельные
35	»	4 793	15	8—6—4 9—4—5 7—6—5	290—330	»	4 711	98,0	0	0	5	0,11	7	0,15	65	73	1,92	
53	»	5 015	18	8—6—4 9—4—5 7—6—5	300—360	850°	4 539	90,5	8	0,16	3	0,06	9	0,18	94	456	9,05	
31	«Малый Сахалин»	4 936	15	8—6—4 9—4—5 7—6—5	230—360	Комн.	4 805	97,3	10	0,20	12	0,23	9	0,18	72	100	2,03	»
36	»	5 022	15	8—6—4 9—4—5 7—6—5	290—360	»	4 915	97,8	0	0	7	0,14	5	0,099	75	95	1,89	
59	»	4 965	17	8—6—4 9—4—5 7—6—5	300—360	850°	4 440	89,5	17	0,34	10	0,20	17	0,34	117	481	9,60	
32	Тупик № 1	4 999	16	8—6—4 9—4—5 7—6—5	290—350	Комн.	4 875	97,5	0	0	4	0,08	12	0,24	95	108	2,16	»
37	» № 1	4 982	16	8—6—4 9—4—5 7—6—5	280—350	»	4 870	97,8	0	0	5	0,10	9	0,18	98	98	1,97	
60	» № 1	5 176	16	8—6—4 7—7—4 6—6—6	330—360 250	850°	4 824	93,1	4	0,08	7	0,14	14	0,27	97	327	6,32	
34	Щербенева балка	5 173	15	8—6—4 7—6—6 9—4—4	320—370	Комн.	5 056	97,8	0	0	5	0,096	8	0,16	70	104	2,01	»
43	»	4 812	16	8—5—4 7—6—4 9—4—4	280—340	»	4 717	98,0	0	0	7	0,15	5	0,104	84	84	1,73	
61	»	4 728	18	9—4—4 7—6—6 6—6—6	330—370 250	850°	4 172	88,3	18	0,38	18	0,38	12	0,25	162	508	10,6	
38	Тракторовский участок	4 758	14	9—4—4 8—5—6	280—360	Комн.	4 642	97,5	3	0,06	7	0,15	7	0,147	72	99	2,08	»
39	То же	4 747	14	9—4—4 8—5—6	300—360	»	4 619	97,5	5	0,11	15	0,32	10	0,210	92	98	2,06	
52	»	5 020	17	8—5—6 7—4—5	280—310	850°	4 433	88,3	12	0,24	5	0,099	12	0,24	112	550	11,0	
42	Сычевка	4 842	17	8—5—6 7—5—4	270—330	Комн.	4 719	97,5	5	0,103	4	0,08	10	0,21	75	104	2,15	»
44	»	4 627	17	8—5—6 7—5—4	270—330	»	4 507	97,5	0	0	10	0,22	8	0,18	90	102	2,21	

№ опытов	Название карьера	Кол-во в г	Число кусков	Средн. размер кусков в см	Средн. вес кусков в г	Т-ра нагрева	Данные ситового анализа										Примечание	
							> 20 мм		20—15 мм		15—10 мм		10—5 мм		< 5 мм			
							г	%	г	%	г	%	г	%	г	%		г
54	Сычевка	4 770	20	8—5—6 7—5—4	270—330	850°	4 480	93,8	4	0,08	10	0,21	8	0,17	125	268	5,63	
46	Тупик № 2	4 861	18	9—6—4 8—6—5 6—9—4	250—260 280—350	Комн.	4 758	98,0	0	0	0	0	4	0,08	47	99	2,03	Параллельн.
47	„ № 2	4 850	19	9—6—4 8—6—5 6—9—4	250—260 280—350	„	4 716	97,5	10	0,21	10	0,21	8	0,17	67	106	2,18	

Результаты испытания проб отдельных забоев даны в табл. 2.

Анализируя данные этой таблицы, можно сделать выводы, что 1) пробы отдельных забоев всего Еленовского месторождения мало отличаются по истираемости друг от друга; 2) истираемость вообще не высока, и с этой точки зрения еленовские известняки являются первоклассными, что подтверждают имеющиеся у нас данные по истираемости известняков других месторождений и данные Днепропетровского металлургического института³; 3) испытания при разных температурах также указывают на незначительное увеличение истираемости (табл. 2 и 3) с повышением температуры до 850°. Между тем известняки некоторых других месторождений сильно меняют свое сопротивление истираемости с повышением температуры. Так например, по нашим опытам, известняк Белой Криницы (2-й карьер) при обыкновенной температуре дал мелочи 8,40%, а при 850°—40,6%; известняк Ивановского месторождения (Н. Тагил) при обыкновенной температуре дал мелочи 3,16%, а при 850°—16,6%. Таким образом мы видим, что ивановский известняк в холодном виде не уступает по качеству еленовскому, но с повышением температуры начинает значительно уступать, и, конечно, при суждении о качестве известняка для доменного процесса предпочтение нужно отдать еленовскому известняку.

При промышленной классификации

Таблица 3
Результаты испытания истираемости при разных температурах (в процентах)

Температура	Мандрыкина балка		«Кавказ»		«Дальний Запад»	
	> 20	< 5	> 20	< 5	> 20	< 5
850°	92,5	6,40	90,0	8,69	93,2	5,85
700°	97,3	1,94	96,7	2,62	97,2	2,21
600°	97,3	2,22	97,2	2,16	97,7	1,98
Комн.	98,0	1,88	97,5	2,14	97,0	2,66

³ П. П. Демчуки и Б. А. Спезаков, «До-мез» № 7, 1932.

еленовского ⁴ известняка выяснилась возможность разбить его по содержанию кремнезема на девять промышленных

- | | | |
|--|----------|--------|
| 1) I зона — тупик № 1, характеризуется большим количеством SiO ₂ (до 5%), | мощность | 22 м |
| 2) II » — часть тупика № 1, часть тупика «Кавказ» — кремния меньше (до 2%), | », | 28 « |
| 3) III » — часть тупика «Кавказ», часть тупика «Дальний Запад» — значительное количество кремнезема (до 4%), | », | 31,5 » |
| 4) IV » — часть тупика «Дальний Запад» и тупика «Новый Запад» — кремния мало (до 0,7%), | », | 30 » |
| 5) VI » — Мандрыкина балка, тупик «Малый Сахалин», часть тупика «Дальний Сахалин» — очень мало кремнезема (до 0,5%), | », | 35,5 » |

Таким образом, оценивая результаты проведенных опытов, можно сделать

⁴ См. рукопись отчета геологической группы Геоминтресту Нерудсталь (1935 г.). Состав группы: проф. А. Н. Заварицкий, В. Г. Орловский (руков.), Н. Я. Курбатов, Г. А. Кечек.

зона. Нами были проделаны испытания истираемости проб с пяти зон ⁵:

следующий общий вывод: еленовский известняк имеет хорошую сопрогибляемость истиранию, мало изменяющуюся с повышением температуры до 850°, и с этой точки зрения является перво-классным металлургическим сырьем.

⁵ Пробы переданы В. Г. Орловским.

. В. Волкова, Н. Н. Серб-Сербина и А. В. Запорожец

Адсорбция на частицах водной суспензии талька и флотация его

Как известно, лучшими флотореагентами для гидрофильных порошков барита и флюорита являются нерастворимые в воде кислоты (например олеиновая кислота), адсорбция которых на поверхности частиц этих порошков ведет к образованию химически фиксированного слоя молекул реагента с ориентацией их неполярными концами к воде ¹. (Соли бария и кальция олеиновой кислоты нерастворимы в воде.) Если вводить олеиновую кислоту в виде раствора ее в спирту или в неполярных жидкостях в водную суспензию порошков барита и флюорита, то адсорбция реагентов на частицах порошка протекает при встряхивании очень интенсивно, и при наличии пузырьков воздуха образуется большое количество минерализованной воздушной эмульсии, образующей на поверхности жидкостей вместе с коагулированным порошком прочный слой минерализованной пены. В нашей предыдущей работе ² было показано, что при введении олеиновой кислоты в виде толуольного раствора количество неполярной фазы наравне с количеством содержащегося в ней реагента определяют оптимальные условия флотации, причем уменьшение количества флотированного порошка при увеличении объема введенной неполярной фазы сверх того объема, при котором достигались оптимальные условия флотации, было объяснено тем, что имеет место адсорбция неполярной фазы из водной среды, приводящая при малых количествах ее к почти полному извлечению ее порошком; тогда избыток неадсорби-

рованного толуола уменьшает количество флотированного порошка, резко понижая устойчивость пены. Процесс адсорбции в условиях пульпы часто недостаточно выяснен, и изучение его имеет большое значение для понимания механизма флотации порошков. Интересно было поэтому изучить процесс адсорбции и флотации для гидрофобного порошка талька для выяснения изменения поверхности этого порошка при его флотации.

Порошок талька, как известно, флотируется очень легко. Добавкой небольшого количества толуола к водной суспензии талька можно перевести в пену большое количество порошка; при этом можно показать, что при введении чистого толуола или толуольного раствора олеиновой кислоты количество флотированного порошка не изменяется, в то время как флотация порошков флюорита и барита, ничтожная, если флотореагентом служит чистый толуол, резко увеличивается при добавлении олеиновой кислоты к толуолу. В цилиндры емкостью 100 см³ вводилось по 50 см³ воды на 10 г талька. В один из цилиндров добавлялся чистый толуол, в другой — 6% раствор олеиновой кислоты в толуоле. После достаточного числа встряхиваний определялась высота слоя пены флотированного порошка. На рис. 1 приводится кривая V, H зависимости высоты слоя пены от объема введенного толуола или толуольного раствора олеиновой кислоты. Кривая V, H для талька имеет максимум, как и в случае флотации порошков барита и флюорита, и до максимума значения H одинаковы для одинаковых объемов V введенного толуола или толуольного раствора олеиновой кислоты. После достижения максимума кривая V, H медленнее спадает, если толуол содержит олеиновую кислоту (крестиками обозначены отсчеты H для чистого толуола, не совпадающие с отсчетами H для толуольных растворов олеи-

¹ И. А. Ребиндер, Липец, Римская и Таубман, Физико-химия флотационных процессов. Металлургия, 1933.

² Z. W. Wolkowa, N. N. Sерб-Sербина и A. W. Sapogoshetz, «Koll.-Z.» т. 70, стр. 323 и «Минеральное сырье», № 10, 1934 г.

новой кислоты). Итак, присутствие олеиновой кислоты не меняет флотацию порошка талька, что, видимо, объясняется тем, что в заданных условиях адсорбция олеиновой кислоты на поверхности талька мала.

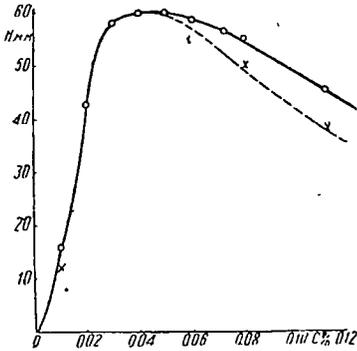


Рис. 1

Интересно было изучить адсорбцию в связи с флотацией талька и флюорита низшими кислотами, растворимыми в воде. В качестве реагента была выбрана изовалериановая кислота. Измерения количества флотированного порошка производились отделением порошка, перешедшего в пену, от осевшего на дно в цилиндрических делительных воронках емкостью 100 см³, причем на 50 см³ воды вводилось в цилиндры по 10 г порошка. Слитый порошок высушивался и взвешивался. На рис. 2 приводятся кривые $C, \frac{m}{m_0}$, где C — концентрация изовалериановой кислоты, m — количество флотированного порошка и m_0 — количество порошка, введенного в цилиндры (кривая I — для флюорита и кривая II — для талька). Тальк несравненно лучше флотируется изовалериановой кислотой, чем флюорит. При достаточно больших концентрациях изовалериановой кислоты 80% талька переходит в пену; пена прочна и состоит из мельчайших минерализованных тальком пузырьков; количество же флотированного флюорита не превышает 33%, и пена, минерализованная флюоритом, рыхла.

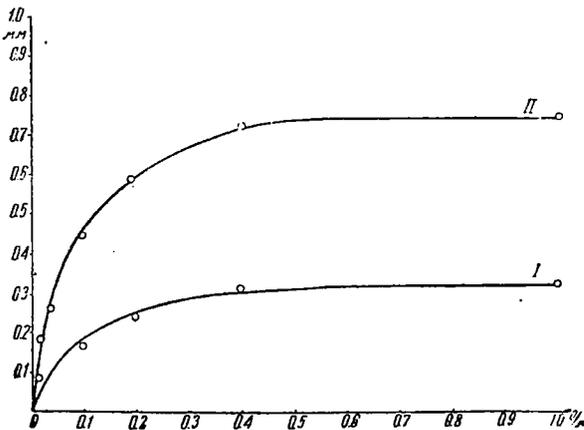


Рис. 2

Были произведены измерения адсорбции на частицах порошков флюорита и талька методом измерения поверхностного натяжения раствора изовалериановой кислоты до и после адсорбции, причем брались растворы, в которых происходила флотация порошков. Поверхностное натяжение на границе раствор изовалериановой кислоты — воздух определялось принятым в нашей лаборатории методом измерения наибольшего давления пузырьков. Оказалось, что заметного этим методом изменения концентрации изовалериановой кислоты в воде при адсорбции на флюорите обнаружить не удалось: поверхностное натяжение после адсорбции на частицах минерала и пузырьках пены превышало лишь очень мало поверхностное натяжение до адсорбции. В случае талька эта адсорбция вызвала сильное понижение концентрации реагента $C-C_1$, как это видно из рис. 3, где построена кривая A зависимости величин:

$$A = \frac{[C - C_1] V_0}{100 m_0},$$

где V_0 — объем воды, выраженный в молях на 1 г порошка, от равновесной концентрации C_1 , причем концентрация C_1 дается в процентах, как на кривых рис. 2. Итак, из выше-

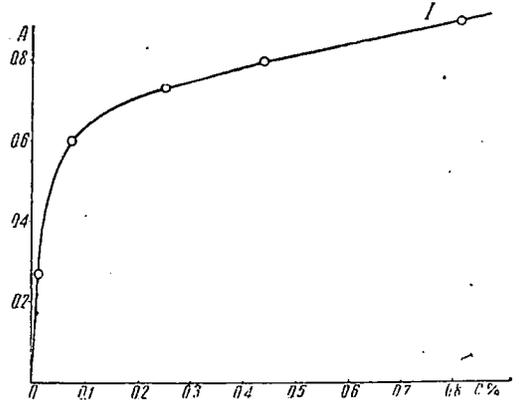


Рис. 3

описанных измерений следует, что флотация талька изовалериановой кислотой сопровождается сильной адсорбцией этого реагента на поверхности гидрофобного талька, адсорбция же изовалериановой кислоты на гидрофильном флюорите очень мала. При этом нужно отметить, что высшие жирные кислоты, менее растворимые, как и их соли — мыла, в воде, должны давать более сильную адсорбцию на флюорите вследствие химической фиксации неполярных групп, как это было упомянуто ранее. Подобной химической фиксации неполярных групп нельзя ожидать при адсорбции изовалериановой кислоты на тальке, и большие значения величин A для этого реагента могут быть объяснены следующим образом. Как известно, тальк в чистой воде выщелачивается, при этом повышается pH воды. В воду переходят ионы магния, и решетка талька разрушается. Процесс выщелачивания в присутствии изовалериановой кислоты должен протекать более интенсивно с заменой ионов магния на поверхности талька ионами водорода. Удель-

ная адсорбция изовалериановой кислоты на тальке была измерена для различных концентраций этой кислоты титрованием ее растворов до и после адсорбции, причем в растворах изовалериановой кислоты после адсорбции определялось содержание ионов магния методом Шмитца (Schmitz), т. е. осаждением их фосфорнокислым аммонием. В таблице для различных значений равновесных концентраций C_1 приводятся величины A_1 и A_2 , т. е. количество адсорбированной изовалериановой кислоты и количество магния, перешедшего в раствор с поверхности талька, выраженные в грамм-эквивалентах на 1 г талька.

C_1	$A_1 \cdot 10^4$ *	$A_2 \cdot 10^4$
0	0	0,198
0,050	0,388	—
0,100	0,717	0,556
0,226	0,838	0,647
0,388	0,979	0,683
0,773	1,028	0,720

Из таблицы видно, что значения A_1 мало уклоняются от значений A_2 , но все же неизменно A_1 превышает A_2 , что может быть объяснено тем, что часть кислотных остатков остаются закрепленными около ионов Mg, не перешедших в раствор. Разрушение решетки талька, связанное с переходом ионов Mg в раствор и с заменой их ионами водорода, не может не привести к изменению смачиваемости поверхности частиц талька водой. По неопубликованным опытам В. С. Веселовского поверхность талька в растворе изовалериановой кислоты тотчас после погружения не смачивается этим раствором. Через некоторое время, однако, она становится вполне смачиваемой раствором изовалериановой кислоты. Интересно, что тальк, стоявший в 1% растворе изовалериановой кислоты в течение суток, флотируется так же хорошо, как только что смоченный.

Обычные представления о действии ориентированной адсорбции реагентов сводятся к представлениям о понижении смачиваемости поверхности частиц при флотации; этим обусловлено образование минерализованной воздушной эмульсии. Закрепление частиц в поверхности раздела вода—пузырек воздуха обязательно с образованием трехфазных линейных границ раздела и определяется понижением смачиваемостью частиц³. Однако в ис-

следуемом частном случае флотации гидрофобного порошка талька мы наблюдаем одновременно повышение смачиваемости частиц минерала под влиянием реагента и в то же время достижение оптимальных условий флотации. При адсорбции реагента (изовалериановой кислоты) на тальке (как и во всех аналогичных случаях повышения смачиваемости в результате адсорбции) нам кажется возможным объяснить коагуляцию и образование минерализованной воздушной эмульсии тем, что сольватные оболочки частиц порошка и стабилизированных изовалериановой кислотой пузырьков воздуха не предохраняют поверхность частиц и поверхность пузырьков от слипания. При встряхивании частицы порошка входят в соприкосновение друг с другом и с поверхностью пузырьков и закрепляются общими сольватными пленками, квазитвердое свойство которых придает им большую прочность на сдвиг (упругость на сдвиг у тонких пленок жидкости по Б. В. Дерягину⁴, замедление скольжения воды в тонких слоях между гидрофильными поверхностями по Д. Л. Талмуду⁵). На поверхности воды образуется сложная система, состоящая из пузырьков воздуха и частиц порошка, закрепленных тонкими пленками жидкой фазы. Эта система образует прочный неразрушающийся от стояния слой минерализованной пены. Нам кажется также возможным объяснить отсутствие стабилизирующего действия сольватных оболочек на хорошо смачиваемых поверхностях достаточно малых частиц тем, что граница раздела твердая частичка—жидкость неоднородна, на ней имеются «активные места» по Тейлору⁶. Если наблюдать коагулировавшийся порошок под микроскопом, то видно, что все частички прилипли друг к другу углами и ребрами. Адсорбция реагента на этих «активных местах» может усилить неоднородность поверхности раздела твердая частичка—жидкость и вместе с тем усилить их коагуляцию. Иногда, при некоторых больших концентрациях реагента, процесс коагуляции и флотации может смениться пептизацией частиц гидрофобного порошка. Например, до еще достаточно значительной концентрации (0,2% олеата натрия) порошок серы коагулирует и полностью флотируется. При дальнейшем повышении концентрации мыла сольватные оболочки частиц предохраняют их от слипания, сера пептизуется и флотация исчезает.

Выводы. 1. Исследована адсорбция изовалериановой кислоты на поверхности частиц талька. Показано, что мы имеем дело в этом случае с разрушением решетки талька, сопровождающимся переходом ионов магния в раствор и с заменой их ионами водорода.

2. Подобный процесс адсорбции ведет к повышению смачиваемости поверхности частиц, причем достигаются одновременно оптимальные условия флотации.

3. Дано объяснение процессу коагуляции и процессу образования минерализованной воздушной эмульсии для флотации талька.

* Значения A_1 , определенные методом титрования, как и следовало ожидать, оказались больше величин A_1 , определенных методом измерения поверхностного натяжения, так как в растворе имеется после адсорбции валериановокислый магний.

³ Р. Rehbinder, Lipetz, Rimskaja u. Taubman, «Koll.-Z.», 65, 265, 1933; 66, 40, 1934; «Ж.Ф. Х.», 1/4, 558, 1930; Таубман, «Ж.Ф. Х.», 1, 563, 1930; «Цветные металлы», 8, 990, 1931; 18, 12, 1932; W. Ostwald, «Koll.-Z.», 58, 179, 60, 324, 1932; 68, 1, 1934; Bierbauer, «Ztschr. f. techn. Phys.», 10, 13, 1929; Wark, «Journ. f. phys. Ch.», 37, 815, 1933.

⁴ Б. В. Дерягин, «Ж. Ф. Х.», 3, 29, 1932; «Ztschr. f. phys. Ch.», 5, 379, 1934; «Ztschr. f. phys. Ch.», 84, 657, 1933.

⁵ D. L. Talmud, «Koll.-Z.», 62, 335, 1933.

⁶ Taylor, «J. of phys. Ch.», 30, 145, 1926; «Pr. Roy. Soc.» (A), 108, 105, 1925.

Новый тип разборной металлической рентгеновской трубки со съёмными фильтрами и сменными антикатадами для мягких рентгеновских лучей

В предлагаемой мною конструкции разборной рентгеновской трубки, представляющей комбинацию из стекла и металлических частей, сконцентрированы и осуществлены все те долготлетние опытные наблюдения, которые нуждались в удобном разрешении и представляли собою, так сказать, камень преткновения для рентгенологов, которым по тем или иным соображениям необходима была для работы с мягкими лучами и со сменными антикатадами разборная рентгеновская трубка. В своих прежних оригинальных конструкциях автор осуществлял разборные рентгеновские трубки исключительно из стекла (не считая, конечно, металлических электродных частей), и переход к

комбинированной (стекло, металл) системе трубки обусловился желанием удовлетворить, главным образом, таким законным требованиям, как простота и прочность аппарата, безопасность его, вакуумная надежность соединений, простота сборки и применимость аппарата для различных условий использования. Кроме того автор ввел ряд новых удобств, как, например, замена менделеевской замазки (пиццина) прижатой резиной, замена прежнего трубкодержателя самостоятельной подставкой (три ножки), независимое, гибкое, с помощью вакуумной резиновой трубки (или на шлифах) присоединение рентгеновской трубки к лангмюру и пр., и в этом смысле предлагаемый мною этап конструкции в значительной мере удовлетворяет поставленным требованиям.

Необходимо отметить, что попытки осуществления многооконных металлических разборных трубок уже производились автором еще в 1923 г., но за непригодностью имевшегося металлического материала изготовленная рентгеновская трубка оказалась ненадежной в отношении вакуума, и работа по выработке конструкции была временно приостановлена.

В основном разборная трубка состоит из трех частей:

1. Металлического латунного корпуса *A* (рис. 1, разрез), охлаждающегося проточной водой. Вода, поступающая через подводящую трубку *m*, входит в нижнюю кольцевую охлаждающую камеру *a*, затем через проток *b* поступает в верхнюю кольцевую охлаждающую камеру *v* и отсюда через отводную трубку *г* выходит наружу.

Верхняя часть корпуса имеет коническую трубку *д*, точенную и шлифованную снаружи, и на этот конус надевается стеклянная цилиндрическая трубка *б* с шаровым расширением в нижней ее трети *в*.

В нижней части корпуса *A* имеется шлифованное коническое отверстие для вставки антикатодной части *г*. Средняя часть корпуса является сплошной (кольцевой) и в ней имеется 8 сквозных конических отверстий *н*, расположенных на равных расстояниях друг от друга. Оси конических отверстий наклонены к оси корпуса под углом 80° . Назначение этих отверстий — вставка окон с фильтрами и выпуск направленных рентгеновских лучей наружу под углом в 10° к горизонтальной плоскости.

К ободу *ж* нижней части корпуса на болтах *з* прикрепляются три ножки *и*, являющиеся, так сказать, подставкой всей трубки. Для того чтобы антикатодная часть не могла выпасть, к дну корпуса прикреплена на болтике к поддерживающая пружинка *л*.

II. Катодная часть *B* представляет собой, как видно из разреза (рис. 1), латунную трубку *а* с глухим (запаянным) навинтованным нижним концом, на который навинчивается катодное зеркало *б*. Верхний конец катодной части имеет коническое расширение *в*, шлифован-

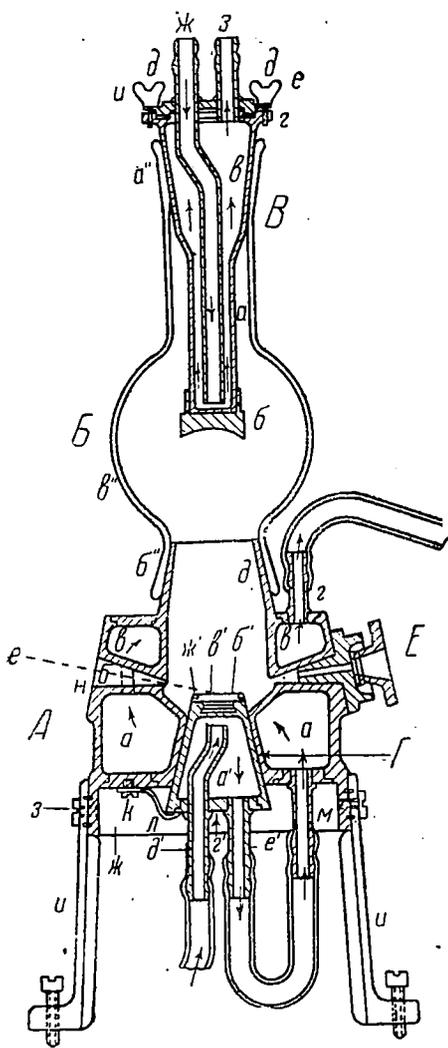


Рис. 1

ное снаружи, для вставки в верхний шлиф соединительной стеклянной части. Расширенная часть имеет ободок *г* с тремя навинтованными отверстиями для болтиков *д*. Расширенная часть закрывается крышкой *е*, через которую пропущены две трубки — длинная изогнутая *ж* для подвода воды, короткая *з* для выпуска ее. Между крышкой *е* и ободком *г* вставляется резиновая прокладка *и*, благодаря которой крышка, прижатая болтиками к ободку, позволяет воде циркулировать только по предназначенным для охлаждения местам.

III. Антикатодная часть *Г* представляет собою латунную коническую камеру *а*, пришлифованную снаружи на верхнюю навинтованную выемку *б*, которой навинчивается антикатодное зеркало *в* из нужного материала. Через дно *г* антикатодной части пропущены две трубки *д* и *е* для подвода и выпуска циркулирующей охлаждающей воды. В каче-

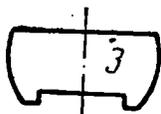


Рис. 2

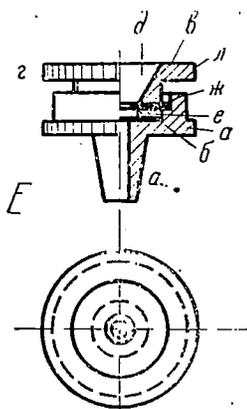


Рис. 3



Рис. 4

стве антикатодного зеркала применяются круглые пластинки *в* из чистого железа или электролитической прессованной меди, или же такой же формы латунные пластинки с напайкой на верхних их частях тонких пластинок серебра, платины и других чистых металлов. Нижняя часть антикатодного зеркала навинтована. Для удобства навинчивания антикатодного зеркала на антикатодную часть на периферической части пластинки имеются два пропила *ж* для возможности пользования ключом *з* (рис. 2) для плотного прижима зеркала к антикатодной части.

Окна *Е* (рис. 3) для выпуска рентгеновских лучей по узкому каналу являются тоже разборными и с помощью конических шлифов *а* вставляются в оконные конические отверстия корпуса трубки. Для удобства вставки (или замены) фильтров *б* имеется навинтованная крышка *в* с накатанным бортиком *г* и круглым отверстием *д* посередине.

Для плотного и надежного прилегания листочка фольги *б* к дну окна *Е* поверх фольги накладывается резиновая шайбочка *е*, а поверх ее латунная шайбочка *ж* с заплечиками *и* (рис. 4). Для заплечиков и в навинтованной части окна имеются выфрезерованные гнезда *л*, в которые входят заплечики шайбочки и при плотном завинчивании крышки *в* окна не позволяют сворачиваться и гофрироваться рези-

новой прокладке *е* (рис. 3). Фольга (с двух сторон) и резиновая прокладка (со стороны, прилегающей к фольге) смазываются перед монтированием весьма немного жрановой замазкой.

Соединительная стеклянная часть (рис. 1, Б) имеет шлиф *а* для вставки катодной части и шлиф *б* для присоединения собранной катодной части к корпусу трубки. В нижней трети соединительной стеклянной части имеется шаровое расширение *в*. Для откачки имеется добавочное коническое отверстие в сплошном кольце корпуса трубки, в которое вставляется (рис. 5) шлиф *а* с изогнутым откачным отростком *в*, на который надевается вакуумная резиновая трубка для присоединения собранной трубки к лангмюру. Вид собранной трубки на разрезе представляется на рис. 1. Здесь охлаждающая схема показана стрелками. Фотография трубки в собранном виде дана на рис. 6.

Из описания и рисунков, сделанных для пояснения назначения отдельных частей разборной рентгеновской трубки, видно, что все сильно нагревающиеся в работе части охлаждаются и, следовательно, с этой стороны являются надежными. С другой стороны, рентгеновская трубка сама по себе является настолько легко связанной с остальной вакуумной частью при помощи гибкого резинового сочленения и шлифа, что любое случайное, аварийное, так сказать, происшествие вроде лопания фольги может быть весьма просто и быстро ликвидировано путем проверки на течь непосредственно каждого фильтра.

Кроме того камеры, установленные однажды на фокус трубки, даже при удалении самой рентгеновской трубки (например для чистки ее) уже не нуждаются в новом наведении на фокус при установке трубки на место, так как ножки камеры, снабженные остриями, вставляются в гнезда подставок на свои прежние места.

Стенки корпуса разборной трубки, представляя собою значительную толщину, являются достаточной защитой от мягких лучей (суммарная толщина стенок выражается более 6 мм латуни), и потому трубка в дополнительной

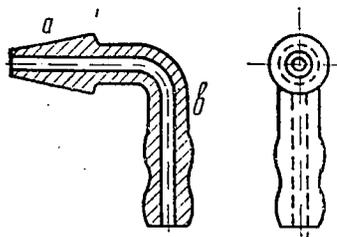


Рис. 5

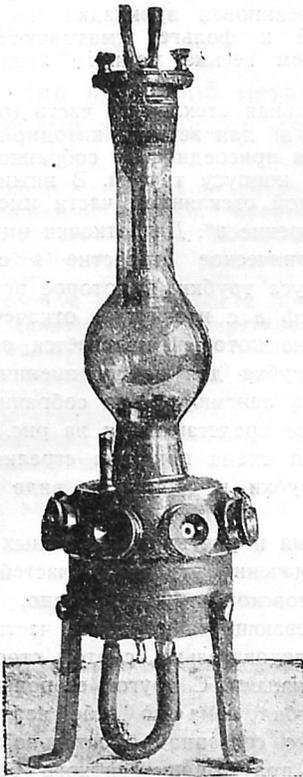


Рис. 6

защите уже не нуждается. В отношении высокого напряжения трубка также является безопасной, так как аникатод и корпус заземляются, а подводка высокого напряжения к катоду производится сверху и потому не может представлять опасности для экспериментатора.

Однако описанная модель после ее испытания явилась для автора, так сказать, переходным этапом для новых концепций по конструированию разборных трубок и, главным образом, в смысле новых возможностей упрощения в устройстве рентгеновских трубок и создания еще больших экспериментальных удобств в деле использования такой трубки для компактной многокамерной рентгеновской установки.

Трубка предназначена для экспозиции любой длительности, позволяет давать нагрузку до 10 м/а при напряжении до 50 кв и вполне удовлетворяется высоким вакуумом, получаемым от одного обычного стеклянного лангмюра и при форвакуумном ротационном насосе любой системы.

Трубка весьма просто может быть приспособлена в качестве электродной, для чего необходимо иметь в верхней стеклянной соединительной части отросток со шлифом, через который подводится один изолированный провод накала, вся же обычная накальная часть навинчивается на конец катодной части вместо катодного зеркала.

В. Н. Иванов

Каменноугольный гипс на восточном склоне Южного Урала

На восточном склоне Урала месторождения гипса не пользуются распространением, и промышленности приходится базироваться на привозном сырье. До 1932 г. гипсы были известны в следующих точках:

1) в Каменском районе близ деревень Кабани и Огневой, где гипс приурочен к каменноугольным известнякам и залегает пластами мощностью до 1 м;

2) на правом берегу р. Багаряк близ слияния ее с р. Сиваркой гипс залегает небольшими пропластками в красных глинах;

3) в Полтаво-Брединском районе близ станции Бредов гипс в виде комьев залегает в третичных песчано-глинистых образованиях мощностью около 1 м; месторождение эксплуатируется, имеет небольшие запасы и в настоящее время почти выработано.

В 1932 г. совершенно случайно близ озера Мартышече в Магнитогорском районе было открыто месторождение гипса. Разведочные работы дали положительные результаты и позволили в 1934 г. заложить эксплуатационно-разведочную шахту. В настоящее время шахта имеет глубину 52 м, и гипс эксплуатируется строительством Магнитогорского комбината.

Помимо большого промышленного значения для Магнитогорска, месторождение это имеет теоретический интерес для лиц, изучающих палеозой восточного Урала, поэтому я считаю вполне своевременным познакомить с ним широкий круг читателей.

Месторождение гипса Мартышече озеро, расположено в 7 км к западу от Магнитогорска на северо-восточном берегу довольно обширного болота, носящего промкое название «Мартышече озеро». Район месторождения представляет собой слегка всхолмленную голую степь, лишенную естественных обнажений.

В 1912 г. район вошел в геологическую карту проф. А. Н. Заварицкого, составленную в масштабе $1/42\ 000$ и приложенную к монографии по горе Магнитной. По его взгляду, район представляет каменноугольную синклиналь с простиранием, близким к меридиональному, сложенную карбонатными и глинисто-песчаными образованиями.

В 1930 г. геологом В. В. Зубковским был составлен литологический профиль вкост простирания восточного крыла синклинали в 7 км севернее озера Мартышече вдоль лога Кре-

менного. Этот разрез, впоследствии детализированный геологическим бюро Магнитогорского комбината, показал, что преобладающими породами являются известняково-песчаные слегка глинистые образования, достигающие нескольких сотен метров мощности, и известняки, частично окремнелые. Подчиненную роль играют известково-глауконитовые песчаники. Как известняки, так и песчаники переслаиваются с известково-песчанистой толщей и имеют с ней согласное залегание. Общее падение пород к западу — под углом, близким к 30° . Мощные наносы и мелкая складчатость затрудняют изучение истинной тектонической картины.

В известняках, реже в известково-песчанистой толще, встречается фауна брахиопод (*Productus giganteus*, *Productus semireticulatus*, *Spirifer*).

В районе Кременного лога гипса не обнаружено, за исключением тонких прожилков селенита явно вторичного происхождения.

Гипсы месторождения Мартышече озеро связаны с вышеупомянутой известково-песчанистой свитой и тесно перемежаются с ней, образуя мощную гипсоносную толщу. Известковисто-глауконитовые песчаники играют подчиненную роль и, как показывают прилагаемые разрезы, имеют форму невывержанных, быстро выклинивающихся прослоев. Сверху гипсоносная толща прикрыта слоем четвертичных и современных отложений мощностью от 33 до 52 м, представленных известковистыми глинами с кремнистыми, реже известковистыми валунами.

Минералого-петрографическая характеристика пород следующая:

1. Песчанисто-мергелистые породы, вмещающие гипс, имеют сланцеватое сложение и тонко перлитовую структуру. Цвет серый, серо-зеленый, реже бурый или черный. Породы эти легко крошатся от усилий пальцев, имеют раковистый излом. Под микроскопом среди мутной массы можно различить мелкие (порядка 0,001 мм) зерна кварца. Интенсивно вскипают от соляной кислоты.

2. Известковисто-глауконитовые песчаники по внешнему виду представляют серые или серо-зеленые породы с ясной слоистостью под углом, близким к 30° . Структура алевритовая. Под микроскопом состоят из скатанных зерен: карбонатных пород, кварца, гипса, полевых шпатов, глауконита и гипса.

Акцессорно встречаются: магнетит, амфибол, хлорит, серицит, биотит, апатит и эпидот. Цемент карбонатный.

Гипсоносная свита, как мы ее понимаем, представляет серию песчано-мергелистых пород, насыщенных гипсом. Содержание гипса колеблется в широких пределах, доходя до 95 и даже до 98% (чистого CaSO_4 и $2\text{H}_2\text{O}$). Текстура или слоистая или брекчиевидная. В первом случае гипс переслаивается с песчано-мергелистыми прослоями, при этом толщина прослоев гипса колеблется от нескольких сантиметров до десятых долей миллиметра.

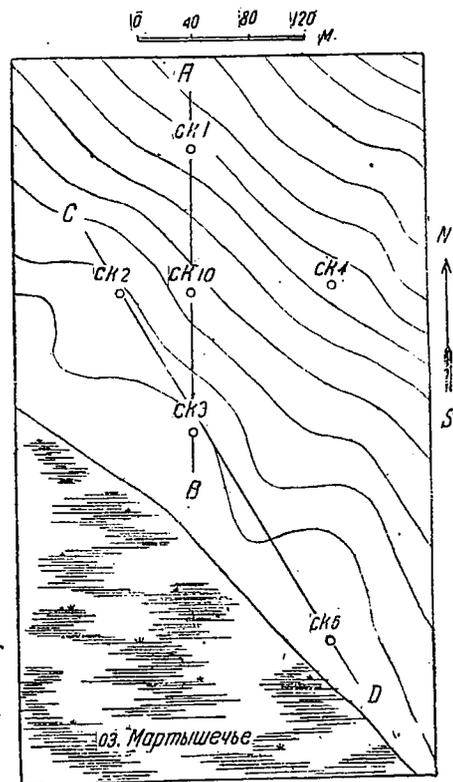
Во втором случае гипс цементирует остроугольные кусочки мергелисто-песчаных пород, образуя типичные брекчии с кусками различной величины и формы.

Собственно гипс также резко делится на две разновидности: серый кристаллический гипс и

розовый волокнистый селенит. Первый составляет основную массу месторождения и представляет серый зернистый агрегат с неровным или занозистым изломом. Кристаллики гипса ориентированы в различных направлениях и имеют стеклянный или жирный блеск. Под микроскопом гипс прозрачен, иногда имеет светлозеленый цвет. Весь гипс перекристаллизован и дает типичные картины кристаллобластических структур. Наиболее распространена гетеробластическая структура с величиной зерен гипса от сотых долей миллиметра до нескольких миллиметров. При этом отдельные индивидуумы гипса прорастают друг друга или более крупные зерна захватывают более мелкие.

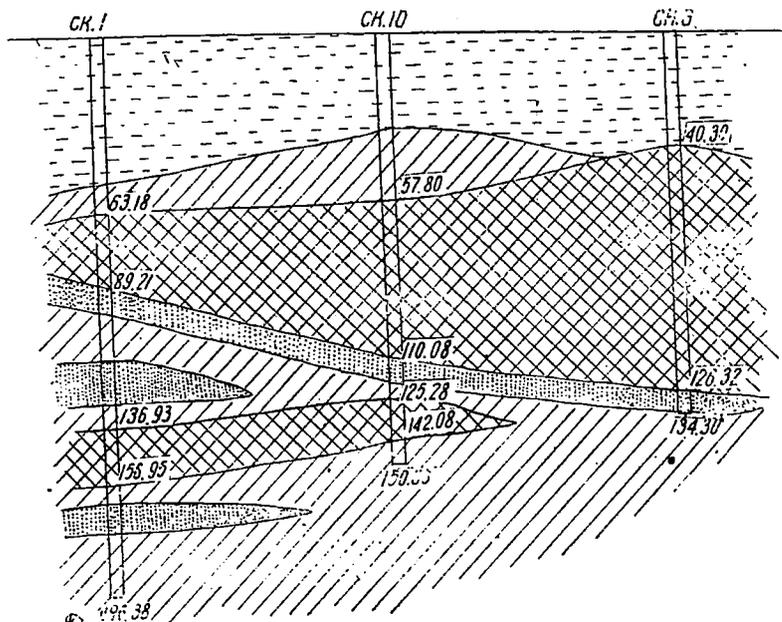
Всегда наблюдается разорванность кристаллов с трещинами, выполненными кристаллами гипса иной оптической ориентировки. Из посторонних примесей встречаются кварц или в форме остроугольных мелких зернышек или в виде лучистых радиальных сростков и карбонат в форме мелких овальных зернышек.

В брекчиевидных текстурах под микроскопом ясно видны различной величины обломки песчанисто-мергелистых пород, цементированные гипсом; при этом индивидуумы гипса захватывают посторонние кусочки, не теряя своей оптической ориентировки, создавая структуру типа Фонтенебло. Нередко наблюдается корродирующая цементация с изъеденными остатками карбонатно-мергелистых кусочков.



Сечение рельефа через 1 м.

Рис. 1. План расположения скважин



Фиг. 2. Мартышече озеро.
Разрез по АБ

Розовый гипс, или селенит, имеет волокнистое сложение и выполняет трещины, секущие как серый гипс, так и мергелистые породы. По отношению к основной массе кристаллического гипса он, несомненно, более позднего происхождения.

Гипсоносная свита имеет неправильную линзообразную форму (на площади разведки) и значительное площадное распространение (см. план и профиль, рис. 1, 2 и 3). Во всей своей массе месторождение осталось неоконтурным, так как все скважины обнаружили гипс. Мощность гипсоносной свиты колеблется от 26,14 м (скважина № 1) до 99,09 м (скважина № 4). Средняя мощность по разведанному участку, выключая пустые прослои, принята в 46,4 м. С химической точки зрения гипсоносная свита не выдержана, и содержание SO_3 колеблется в широких пределах. Данные пометрового опробования и пересчет результатов анализов на чистый гипс дают содержание последнего от 0,5 до 99,2%. На основании 113 анализов среднее содержание чистого гипса установлено в 63%.

Участки гипсоносной свиты с содержанием гипса выше 80% достигают 12 м мощности. Для иллюстрации химической характеристики приведем несколько наиболее характерных анализов из скважины № 3 (табл. 1).

Помимо разведочных скважин, о литологической пестроте гипсоносной свиты и ее залегании можно судить по данным разведочно-эксплуатационной шахты № 1, пройденной в 1934 г. управлением Соцгорода. В забоях видны перемятость и неоднородность пород, сопровождающиеся интенсивной мелкой складчатостью с разрывами и трещинами дробления, выполненными розовым селенитом.

Ниже 125 м была констатирована вторая гипсовая свита мощностью в 18 м, в среднем содержащая гипс в 68%. Однако из-за глубины залегания она в подсчет запасов не вошла, так как не была принята во внимание скважина № 6, заложённая на южном берегу озера Мартышече в 1008 м к югу от разведываемого участка и давшая гипсоносную свиту мощностью в 36,6 м в аналогичных геологических условиях. Запасы чистого гипса в пределах контура скважин северо-восточного берега озера Мартышече утверждены: по категории В=2216 тыс. т; из них на участки гипсоносной свиты, содержащей гипса более 80%, падает чистого гипса 759 тыс. т. Запасы категории С=2 млн. т. Всего В+С=4216 тыс. т чистого гипса.

Сопоставляя все вышеизложенное, мы можем констатировать, что по своему возрасту гипсы Мартышече озеро относятся к нижнему кар-

Таблица 1

Глубина взятия в м		SO_4	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Нерастворимый остаток
от	до							
48,45	51,63	44,52	—	0,05	0,39	34,13	0,22	1,70
64,08	65,50	55,01	—	0,08	0,13	30,90	0,14	1,98
68,06	70,76	55,76	—	0,01	0,25	31,40	Her	—
82,64	84,13	32,36	18,42	0,08	2,16	22,16	4,67	—
113,41	114,11	39,28	—	1,13	1,13	26,80	1,08	15,70

бону и образовались в лагунно-континентальных условиях. При этом пестрота и невыдержанность гипсовых прослоев с песчано-мергелистыми породами говорят о быстрой смене физико-химических условий при их образовании. В дальнейшем при процессах горообразования первоначальное пластовое месторождение сернокислых солей претерпело глубокое изменение. Гипс был нацело перекристаллизован, смят и частично выдавлен в наиболее

ослабленные и раздробленные тектонически участки, приняв линзообразные формы.

Волокнистый селенит, несомненно, относится к наиболее поздним образованиям и является продуктом переотложения сернокислых солей циркулирующими водами.

Технологические испытания гипса Мартышечьего озера производились как в Свердловске, так и в Магнитогорске.

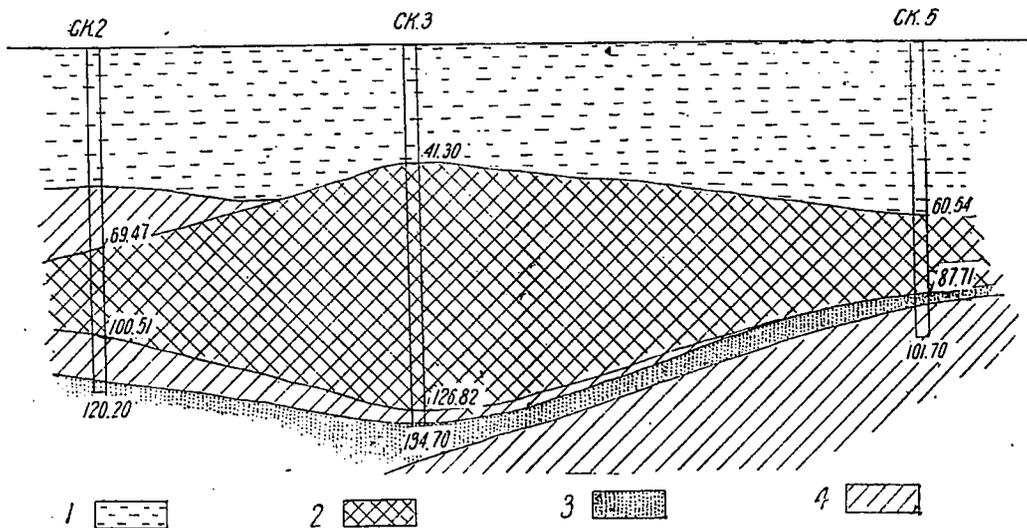
Результаты их сведены в табл. 2.

Таблица 2*

№ проб	Влага гигроскоп. при 60°	Потери при прокал.	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	CaSO ₄ ·2H ₂ O
1	0,18	20,20	0,50	0,37	0,30	32,79	0,30	45,07	96,90
2	0,30	19,55	1,96	0,84	0,30	32,20	0,36	45,20	97,20
3	0,39	17,12	5,16	1,27	0,30	32,08	1,35	38,69	83,20
4	0,37	19,25	1,91	1,03	0,30	32,08	0,90	45,07	97,10
5	0,54	15,74	8,67	1,78	1,08	29,37	3,62	32,94	70,82

№ проб	Тонкость помола, остаток на сите		Объемн. вес в г	Уд. вес	Норм. густота теста в %	Время текучести в мин.	Сроки схватыван. в мин.		Разрыв в кг/см ²		Цвет готовых восьмерок
	64 отверстия на 1 см ²	900 отверстий на 1 см ²					начало	конец	через 1 сутки	через 7 сут.	
1	Нет	24,6	805	2,45	67,6	3	5	7	14,3	28,0	Белый
2	»	49,64	798	2,54	68,6	3,5	11	15	13,5	26,2	»
3	»	19,44	806	2,42	66,8	4	7	11	9,0	18,7	Серый
4	»	18,00	814	2,46	66,9	4	6	9	14,1	26,5	Белый
5	»	15,40	768	2,44	69,1	4	7	9	7,3	17,4	Темносерый

* По данным Свердловской лаборатории стройматериалов.



Фиг. 3. Мартышечье озеро. Разрез по CD: 1 — послетретичные образования, 2 — гипсоносная толща, 3 — известково-глауконитовый песчаник, 4 — песчано-мергелистая толща

Обжиг проб производился в течение 2 час. при температуре 170°.

В табл. 3 показаны результаты технологических испытаний валовых проб из шахты № 1 с глубины 46 м.

Из вышеизложенного видно, что гипс месторождения Мартышече озеро является важным промышленным объектом и может полностью удовлетворить не только потребность в алебастре грандиозного строительства Магнито-

Таблица 3*

Цвет	Объемн. вес	Уд. вес	Тонкость помола, остаток на сите		Время текучести	Сроки схватывания в мин.		Разрыв в кг/см ²	
			64 отверстия на 1 см ²	900 отверстий на 1 см ²		начало	конец	через 1 сутки	через 7 суток
Белый	719	2,65	0,5	18,2	2,05	2,8	4,1	8,2	18,5
Серый	723	2,68	1,0	20,1	3,45	5,7	13,4	9,30	18,1
Желтый	795	2,35	1,0	17,0	4,0	4,5	7,4	10,85	—

* По данным лаборатории Магнитогорска.

Как явствует из таблиц, гипс данного месторождения, несмотря на химическую неоднородность, прекрасно выдерживает требования ОСТ 2645 и является вполне пригодным материалом для производства алебастра.

горского металлургического комбината со всеми его подсобными предприятиями, но вывозиться в ближайшие промышленные районы.

Необходимо в самое ближайшее время вернуть его эксплуатацию в широких масштабах.

А. Г. Бетехтин и И. И. Никшич

Халиловский и Хабаровинский хромитоносные районы

Группа Халиловских хромитовых месторождений располагается в районе ж.-д. станции Халилово.

В орографическом отношении этот район представляет собой мелкосопочник, сложенный, главным образом, породами габбро-перидотитового массива.

В развитии горной промышленности в Халиловском районе сыграло большую роль проведение железнодорожной магистрали, соединившей Оренбург через Орск с Уральской горнозаводской ж. д. Месторождения хромитового железняка систематически стали разрабатываться с 1924 г. Детальными поисковыми работами в этом районе за все время открыто около 125 месторождений.

Вначале годичная добыча хромовых руд составляла 1,5—3 тыс. т, к 1932 г. она возросла до 7 625 т. В 1933 г. было добыто уже значительно меньше—3 200 т. На 1934 г. после усиленных разведочных работ задание на добычу увеличено до 6 000 т.

Халиловский массив сложен преимущественно перидотитами типа гарцбургитов. В большом количестве встречаются дуниты и породы габбро-диоритового состава. Как дунит, так и перидотит в значительной мере озмеянированы, но не настолько сильно, чтобы нельзя было распознать их первоначальной природы.

Дунитовые участки имеют большую частью жильобразную форму с проспиранием, в общем близким к меридиональному. Контакты дунитов с перидотитами часто осложнены и потому не дают пока возможности установить их точных возрастных соотношений. Повидимому, момент формирования дунита все же приурочен к несколько более поздним стадиям застывания перидотитового массива.

Как показало детальное геологическое изучение, месторождения хромитовых железняков преимущественно связаны с выходами дунитовых участков. Лишь местами удавалось встретить небольшие жильобразные тела непосредственно среди перидотита. Однако и в этих случаях рудные тела по проспиранию иногда переходили в дунитовые участки с теми же элементами залегания, что и у рудных тел.

Формы рудных тел довольно разнообразны. Довольно часто встречаются линзообразные или жильобразные тела, вытянутые в направлении, близком к меридиональному, т. е. в соответствии с общей вытянутостью дунитовых участков. В них часто наблюдаются раздувы, которые, повторяясь, придают рудному телу четкообразный характер. Можно также наблюдать тип гнездообразных скоплений хромитового железняка, часто с очень неправильными очертаниями. Реже встречаются столбообраз-

ные тела с различным поперечным сечением. Иногда наблюдается ряд параллельно расположенных рудных тел.

Размеры рудных тел в основном невелики. Мощность жильобразных тел колеблется от нескольких сантиметров до 3 м; протяжение их в длину чаще 10—30 м, реже до 100 м и больше. На глубину они прослежены обычно до 10—20 м, в некоторых случаях до 60—90 м. Падение рудных тел большей частью наблюдается в восточную сторону под углами 60—90°. Части склоны обычно в северном направлении.

Наиболее крупные рудные тела № 41 и 59 представляют собой комплекс более мелких тел, соединенных между собой так называемыми проводниками. По простиранию прослежены на 200—300 м и по падению свыше 90 м. Рудное тело, разработавшееся карьерами № 65 и 66, вероятно, также тянется на глубину свыше 66, вероятно также тянется на глубину свыше 20—25 м).

В качественном отношении халиловские руды отличаются высоким содержанием Cr_2O_3 — до 45% и выше. Иногда содержание Cr_2O_3 доходит до 55 и даже 60%. Руды имеют большей частью массивную текстуру и бывают плотными или рыхлыми, рассыпающимися в порошок; вкрапленные руды редки. В месторождении № 90 руда представлена гороховидным скоплением хромшпинелидов. Пересчет имеющихся химических анализов руд показывает, что рудные минералы представлены следующими минеральными видами — хромшпинелидами: магнохромит $(Mg, Fe)Cr_2O_4$, пикрохромит $MgCr_2O_4$ и хромпикотит $Mg(Al, Fe)Cr_2O_4$. Они содержат MgO обычно до 15—18%, Al_2O_3 от десятых долей до 10% (в пикрохромите и магнохромите) и до 20% в хромпикотите. Содержание Fe, определенное при анализах в виде окиси, более или менее постоянное (12—15%).

Приводим в табл. 1 результаты анализов бороздовых проб, взятых из подземных выработок и по скважинам.

Как видим из табл. 1, наши руды характеризуются повышенным содержанием кальция,

входящего в состав карбонатов, а также хромдиоксида, который иногда в рудах встречается в заметном количестве. Обращает внимание также повышенное содержание NiO в месторождениях № 41, 59 и 28. Повидимому, никель связан с сульфидами, также иногда наблюдающимися среди руд.

Кроме перечисленных в таблицах химических определений, для части проб были сделаны также испытания на следующие элементы: Au, Pt, V и Co. В большинстве случаев результаты получились либо отрицательные либо содержание этих элементов выражалось в совершенно ничтожных количествах.

В разведочных работах в Халиловском районе за последние годы наибольший удельный вес приобрело колонковое бурение. Казалось бы, что разведывать бурением рудные тела незначительных размеров является дорогим и несколько рискованным делом. Однако к этому привела необходимость. К 1932 г. все видимые и разведанные с поверхности запасы руд почти иссякли совершенно. Опыты применения геофизических методов поисков новых рудных тел с помощью микромагнитометрии и гравиметрии не дали сколько-нибудь существенных результатов. С другой стороны, район Халиловских месторождений, как мы видели, характеризуется высокосортными рудами, имеющими большой спрос на международном рынке. Это обстоятельство заставило перейти на более дорогие методы разведок.

Систематическое разбуривание рудных тел, поставленное геологом К. К. Станкевичем, показало, что наиболее целесообразным, как это и следовало ожидать, является применение буровой разведки к линзообразным и жильобразным телам, хотя бы и выработанным до глубины выклинивания рудного тела. С меньшим эффектом получают результаты при разбуривании столбообразных тел, и почти не поддаются разведке рудные тела, состоящие из совокупности гнездообразных тел.

Наиболее удачным оказался метод разведки веером скважин из отдельных точек со сторо-

Таблица 1

№ карьера	Место взятия пробы	Cr_2O_3 %	Пот. при прокат. %	SiO_2 %	MgO %	FeO %	Al_2O_3 %	SO_3 %	P_2O_5 %	CaO %	NiO %	MnO %	Уд. вес
41	Южн. штр. I гориз.	43,2	2,6	6,96	21,02	18,4	1,47	1,0	Сл.	2,7	4,0	Нет	3,96
	» » II »	41,3	2,0	5,6	16,2	23,4	7,2	0,95	»	1,29	1,8	1,2	3,31
	» » III »	42,7	0,6	3,0	8,0	20,9	20,4	0,41	Нет	1,29	2,7	Сл.	3,63
	Сев. шахта III гориз.	53,0	0,6	4,2	2,8	26,7	12,5	0,95	»	1,1	2,7	Нет	4,12
	Южн. шахта IV »	50,7	0,2	8,2	6,6	12,6	10,2	1,1	Сл.	1,1	2,3	»	4,12
59	Сев. шахта V »	54,3	0,2	5,84	4,8	23,3	7,0	0,89	Нет	0,56	1,3	0,19	4,03
	Сев. № 14, глуб. 30 м	47,4	1,0	6,9	15,5	22,05	3,1	0,6	Сл.	0,8	2,6	Нет	—
60	С.-в. борг	42,0	4,1	0,6	10,3	19,6	0,3	1,05	»	1,29	Сл.	»	—
15	Сев. шахта и штр.	45,6	4,1	6,0	15,2	18,4	3,1	1,05	»	1,5	2,8	»	—
30	Скважина № 1	51,25	—	6,1	11,26	—	8,64	—	Нет	8,56	Следы	—	3,85
	» № 5	51,41	—	3,9	16,66	—	10,68	—	»	5,9	»	—	3,95
	» № 7	51,08	—	17,4(?)	12,43	—	5,96	—	»	5,86	»	—	4,25
	» № 5	28,27	—	11,56	19,0	—	6,8	—	—	21,72(?)	»	—	3,65
28	» № 6	37,44	—	17,1	23,41	—	3,08	—	—	6,26	»	—	—

ны вноячего бока рудных тел. Расстояние между профилями скважин, а также между точками подсекания рудного тела выбиралось в пределах от 5 до 20 м в зависимости от размеров тела и его поперечных сечений, перпендикулярных к линии оклонения. Совершенно ясно, что для этих целей чрезвычайно важно знать условия залегания рудного тела в выработанных карьерах. Таким путем было доказано, что рудные тела после выклинивания или сужения нередко с глубиной образуют вновь раздувы.

Стоимость пог. метра бурения сравнительно невысока. При станко-месяце, равном 120 м, она выражается цифрой около 54—55 руб. В периоды максимального развития буровых работ стоимость бурения снижалась даже до 35—40 руб. за пог. метр. Выход зерна по озмеевкованным породам составляет 75%, а по плотным хромитовым рудам—60%, снижаясь до нуля при проходке рыхлых руд.

Общая стоимость 1 т разведанной руды по категории В + С в 1934 г. составляла около 22—23 руб. Стоимость добычи 1 т руды по данным Халиловского рудоуправления равна 144 руб. Следовательно, разведанные запасы на 1 т руды составляли 15—16% стоимости добычи.

К этому следует заметить, что далеко не во всех разбуривавшихся пунктах Халиловского района на глубине была встречена руда. По данным 1933 и 1934 гг. из всех разбуривавшихся наиболее благонадежных точек района примерно 50% дало положительные результаты в отношении наличия сколько-нибудь существенных запасов руд.

С целью иллюстрации приведем результаты

разведочных работ за 1933 и 1934 гг. в виде табл. 2.

Как показывает табл. 2, из 16 разбуренных карьеров только три дали более значительные запасы. В пяти точках оказались запасы в пределах от 300 до 900 т. Остальные восемь промышленного интереса не представляют как по количеству запасов тел, так и по условиям залегания руды.

На 1935 г., кроме буровых работ и проходки разведочных неглубоких дудок, запроектированы подземные разведочные выработки общим метражем 600 пог. м на месторождениях высококачественных руд № 41—59, разрабатываемых уже около 10 лет, но совершенно не имеющим разведанных запасов. Как уже указывалась, это месторождение представляет собой комплекс небольших линзообразных тел более или менее строго вытянутых по простиранию на 200—300 м и на глубину до 90 м. Исходя из морфологических особенностей этого месторождения, необходимо при разведке его сочетать буровые работы с подземными разведочными выработками, так как одни буровые работы не могут дать достаточных данных для подсчета запасов руд.

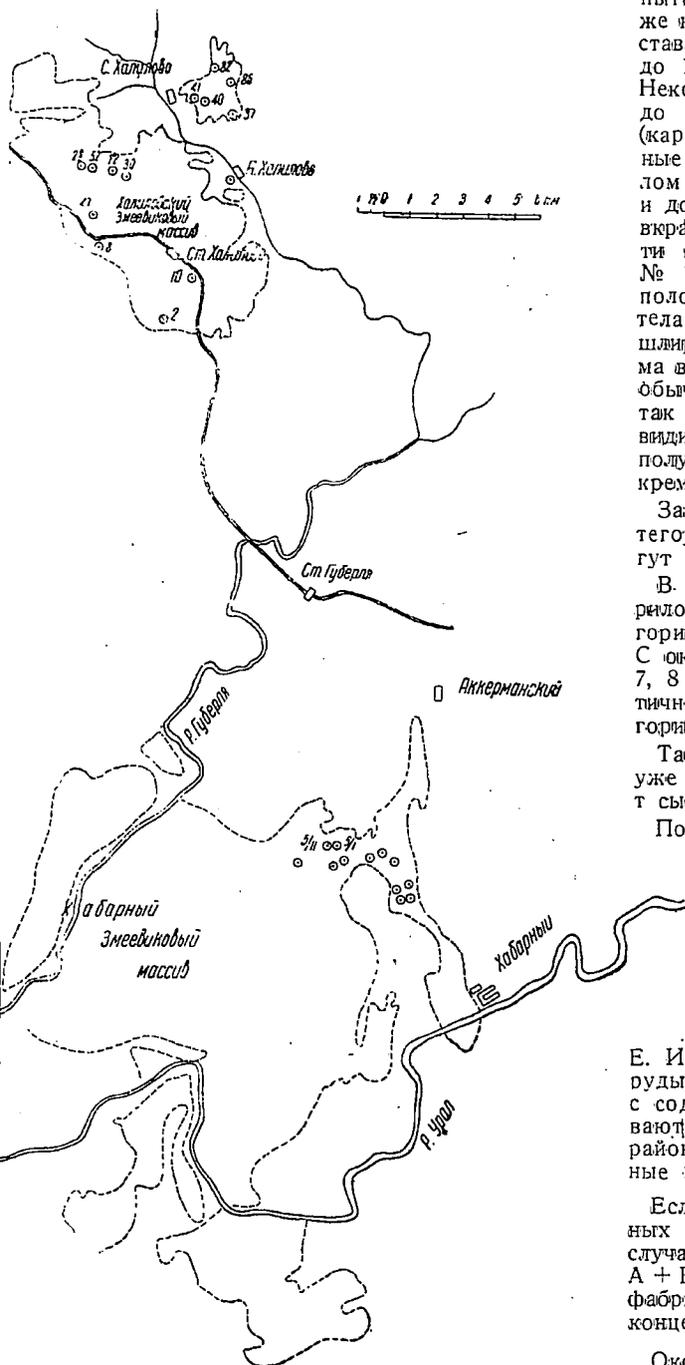
В программу будущего года включаются также поисковые работы в соседних южных перидотитовых районах: Верхне-Зауральском и Сухореченско-Коноплянском, где уже давно известны рудоносные точки.

На Хабаровинский район ввиду особого значения его вскрытых руд приходится обратить в настоящее время внимание. Хабаровинский район расположен в 30 км на юго-восток от ст. Халилово. Поверхность района пред-

Таблица 2

Данные подсчета запасов хромитовых руд, разведанных в 1933—1934 гг. в Халиловском районе

Название месторождения	Cr ₂ O ₃ 40% и больше		Cr ₂ O ₃ меньше 40%		Примечание
	средн. % Cr ₂ O ₃	кат. А + В в т	средн. % Cr ₂ O ₃	кат. В + С в т	
На 1/I 1934 г.					
Кар. № 30	49,57	5 233,8	—	—	Утв. РКЗ
На 1/I 1934 г.					
Кар. № 28	Больше 40%	—	35,8	Кат. В 2 627,4 С—2 384	Утв. РКЗ
На 6/VIII 1934 г.					
Кар. № 22	—	700	—	—	Ориентировочн. предварительный подсчет
» № 37	—	150	—	—	
» № 40	—	200	—	—	
» № 47	—	250	—	—	
» № 52	—	30	—	—	
» № 82	—	40	—	—	
» № 86	—	350	—	—	
» № 8	—	400	—	—	
» № 10	—	300	—	—	
» № 2	—	900	—	—	
» № 6	—	10 000	—	—	
Кар. № 88 89 и 23	Руды встречено не было				—
Итого		18 553,8		5 011,4	



План Халиловского и Хабаровинского хромитовых месторождений

ставляет мелкозопочник, сложенный, главным образом, породами габбро-перидотитовой формации (дуниты, пироксениты, перидотиты, габбро, габбро-диабазы, диориты), а также метаморфическими сланцами. В отличие от Халиловского района, здесь мы встречаем выходы дунитов значительно больших размеров и совершенно иной конфигурации. Здесь они

имеют скорее штокообразный характер. Любопытно, что рудные тела здесь приурочены также к дунитовым выходам и, как правило, представлены вкрапленными рудами. Здесь имеется до 10 более или менее крупных рудных тел. Некоторые из них по простиранию тянутся до 120 м (карьер № 5/1) и даже до 25 м (карьер № 5/11) при мощности до 2—10 м. Рудные тела обычно полого падают на юг под углом от нескольких градусов до 30°, а иногда и до 45°. Руды большей частью представлены вкрапленным мелкозернистым хромитом; и почти во всех из них, за исключением карьеров № 1 и 2, наблюдается хорошо выраженная полосчатая текстура. Таким образом рудные тела производят впечатление струеобразных шпиров среди дунита. Содержание окиси хрома в рудах по данным опробования колеблется обычно от 20 до 35%, иногда до 41—42% в так называемой хромсаже, т. е. в рыхлом, по-видимому, частично обогащенном продукте, получаемом при бурении скважин. Содержание кремнезема в них колеблется от 6,76 до 26,11%.

Запасы руд по месторождению № 5/1 по категории $A_1 + A_2 + B$ к настоящему времени могут быть выражены цифрой около 90 тыс. т.

В 1931 г. по месторождению № 5/11 т. Гавриловым было разведано дудками по категории $A + B$ около 65 тыс. т и по категории C около 40 тыс. т. В месторождениях № 2, 6, 7, 8 и 10, часть которых разведана лишь частично, ориентировочно можно считать по категории $A + B$ около 80—90 тыс. т.

Таким образом в настоящее время имеется уже разведанных запасов около 280—290 тыс. т сырой руды.

По сообщению главного инженера Волжского треста Геопроизводства К. В. Полякова, в 1930 г. Институтом прикладной минералогии были произведены опыты по обогащению руд с содержанием Cr_2O_3 20—35%, главным образом, с месторождений № 1 и 2, давшие вполне удовлетворительные результаты с выходом концентрата с содержанием 50% Cr_2O_3 .

По сообщению гл. инж. рудоуправления Е. И. Гук, примитивная промывка дробленой руды с месторождения № 5/1 дает концентрат с содержанием Cr_2O_3 49%. Эти факты показывают, что вкрапленные руды Хабаровинского района могут дать при обогащении высококачественные концентраты.

Если даже считать, что выходы высококачественных концентратов составят 25%, то и в этом случае уже имеющиеся запасы по категориям $A + B$ руды смогут обеспечить обоганительную фабрику с рассчитанной производительностью концентрата в 5 тыс. т в год на 12 лет.

Около поселка Хабарового в 1930/31 г. было построено здание обоганительной фабрики и жилые дома. Все дело затем было приостановлено по неизвестным пока причинам. В настоящее время наша страна испытывает напряженное положение в отношении запасов высококачественных хромитовых руд, и поэтому вполне целесообразно поднять снова вопрос относительно скорейшего дооборудования обоганительной фабрики в районе с. Хабарового и использования больших запасов обогащенных хабаровинских руд.

Рефераты и библиография

Минерально-сырьевая база Кузнецкого металлургического комбината им. И. В. Сталина. Сборник статей под ред. В. А. Ветрова, проф. М. А. Усова, А. А. Васильева и И. М. Мясикова, издание Западносибирского геолого-разведочного треста и Кузнецкого металлургического комбината, Томск, 1933, стр. 266+2 вкл. карты, цена 12 руб.

Развитие промышленности Кузнецкого бассейна, интенсивно начатое после решения XVI съезда партии, преобладает огромных количеств минерального сырья. Только один первый Кузнецкий металлургический завод требует в год:

Железной руды (48%)	2 700 000 т
Каменного угля	2 700 000 »
Известняка	560 000 »
Марганцевой руды (20—25%)	170 000 »
Огнеупорной глины	60 000 »
Доломита	75 000 »
Кварцита	30 000 »
Формовочного песка и пр.	40 000 »

Однако этим гигантским цифрам совершенно не соответствует подготовленность собственной минерально-сырьевой базы. По целому ряду объектов (например железная руда, марганцевая руда, магнезит) ориентировались исключительно на доставку их с Урала и юга СССР (марганцевая руда). Еще недавно считалось правильным мнение некоторых крупных геологов, что недра Кузбасса не могут быть базой этих объектов. Встретившиеся трудности, связанные с доставкой сырья в первые же дни эксплуатации завода, поставили резко вопрос о необходимости постановки тщательных геолого-разведочных работ с целью проверки указанного выше мнения. Настоящий сборник является попыткой дать краткий обзор достигнутых результатов. В статьях Васильева, Усова, Батова, Асанова, Киселева, Свиридова, Тунина, Пожарицкого, Дербикова, Зенкова, Вертеля, Кавешникова, Зелинга дается краткое описание предварительных данных по разведкам следующих железорудных месторождений: Коргонское, Белоречское (Алтай), Малый Юрман, Орлиное (Салаир), Тельбес, Темир-тау, Одра-Бела, Большая Гора, «Пионер», Сухаринка, Артыш-Тат, Медвежье, Малое Медвежье, Амфитеатр, Бесунец, Группа Верхнего Каза, Тайгажир, Ташельгинокая, Усинская Кондомская, Тейская группа (Кузнецкий Алтай), Абаканское (Зап. Саян), Ирба Изных, Сыдинское и Мульчинское (Вост. Саян). Данные разведок по этим районам указывают, что метал-

лургический Кузбасс имеет все предпосылки к созданию собственной железорудной базы. Если на 1/1 1931 г. мы имели общие запасы железных руд А+В+С=91 744 тыс. т, то на 1/1 1933 г.—434 662 тыс. т; из них приходится 2,5% на Алтай, 0,2%—Салаир, 60,5%—Кузнецкий Алтай, 17,7%—Зап. Саян, 19,1%—Вост. Саян. К сожалению, этот огромный количественный рост не имеет достаточной качественной характеристики. Мало химико-аналитического материала. В статье Комарова дано весьма интересное сообщение о Патынском месторождении титаномагнетита. Намечается перспектива развития собственного производства титановых и ванадиевых ферросплавов и других продуктов, необходимых как для металлургии, так и для химической и строительной промышленности Сибири. К сожалению, поиски марганца остаются еще пока неразрешенной проблемой.

В статье Писцова приводятся основные данные по разведкам на спройматериалы, огнеупоры и флюсы. Вопрос с доломитами недостаточно выяснен и требует еще больших изысканий.

В статьях Высоцкого, Некипелова, Звонарева дан очерк каменноугольной базы.

Сборник в целом представляет ценный справочник о минерально-сырьевой базе Кузнецкого бассейна. Из недостатков сборника надо отметить ряд неточностей, допущенных И. А. Фомичевым в его статье «Потребности кузнецких металлургических заводов в минеральном сырье». Так например, давая металлургическую характеристику каменного угля, он сообщает, что в форму подается нагретое дутье 600—700°, в то время как известно, что современные доменные печи употребляют дутье не ниже 800°. Давая металлургическую оценку кокса, он совершенно не упомянул о горючести как о значительном факторе для доменного процесса. Объясняя восстановление железа, пишет, что «реакция восстановления начинается при 400°, а оканчивается при 685°». Откуда такая точность и к каким рудам она относится—неизвестно. Давая объяснение доломита, пишет, что «доломит состоит почти исключительно из окиси кальция и магния и летучей углекислоты». Формулировка не соответствует общепринятому понятию о структуре доломита. Характеризуя металлургическое качество известняка, пишет, что «он должен иметь возможно больше окиси кальция (50—55%) и углекислоты». Все эти перечисленные недочеты и ряд других все же не снижают общей ценности сборника.

И. Шманенков

Проф. И. А. Соколов, Сырые материалы доменной плавки, ч. 1, Руды, Металлургиядздат, 1934, стр. 196, цена 2 р. 50 к.

Книга рекомендует Главным управлением учебных заведений НКТП СССР, в качестве учебника для металлургических вузов. В ней изложены общие понятия о генезисе железных руд, их классификации и даны краткие сведения о месторождениях железных руд в СССР и за границей. Весьма подробно изложена металлургическая характеристика руд, главным образом с точки зрения восстановимости. Почти половина книги отведена вопросам подготовки руд к плавке, где изложены окислование, брикетирование, агломерация, юбониг руд и основы механического обогащения. В конце книги приложена большая таблица химического состава руд различных месторождений. Основное достоинство книги заключается в том, что в ней наиболее полно затронуты такие актуальные вопросы металлургии, как оценка железных руд с точки зрения восстановимости и подготовки их к плавке в связи с минералогическими и физическими качествами. Правда, приемлемый автором метод определения восстановимости не является идеальным и общепринятым, но тем не менее он дает сравнительную характеристику большого количества наших руд на основе многолетних работ автора (книги с 1909 г.).

Однако наряду с этими достоинствами книги имеется ряд недостатков, из которых следует отметить следующие:

- 1) слишком схематично даны сведения о генезисе и классификации руд;
- 2) недостаточно выделено освещен вопрос о комплексных железных рудах, что нужно было сделать вследствие огромной их важности в народном хозяйстве и особенно интереса для металлургов в связи с их использованием;
- 3) мало освещен вопрос о суррогатах руд, например о пиритных огарках почти совершенно ничего не сказано, в то время как они будут играть огромную роль в металлургии ряда районов СССР.

Кроме того, в книге имеется ряд неточностей. Например при характеристике железных руд указывается, что железный колчедан FeS_2 не может считаться железной рудой, так как процесс получения железа из такого соединения при современных условиях сложен и невыгоден. Так ли? Наоборот, при комплексном использовании колчедана (получение H_2SO_4 , извлечение меди из огарков и выплавка чугуна из огарков) получаются самые благоприятные экономические показатели во всех отношениях, что подтверждается успешной практикой за границей. Только у нас проблема использования пиритных огарков продвигается весьма медленно, и казалось бы, книга должна была бы в связи с этим пробудить специальный интерес у тех, кого она будет воспитывать, — будущих инженеров металлургии. Как-раз в настоящее время пускается в ход первая в СССР большая специальная аглофабрика в Дошатом для пиритных огарков, делается первый серьезный шаг в решении проблемы огарков, и в будущем металлургам придется иметь дело с пиритными огарками как рудой.

В книге имеется много опечаток, причем в начале приложен список замеченных опечаток. К сожалению, и в этом списке имеется досадная

ошибка: Fe_2O_3 исправлено на существующее соединение Fe_2O_4 .

Инж. И. В. Шманенков

Поведение щелочей в доменной печи
W. Mc Sompachie. Реакция в доменной печи. Journal of the Steel Industry (London), VII, 1934 г., стр. 383—85.

В реферируемой статье разбирается вопрос механизма восстановительных реакций в доменной печи. Среди других различных восстановителей автором придается большое значение цианидам. В связи с этим автор подробно освещает вопрос поведения щелочей в доменной печи. Считая этот вопрос весьма интересным, имеющим значение для разрабатываемой Институтом минерального сырья проблемы применения щелочесодержащих пород как флюсов в металлургии, приводим ниже реферат части статьи, касающейся вопроса о щелочах.

По данным различных исследователей, между уровнем шлака и фурмами образуется большое количество цианистых соединений, являющихся сильным восстановителем. Находясь в газообразном состоянии, цианиды щелочных металлов действуют сильно восстановительным образом на окислы железа; при этом условия восстановления благоприятнее, нежели при восстановлении твердым углеродом. Автор предлагает следующую теорию процессов образования цианидов и поведения щелочей в доменной печи. Как известно, практически все соли щелочных металлов (кроме силикатов) летучи при температуре распара. Подымаясь вверх, пары щелочных солей встречают на своем пути кремнезем шихты и образуют с ним легкоплавкие силикаты. Последние, опережая шихту, попадают в находящийся в горне шлак. Попадая в шлак, щелочные силикаты разлагаются известью; при этом выделяются свободные щелочи в парообразном состоянии. Часть щелочей восстанавливается при контакте с углеродом до металлического состояния. Тяжелые пары щелочных металлов частично образуют с горновым газом в присутствии твердого углерода цианиды. Другая же часть, встречаясь с окислами железа, непосредственно их восстанавливает; при этом образующиеся щелочи опять восстанавливаются твердым углеродом с образованием металлических паров. Так же действуют и цианиды. Таким образом щелочные металлы в горне играют роль посредника между восстановителем твердым углеродом и нелетучими окислами. Будучи в газообразном состоянии, они ускоряют процесс восстановления.

Большая часть цианидов проходит между фурмами и восстанавливает окислы вне горна, разлагаясь с образованием щелочей. Последние в газообразном или парообразном состоянии соединяются с кремнеземом шихты и опять попадают в шлак. В шлаке снова происходит выделение щелочей, вытесняемых из силикатов известью. Таким образом щелочи непрерывно циркулируют в печи, совершая в процессе своей циркуляции полезную работу восстановления. Щелочи при высоких температурах разлагают все силикаты, кроме силикатов извести; поэтому поднимающиеся пары щелочей, получившихся вследствие разложения силикатов калия и натрия в горне или в результате окисления цианидов окислами железа, разлагают на своем пути также встречающиеся силикаты железа,

образуя силикаты щелочей и выделяя свободную закись железа, которая легко может быть восстановлена. Как известно, силикаты железа весьма трудно восстанавлимы и успешное их восстановление в твердом состоянии окиси углерода весьма затруднено. Щелочи же оказывают в данном случае весьма полезное действие, делая восстановление силикатов железа вполне возможным до расплавления. Образующиеся в результате разложения силикатов железа силикаты натрия и калия опять стекают в горн, где частично разлагаются известью, находящейся обычно на поверхности шлака в избытке, и снова в виде паров поднимаются вверх, образуя цианиды, восстанавливающие окислы железа, и разлагая силикаты железа. Однако часть щелочей всегда растворяется в шлаке и при выпуске уходит из печи. Естественно, что эта часть тем больше, чем больше кислотность шлака. Автор считает, что для нормальной работы печи необходимо, чтобы было накоплено и циркулировало определенное количество щелочей. Если в течение некоторого времени держать кислотный шлак, то можно выпустить из печи все накопившиеся щелочи, и нормальное положение установится только тогда, когда при переходе на более основной шлак опять накопится требуемое количество щелочей. Автор утверждает, что во многих случаях может быть получен хороший по сере чугун при работе на значительно менее основных шлаках, чем это практикуется. Работа же на более основных шлаках, чем это требуется для обессеривания, кажется совершенно нерациональной, так как влечет за собой излишний расход флюса, увеличение количества шлака и пр. Учитывая же указанную роль извести в циркуляции щелочей, становится понятным, почему практики предпочитают более основные шлаки и получают на них лучшие результаты.

Л. В. Зверев

Минеральные ресурсы Урала, Уральская плановая комиссия, Свердловск, ОГИЗ, Уральское издательство, 1934, 640 стр., 11 р. 75 к., пер. 1 р. 25 к., 2 000 экз.

Книга представляет исключительный интерес как краткая сводка результатов большой научно-исследовательской работы, проведенной рядом научно-исследовательских учреждений и специалистов в последние годы на территории Урала и совершенно изменивших наше представление об Урале и его полезных ископаемых.

Книга охватывает по существу все виды минеральных ресурсов Урала.

В первом разделе охвачены вопросы, связанные с металлами Урала.

Особенно много места уделено вопросу железных руд; имеется сводная статья по железным рудам Урала вообще, сводка по их запасам, характеристика минералогического и химического состава, перспектива их использования в различных частях Урала. В таблицах даны детальные сведения о запасах различных категорий руд в миллионах тонн и в процентах. Статья написана кратко и отчетливо т. Саухатом.

Далее идет описание и более детальная характеристика ряда рудных месторождений, в первую очередь Магнитной горы и ее железных руд (Свиталяцкий). Характерно увеличение

запасов металлического железа до размера 207 млн. т вместо прежних 181 млн.

В статье Г. М. Мокшанова описаны геология и руды Бакальского месторождения, охарактеризованы их запасы с качественной и с количественной стороны; в отдельной статье разбирается вопрос о содержании фосфора и серы в рудах этого месторождения (Е. А. Ушаков). Дается описание месторождения железа Каменско-Синарского железорудного района (М. А. Низель), Алапаевского железорудного бассейна (Л. К. Красильников), Высокогорского железорудного района (В. И. Станкевич), Горблагодатского железорудного района (И. И. Котовщиков), также железорудных районов Надеждинского (А. Ф. Кооцецкий), Кизело-Чусовского (Б. А. Дибриный), хромоникелевых железных руд Среднего Урала (В. П. Карманов), железных руд Башкирской республики (М. Н. Доброхотов), титанохромоникелевых железных руд Халиловского района (Б. П. Преображенский).

Все перечисленные месторождения описаны на основании новейших материалов, которые вносят много нового в наши знания этих месторождений; следует только пожалеть, что уделено мало места их качественной характеристике.

П. Г. Пантелеев и В. С. Сырокомский дали интересное описание титаномагнетитовых месторождений Урала с характеристикой месторождений и запасов ильменитов и титаномагнетитов в них, качества, а также перспектив использования этих руд, имеющих вполне установленное крупнейшее значение, но в то же время не используемых и до настоящего времени.

Приложенная карта ярко иллюстрирует распространение этих руд, связанных с основными и ультраосновными породами Урала. Иллыне кратко характеризованы марганцевые руды (И. Г. Саухат).

Так как хромит носит название «хромистого железняка», он рассмотрен в этой части обзора, хотя правильнее его считать огнеупорным и химическим минеральным сырьем и рассматривать среди неметаллических полезных ископаемых. Месторождения описаны крупными знаками хромитов Урала Г. М. Мазаевым и С. А. Вахромеевым, давшими четкую и ясную картину запасов, качества и генезиса хромитов Урала.

Интересна сводка по медным рудам А. В. Ефремова, довольно детально охарактеризовавшего главнейшие медные месторождения Урала, месторождения шпинкеля и свинца, серного колчедана, никелевых руд.

Кратко охарактеризованы также алюминийевые руды (Н. И. Архангельский) и редкие элементы (В. С. Сырокомский).

Во втором отделе затронуты в ряде небольших сводок ископаемые угли Урала—кизельовские, челябинские, южноуральские угли восточного склона Урала, бурогоольные отложения восточного склона северного Урала, а также торф и нефть Урала.

В третьем отделе затронут в кратких обзорных статьях ряд неметаллических ископаемых—абразивы (Л. И. Шабинин), Меркурьев и В. С. Тарасов дали довольно ясную картину о хризотитовом асбесте Урала; к сожалению, сведения о роговообманковом асбесте совершенно устарели, и автор, очевидно, не в курсе того, что на Урале существует имеющее крупное

промышленное значение месторождение высококачественного роговообманкового асбеста в Сысертском районе, изученное и разведанное Институтом прикладной минералогии.

Далее идут краткие характеристики месторождений барита (В. П. Казанцев), гипсов (М. А. Каган), графита (Богданович В. В. и И. Ф. Миндин), известняков, калийных солей, кианита, кислотоупорных материалов, кровельных сланцев, гипсов.

Довольно подробно охарактеризованы месторождения магнезита (Гарарань), подробнее мраморы (Смирнов), довольно детально огнеупорные глины (Попова и Мулимович); относительно последних следует сказать, что по приводимым данным трудно судить о том, насколько глины могут действительно быть с успехом использованы в огнеупорной промышленности. Кратко охарактеризованы также полевые шпаты, тальковые камни, трепела, диатомиты и самоцветы, поделочные камни и формовочные пески.

Четвертая часть охватывает водные ресурсы Урала по различным его районам.

Книга написана и отредактирована хорошо. Материал работы расположен довольно равномерно в зависимости от того или иного вида полезного ископаемого, в результате чего характеристика различных видов полезных ископаемых имеет сравнимый характер; большинство статей составлено по последним данным.

Лучше всего написаны главы по рудным полезным ископаемым и слабее по минеральному сырью ввиду того, что по первым достаточно было только анализов, чтобы судить о промышленной ценности месторождения, а по ряду неметаллических необходимы, кроме того, технологические исследования и его результаты.

Мысль издать такой обзор является очень удачной, и данная работа может служить настольной книгой для всех интересующихся минеральными ресурсами Урала благодаря приведенному обширному новейшему цифровому материалу и по запасам и по анализам.

Проф. доктор геол. наук В. И. Лучицкий.

Ю. А. Жемчужников. Курс палеофаунистики. Л.—М.—Грозный—Новосибирск, Горгеонефтеиздат, 1934, 290 стр., 3 р. 50 к., пер. 1 руб., 3 000 экз.

Рецензируемый курс является весьма ценным вкладом в нашу учебную литературу.

Это первый опыт по составлению такого руководства, которое свело бы воедино и оживило те сведения, которые приобретаются учащимися при прохождении курсов палеонтологии и исторической геологии.

При изучении первой из этих наук студент знакомится с отдельными группами животных и растений в систематическом порядке. Ему сообщаются правда, данные, касающиеся изменения их во времени, и отмечается геологический возраст отдельных форм, но обычно не дается последовательного рассмотрения отдельных сообществ организмов, свойственных определенным моментам жизни земли; считается, что это входит уже в область исторической геологии. Однако и в учебниках этой последней науки этому вопросу по большей части отводится мало места, и авторы ограничиваются кратким указанием главных групп животных и растений, характерных для отдельных

эр и периодов жизни земли, особое же внимание обращается на перечисление родов и видов, которые являются руководящими ископаемыми более мелких стратиграфических подразделений. Вследствие этого учащиеся с трудом улавливают общий ход развития органического мира, и им остаются неясными те своеобразные черты, которые являются характерными для фауны и флор отдельных геологических периодов.

Как мы указывали уже, книга Ю. А. Жемчужникова пополняет этот пробел. Автор изображает общий облик животного и растительного мира как для целых эр, так и для составляющих их периодов. Благодаря этому ископаемые остатки, которые кажутся студенту мало связанными между собою, как бы оживают и начинают говорить его уму и воображению.

Следует особенно отметить последнюю, заключительную главу, посвященную вопросу о вымирании. Автор весьма тщательно собрал много данных, касающихся этого предмета. Знакомясь с ними, читатель узнает причины, обуславливающие ход истории органического мира, он начинает познавать философию этой истории.

Не ограничиваясь описанием общего характера фауны и флоры отдельных эпох, Ю. А. Жемчужников сообщает студенту и более подробные сведения, касающиеся того палеонтологического материала, который ему придется встретить в дальнейшем, во время полевых работ: он дает описание целого ряда руководящих ископаемых, характерных для более мелких стратиграфических подразделений. Наконец, с целью краткого повторения всего сказанного в конце книги приведены синоптические таблицы, показывающие распространение во времени как более крупных групп животных и растений, так и отдельных их родов. Для этой цели автором установлена целая система обозначений.

Весьма полезными для начинающего преподавателя являются те методические замечания, которые автор делает на основании своего педагогического опыта.

Из всего сказанного мы видим, что рассматриваемая книга хорошо задумана, ибо она представляет ту заключительную сродку, которая необходима студенту-геологу.

Однако наряду с несомненными достоинствами этого труда в нем выступает и ряд недостатков.

Прежде всего самое заглавие книги неудачно. Нельзя называть «палеофаунистикой» руководство, в котором одновременно с миром животных изучаются и растения. Лучше было бы назвать его «стратиграфической палеонтологией» или дать какое-либо другое более подходящее заглавие.

Большим недостатком книги Ю. А. Жемчужникова является то, что при описании руководящих ископаемых не указывается, к какому подклассу и отряду они принадлежат. Правда, считается, что студент, приступающий к изучению этого курса, должен быть знаком с палеонтологией, но все же нужно иметь в виду, что многое забывается, и не худо лишний раз оживить в памяти то, что было некогда прочитано, так например, при описании отдельных плеченогих хорошо бы было указать попутно,

в скобках, какая форма относится к подклассу замковых и какая к беззамковым и т. д.

Очень полезно давать родовые характеристики в тех случаях, когда описывается несколько видов одного и того же рода. Это избавило бы от излишних повторений при характеристике отдельных форм и выяснило бы, какие черты являются наиболее важными, а какие менее существенными. С другой стороны, при рассмотрении видов весьма часто отмечаются признаки, не имеющие значения для краткого курса, и опускаются более существенные особенности. Так например, при описании видов гоннатитов (стр. 104, 110) ничего не говорится о характере наружной лопасти, т. е. о том, является ли она одинаковой или двухконечной, между тем как этот признак имеет важное значение и его легко наблюдать. С другой стороны, при описании климений (стр. 111) говорится о линиях нарастания раковины, а между тем читатель ни в одном из кратких курсов палеозологии не найдет указания, каковы бывают эти линии, да они и мало заметны на ископаемых. Вообще многие признаки, на которых должны останавливаться авторы монографий, являются излишними в руководстве для студентов. Так например, при описании аммонита *Virgatites scythicus* (стр. 190) автор указывает на отсутствие «стадии бугорков». Этот признак свойствен самым молодым оборотам раковины и редко доступен наблюдению: о нем читатель тоже ничего не найдет в учебниках, ему придется обратиться к работе Михальского. Далее (стр. 190), описывая другой вид того же рода *Virgatites virgatus*, автор ничего не говорит об этих бугорках, между тем как у этой формы они развиты, а указывает другие признаки. По нашему мнению, следовало бы дать общую характеристику рода *Virgatites*, а затем указать, что у *Virgatites scythicus* точка ветвления ребер высокая, а у *Virgatites virgatus* низкая, пупковая же стенка у первого крутая, а у второго пологая, причем необходимо было бы дать рисунок *Virgatites scythicus*, которого, к сожалению, нет. Далее, при описании *Perisphinctes pikitini* указывается, что ребра «дихотомизируют» и упоминаются «биplikативные» ребра. Эти термины опять-таки имеются только у Михальского и в других больших монографиях. Наряду с этим при описании *Hoplites dentatus* (стр. 212—213) совершенно не упоминается характерная для рода *Hoplites* наружная бороздка. Можно было бы привести еще много других примеров.

При описании претичных пластинчато-жаберных (стр. 240—245), среди которых имеется много мелких форм, автор не указывает их действительных размеров, между тем как даются несомненно увеличенные изображения. Не сомневаясь на всех этих подробностях, мы укажем только то, что едва ли стоит давать описа-

ние ископаемого без его изображения, а если оно дается, то должно быть точным. Между тем для *Spirifer mosquensis* (стр. 131) приведена не характерная его форма, ибо типичный *Spirifer (Choristites) mosquensis* имеет удлиненную раковину, каковая изображена в учебнике М. В. Павловой. Рисунков вообще нужно было бы дать больше (возможно, впрочем, что в данном случае виноват не сам автор). Наша страна весьма обширна, и нужно изобразить побольше форм, чтобы можно было сделать выбор: преподаватель, ведущий курс во Владивостоке, выдвинет одни формы, а ведущий его в Тифлисе — другие.

Необходимо отметить, что Ю. А. Жемчужниковым приводятся и некоторые общие идеи, которые следовало бы изъять из его учебника. Так например, недопустимо говорить о возможном происхождении позвоночных от членистоногих и основываться на панцирных рыбах (стр. 67, 89). Особенности нервной системы позвоночных не позволяют производить их от членистоногих. К тому же за последнее время норвежские ученые изучили нервную систему панцирных рыб, и оказалось, что в этом отношении эти последние близки к миногам.

В рассматриваемом руководстве имеется еще ряд неточностей, происшедших, по видимому, оттого, что эта книга, как и многие другие современные учебники, составлялась наспех. Так например, при описании прилобитов автор говорит о «брюшном щите» (стр. 78 и др.), между тем туловище ни в коем случае нельзя назвать «щитом», ибо это обозначение употребляется для частей тела, состоящих из слившихся члеников, в туловище же они подвижны.

Точно так же нельзя лопастную линию называть «шовной»: этим последним именем обозначается граница смежных оборотов раковины, видимая на боковой ее поверхности. К подобным же ошибкам, зависящим исключительно от недосмотра, относится несомненно указание, что в меловом периоде рифообразующие кораллы встречаются только в тропическом поясе (стр. 197—198); между тем они во Франции распространены в нижнемеловых отложениях, а в Дании — в верхнемеловых.

Точно так же автор не мог не знать, что в датском ярусе нет белемнитов и что *Belemnites americana* не является характерным ископаемым этого яруса.

Мы не станем перечислять всех этих ошибок, которые, к сожалению, несколько портят то приятное впечатление, которое производит книга Жемчужникова, и будем надеяться, что автор исправит их в следующем издании.

Проф. Д. И. Иловайский

(Моск. геолого-развед. институт)

Библиотека Геомина

Prospecting and mining

(Продолжение 1)

Гравий Gravel

144. Patton, E. J.—New Peoria gravel plant completed just in time to profit by «Repeal».

Новое предприятие для добычи гравия в Пеории.

«Pit and Quarry», 1934, v. 26, No 7, pp. 31—4.

145. Traufeer, W. E.—Missouri gravel plant used hydraulic dredge of very large capacity.

Применение гидравлической драги очень большой мощности на разработках гравия в Миссури.

«Pit and Quarry», 1934, v. 26, No 10, pp. 24—8.

Опал Opal

146. Montgomery, A.—Digging for Opals in Virgin Valley.

Добыча опалов в долине Вирджин, Невада.

«Rocks and Minerals», 1934, v. 9, No 10, p. 141—145.

Слюда Mica

147. Brazenall, W.—Mica mining in Central Australia.

Добыча слюды в Центральной Австралии.

«Chem. Eng. Min. Rev.», 1934, v. 26, No 304, p. 159.

Горная промышленность и минеральные ресурсы

Mining industry and mineral resources

Асбест Asbestos

148. Asbestos production in Southern Rhodesia.

Добыча асбеста в Южной Родезии.

«Rhodes. Min. J.», 1933, v. 7, No 79, pp. 525—8.

Бораты Borates

149. Borates. The mineral industry of the British Empire and foreign countries. Imperial Institute, 2-d ed., London, H. M. Stationary Off., 1933, 44.

Бораты Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, No 144; «Miner. Abstr.», v. 5, No 9, p. 411.

Драгоценные камни Precious stones

150. Gemstones. The mineral industry of the British Empire and Foreign Countries. Imperial Institute, London, H. M. Stationary Off., 1933, 137.

Драгоценные камни. «Ztschr. prakt. Geol.», 1934, H. 4., S. 63.

Реф. Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, No 144; «Miner. Abstr.», v. 5, No 9, p. 396.

Мрамор Marble

151. Perkins, G. H.—The marble industry of Vermont. Report of the State geologist on the mineral industries and geology of Vermont, 1931—32, p. 315.

Мраморная промышленность Вермонта.

Анн. «Jl. Geol.», 1934, v. 42, No 5, p. 55.

Региональные обзоры

Regional reviews

152. Bradley, W. W.—The nonmetallic minerals of California.

Неметаллические ископаемые Калифорнии.

«Pit and Quarry», 1934, v. 26, No 12, pp. 35—40; v. 27, No 1, pp. 33—6, 44.

153. Hutt, G. M. and Seibert, F. V.—Industrial and fuel minerals of Manitoba.

Промышленные и горючие ископаемые Манитобы.

«Can. Min. a. Met. Bull.», 1934, No 266, pp. 316—32.

154. Les ressources minérales de la France d'outremer. I. Le charbon. II. Le fer, le manganèse, le chrome, etc. Paris, Soc. d'éd. géogr., marit. et colon., 1934.

Минеральные ресурсы французских колоний. I. Уголь. II. Железо, марганец, хром и т. д.

155. List of Mines in Great Britain and the Isle of Man, year 1932, Min. Dep., London, H. M. Stationary Off., 1933, 399 pp.

Перечень рудников Великобритании и острова Мэн за 1932 г.

Анн. «Miner. Magaz.» 1934, v. 23, No 146; «Miner. Abstr.», v. 5, No 11, p. 487.

156. Mineral Resources, British Guiana. Georgetown, Lands and Mines Dept., 1933, 64 p.

Минеральные богатства Британской Гвианы.

Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, No 146; «Miner. Abstr.», v. 5, No 11, p. 491.

157. Robinson, A.—The mineral industries of Canada, 1933, Canad. Dept. of Mines, Mines Br. Ottawa, 1934, No 738, 116 p., 1 map., 34 fig.

Минеральная промышленность Канады.

Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, No 146; «Miner. Abstr.», v. 5, No 11, p. 490.

158. Ross, C. P.—Mineral deposits of the Chulitna River, Alaska, United States. Geological Survey Bull. No 849-E.

Минеральные месторождения реки Чулитна, Аляска.

Анн. «Chem. Eng. Min. Rev.», 1934, v. 26, No 308 p. 327.

Хромовая руда Chrome ore

159. Günther, W.—Die bergwirtschaftliche Entwicklung des Chromerzbergbaus der Welt auf lagerstättenkundlicher Grundlage.

Развитие мировой промышленности и добыча хромовой руды на основе изучения месторождений.

«Ztschr. prakt. Geol.», 1934, H. 7, S. 97—104.

Технология минерального сырья Mineral technology

Абразивные материалы Abrasive materials

160. Benedickts, C. u. Woetblad, P.—Korngrössebestimmung bei Schleifmitteln und deren Fraktionierung durch kontinuierliche Spülschlammung (Mikrosedimentationsverfahren).

Определение величины зерен в абразивном материале и их фракционирование путем отлучивания.

«Ternkontorets Ann.», 117, 419—441, C., 1933, 11, 2723.

¹ См. № 2 «Мин. сырье», 1935.

Алюминий Aluminium

161. Edwards, T. and Tosterud, H.—The Oxides and Hydrates of Alumina.
Окиси и гидраты алюминия.
«Jl. Phys. Chem.», 37, 1933, 483—488.
Реф. «N. J.», 1933, 1, No 6, S. 574.

Боксит Bauxite

162. Putnoky, L. and Bobest, B.—Working up iron-containing bauxites.
Обработка железосодержащих бокситов.
«Math. naturw. Anz. Ungar. Akad. Wiss.», 50, 497—506, 1933.
Анн. «Amer. Ceram. Soc.», 1934, vol. 17, No 10, p. 272—3.

Глины Clays

163. Urbain, P.—Separation of various constituents of clay.
Разделение различных составных частей глин.
«Comp. rend.», 198, 10, 964—67, 1934.
Анн. «Jl. Amer. Ceram. Soc.», 1934, v. 17, No 7; «Abstr.», v. 13, No 7, p. 194.

Драгоценные камни Precious stones

164. Howard, J. H.—Cabochons.
Кабошоны — неограненные драгоценные камни.
«Rocks and Minerals», 1934, v. 9, No 10, pp. 154—156.

Железные руды iron ores

165. Seigle, M. J.—Deuxième étude sur l'enrichissement magnétique des minerais de fer.
Второе исследование по магнитному обогащению железных руд.
«Rev. Ind. Minér.», 1933, No 292, pp. 71—82.

Известняк Limestone

166. Trauffer, W. E.—New plant in Florida utilizes silicified limestone as raw material.
Новое предприятие во Флориде использует кремнеземный известняк в качестве сырья.
«Pit and Quarry», 1934, v. 26, No 11, pp. 27—8, 34.

Известь Lime

167. Dawine, W.—Die Quellung von Kalken und ihre Bedeutung für die Praxis (mikroskopische Untersuchung).
Разбухание извести и практическое значение этого явления (микроскопическое исследование).
«Angew. Chem.», 46, 461—464, C., 1933, 11, 2441.

Керамические материалы Ceramic materials

168. Tarnan, G. W.—Removal of «nonmagnetic» impurities from ceramic materials.
Удаление «немагнитных» примесей из керамических материалов.
«Bull. Amer. Ceram. Soc.», 1934, v. 13, No 5, pp. 126—9.

169. Møhl, H.—Microscopic Investigation of Ceramic Raw Materials.
Микроскопическое исследование керамического сырья.
«Ber. d. dtsh. Keram. Ges.», 10 (2), 105—29, 1929.

170. Pulfrich, M.—Die Optik im Dienste der Keramik.
Оптика на службе керамики.
«Ber. d. dtsh. Keram. Ges.», 14, 302, C., 1933, II, 2727.

Краски Paints

171. L'industrie italienne des matières colorantes, des couleurs et des vernis. Instituto nazionale per l'esportazione, avril 1933, 4 p.
Итальянская промышленность красящих веществ, красок и лаков.
«Rev. Geol.», 1934, v. 14, fasc. 1, p. 80.
172. Wagner, H.—Die Strukturforschung auf dem Gebiet der anorganischen Pigmente.
Исследование структуры в области неорганических пигментов.
«Angew. Chem.», 46, 437, C., 1933, II, 1095.
173. Salmang, H. and Schnitzler, K.—Einfluss der Herstellungsbedingungen von Magnetsteinen auf ihre Eigenschaften.
Влияние условий изготовления магнезитового кирпича на его свойства.
«Ber. d. deutsch. Keram. Ges.», 14 Februar, 1933.
Реф. «N. J.», 1933, 1, No 5, S. 489.

Марганец Manganese

174. Bogitsch, B.—Sur la reduction et l'oxydation des silicates de manganèse.
Восстановление и окисление силикатов марганца.
«C. R.», 196, 1933, 414.
Реф. «N. J.», 1933, 1, No 4, S. 361.

Наполнители Fillers

175. Kunde, H.—Der Einfluss des Füllers auf die Veränderlichkeit des physikalischen Eigenschaften des Teeres in Feinmineralgemischen. Dissertation. Halle a. Saale, 1933.
Влияние наполнителя на изменчивость физических свойств смолы в чистых минеральных смесях.

Редкие элементы Rare elements

176. Kennard, T. G. and Rambo A. I.—The extraction of rubidium and cesium from lepidolite. Извлечение рубидия и цезия из лепидолита.
«Amer. J. Sci.», 1934, v. 28, No 164, pp. 102—109.
Библиография 20 назв.

Силикагель Silicagel

177. Krejci, L. und Ott, E.—The structure of silicagel (X-ray study).
Структура силикагеля (рентгенографические исследования).
«Jl. Phys. Chem.», 35, 2051—2064, 1931.
Реф. «Ztschr. Krist.», 1934, A, Bd. 87, H. 1/2, S. 100.

Стекло Glass

178. Sills, I. L.—Minerals and mineral products used in the glass industry.
Минералы и минеральные продукты, применяемые в стекольной промышленности.
«Can. Min. a. Met. Bull.», 1934, No 267, pp. 365—87.

Цемент Cement

179. Miller, B. L.—Practical value of economic geology in the manufacture of cement.
Практическое значение прикладной геологии для производства цемента.
«Pit and Quarry», 1934, v. 26, No 10, pp. 29—36, 40.

Шлаки Slags

180. Himmel, Hans und Müller, Karl—Mineralneubildungen in Schlacken von Wiesloch (Baden).
Новые минералообразования в шлаках из Вислоха (Баден).

«Geol. Rundschau», Berlin, 1933, v. 23a, pp. 7—12, 3 figs.

Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, No 145; «Miner. Abstr.», v. 5, No 10, p. 445.

**Методы исследования, испытания и пр.
Research and testing methodes, etc.**

181. Alberto, A.—Reaction between solids.

Реакция между твердыми телами.

«Rev. soc. brasil. chim.» 4, 202—18, 1933.

Анн. «Jl. Amer. Ceram. Soc.», 1934, v. 17, No 10, p. 277.

182. Amatucci, O.—Sulla determinazione del magnesio nei minerali.

Определение магния в минералах.

«Boll. d. R. Ufficio Geol. d'Italia», 1933, v. 58, No 5, pp. 1—5.

183. Albrecht, K.—Das Metaphot und seine Zusatzgeräte.

Метафот (микроскоп, соединенный с микрофотографическим аппаратом для работ в отраженном свете).

«Bl. Unters.—u. Forsch. Instr.», 7, 1, C., 1933, 1, 3219.

184. Annual tables of constants and numerical data. Index to vol. IX (1929), 124+XXIV pp. Gauthier-Villars et Cie, Paris, McGraw-Hill Book Co., Inc., New York, 1932.

Годовые таблицы постоянных величин и цифровых данных.

«Jl. Amer. Ceram. Soc.», 1934, v. 17, No 8; «Abstr.», v. 13, No 8, p. 225.

185. Bayard-Duclos, F.—Etude de la mise en circuit d'échantillons de roche pour la mesure de leur résistance électrique.

Измерение электрического сопротивления образцов горных пород.

«C. R. Acad. Sci.», Paris, 1933, v. 196, pp. 1331—1333.

Анн. «Miner. Mag.», 1934, v. 23, No 146; «Miner. Abstr.», v. 5, No 11, p. 512.

186. Benedetti-Pichler, A. A.—Bemerkungen zur quantitativen Mikromineralanalyse (Entgegnung).

Заметки по количественному микроанализу минералов (возражение).

«Mikrochemie», 14 (N. F. 8), 84, C., 1933, II, 3599.

187. Blanchetiere, A. und Arnoux, M.—Eine neue Halbmikro- und Mikrobestimmungsmethode für Magnesium.

Новый метод полумикроскопического и микрокопического определения магния.

«J. Pharmac. Chim.», 8, 17, 125, 97. C., 1933, 1, 3747.

188. Bousset, R.—Nachweis von Alkalimetallen in Mineralien.

Определение щелочных металлов в минералах.

«C. R. hébd. Seanc. Acad. Sci.», 196, 1381, C., 1933, II, 579.

189. Boutaric, A. et Ratelade, J.—Précipitation rythmique dans les gels étirés.

Ритмическое осаждение в гелях при растяжении.

«C. R.», 196, 1933, 692.

Реф. «N. J.», 1933, 1, No 6, S. 592.

190. Boutaric, A. et Roy, M.—Influence des rayonnements radioactifs sur la floculation des colloïdes.

Влияние радиоактивных лучей на флокуляцию коллоидов.

«C. R.», 196, 1933, 1020.

Реф. «N. J.», 1933, 1, No 6, S. 567.

191. Bowen, N. L., Schairer, J. F. and Posnjak, E.—The system CaO—FeO—SiO₂.

Система CaO—FeO—SiO₂.

«Amer. Journ. Sci.», 1933, Ser. 5, vol. 26, pp. 193—284, 36 figs.

Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, No 145; «Miner. Abstr.», v. 5, No 10, p. 454.

192. Bragg, W. H. and Bragg, W. L.—The crystalline state, vol. 1, A general survey, by W. L. Bragg. London, Bell, 1933, XIV+352 pp., 187 figs on 32 pls and in text, price 265.

Кристаллическое состояние вещества, т. 1, Общий обзор.

Анн. «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, No 144; «Miner. Abstr.», v. 5, No 9, p. 385.

Реф. «Centralbl. Miner. A.», No 5, 1933, S. 157—8.

193. Brouckere, L.—Sur l'adsorption des électrolytes par les surfaces cristallines.

Адсорбция электролитов кристаллическими поверхностями.

«Ann. Chim.», 1933, sér. 10, vol. 19, pp. 79—204, 22 fig.

Анн. «Miner. Mag.», v. XXIII, No 146; «Miner. Abstr.», v. 5, No 11, p. 498.

194. Brown, W. L.—Photo-phosphorescence in minerals.

Фото-фосфоресценция в минералах.

Univ. Toronto Studies, Geol. Ser. 1933—35, pp. 19—35.

Анн. «Miner. Mag.», 1934, v. XXIII, No 146; «Miner. Abstr.», v. 5, No 11, p. 505.

195. Bunn, C. W.—Adsorption, oriented overgrowth and mixed crystal formation.

Адсорбция, прораствание и образование смешанных кристаллов.

«Proc. Roy. Soc.», London, Ser. A, 1933, vol. 141, pp. 567—593.

Анн. «Miner. Mag.», 1934, v. XXIII, No 146; «Miner. Abstr.», v. 5, No 11, p. 492.

196. Butterworth, B.—Beiträge zum Studium von Ausblühungen, VI, Prüfmethode und chemische Untersuchungen von Ausblühungen (Qualtt. mikrochem. Reagent).

К исследованию выцветания, VI, Методы испытания и химическое исследование выцветания (кач. микрохим. реагент).

«Trans. Ceram. Soc.», 32, 270, C., 1933, II, 3907.

197. Butcher, Ch. H.—Technische Mikroskopie I, Aufbringetechnik für feine Pulver.

Техническая микроскопия. I, Техника исследования мелких порошков.

«Ind. Chemist. Chem. Manufact.», 9, 296, C., 1933, II, 3015.

198. Butcher, Ch. H.—Technische Mikroskopie II, Untersuchungen an Pigmentfarben.

Техническая микроскопия. II, Исследование пигментных красок.

«Ind. Chemist., Chem. Manufact.» 9, 351, C., 1933, II, 3919.

199. Butler, R. D.—Immersion liquids of intermediate refraction.

Иммерсионные жидкости со средним показателем преломления.

- «Amer. Min.», 1933, v. 18, pp. 386—401.
 Анн. «Miner. Mag.», 1934, v. XXIII, No 146; «Miner. Abstr.», v. 5, No 11, p. 503.
200. Cavinato, A.—L'uso del prisma per la determinazione degli indici principali di rifrazione nei cristalli.
 Применение призмы для определения главных показателей преломления кристаллов.
 Atti (Mem.) R. Acad. Lincei, Roma, 1933, ser. 6, v. 5, pp. 73—101.
 Анн. «Miner. Mag.», 1934, v. 23, No 146; «Miner. Abstr.», v. 5, No 11, p. 502.
201. Carstens, C. W.—Professor Dr. J. H. L. Vogt als Forscher und Wissenschaftler. Vortrag, gehalten im Norweg. Geol. Verein zu Oslo am 1 März 1932.
 Проф. Фогт как исследователь и ученый, Доклад в Норвежском геологическом обществе в Осло.
 «Tschermak's Min.-Petrogr. Mitt.», 44, H. 4, 1933, 249—264.
 Реф. «N. J.», 1933, 1, No 6, S. 541.
202. Crawford, A. L.—Mikroskopische Bestimmung von Gold in gewissen Vorkommen.
 Определение золота микроскопическим путем в некоторых месторождениях.
 «Min. and Met.», 14, 372—74, C., 1933, II, 3321.
203. Custers, J. u. a.—Lichtabsorption u. Lichtzerstreuung der Gelatine.
 Поглошение и рассеивание света в желатине.
 «Rec. des Trav. Chim. Pays Bas», 52, 1933, 195.
 Реф. «N. J.», 1933, 1, No 6, S. 595.
204. Dehlinger, U.—Aufbau der Kristalle (Übersicht). Строеие кристаллов (обзор). «Regelmässig. Ber. Phys.», 1, 7, C., 1933, 1, 3535.
205. Dittler, F.—Gesteinanalytisches Praktikum. Практикум до анализу горных пород. Berlin u. Leipzig, de Gruyter, 1933, IIIS. «Ztschr. Kristall.», B. 1934, Bd. 45, H. 1, S. 97.
206. Dohse, H. und Mark, H.—Die Adsorption von Gasen und Dämpfen an festen Körpern, Bd. 3, I Teil, Abschnitt I des «Hand- und Jahrbuchs der chemischen Physik», hrsg. von A. Eucken und K. L. Wolf, Leipzig, akad. Verlagsges. 1933.
 Адсорбция газов и паров на твердых телах.
 Реф. «Ztschr. Krist.», 1934, A., Bd. 87, S. 343—344.
207. Донац, J.—Zur neuen Mikrowaage. О новых микровесах. «Mikrochemie», B. (N. F. 7), 155—164, C., 1933, II, 1554.
208. Faraday Society—Liquid Crystals. Жидкие кристаллы. «Nature», 132, 1933, 86—89, mit 5 Textfig. Реф. «N. J.», 1933, 1. № 6, S. 585.
209. Findlay, Alexander—Introduction to physical chemistry. New York, Longmans, Green and Co., 1933, V. 478, p. 111.
 Введение в физическую химию. Анн. «Amer. J. L. Sci.», 1934, v. 27, № 160, p. 310.
210. Förster, F. A. Künstliches Tageslicht. Искусственный дневной свет. «Kunstseide», 15, 18, C., 1933, 1, 1824.
211. Gaubert, P.—Influence des matières étrangères à l'état de solution solide sur le domaine de stabilité des cristaux. Влияние посторонних веществ в состоянии твердого раствора на пределы устойчивости кристаллов. «C. R. Acad. Sci.», Paris, 1933, v. 196, pp. 942—944. Анн. «Miner. Mag.», 1934, v. XXIII, № 146; «Miner. Abstr.», v. 5, № 11, p. 493.
212. Gerlach, Walter u. Werner. Die chemische Emissionsspektalanalyse, Teil II. Эмиссионный спектральный химический анализ. «Bespr. Centralbl. Miner.», A. 1933, № 8, S. 286; «N. J.», 1933, 1, № 5, S. 450.
213. Coldschmidt, V. M. u. a.—Über die Berücksichtigung «seltener Elemente» bei Gesteinsanalysen (Spektroskopie). Необходимо принимать во внимание «редкие элементы» при анализе горных пород (спектрокопия). «Naturwiss.», 21, 362, C., 1933, II, 1063.
214. Gullnow, G.—Photozellen und ihre Bedeutung für die Praxis. Фотоэлементы и их практическое значение. «Dtsch. Zuckerind.», 58, 104, C., 1933, II, 2238.
215. Goranson, R. W. and Adams, L.—A method for the precise measurement of optical path-difference, especially in stressed glass. Метод точного измерения оптической разности хода лучей, в особенности в деформированном стекле. «Jl. Franklin Inst.», 1933, v. 216, pp. 475—504. Анн. «Miner. Mag.», v. 23, № 146; «Miner. Abstr.», v. 5, № 11, p. 502.
216. Grabner, A.—Die Farbenphotographie von Fluoreszenzerscheinungen an mikroskopischen Präparaten. Цветная фотография явлений флюоресценции в микроскопических препаратах. «Photogr. Kongress», 69, № 5, Suppl. 15, C., 1933, II, 486.
217. Grant, J.—Untersuchung von Mineralien im ultravioletten Licht. Исследование минералов в ультрафиолетовом свете. «Sands, Clays, Minerals», № 3, 7, C., 1933, 1, 3334.
218. Hagelstein, F.—Makro- und Mikrokleinbildphotographie als Hilfswissenschaft des neuzeitlichen Laboratoriums. Микро- и микрофотография как вспомогательная наука в современной лаборатории. «Pharmaz. Zentralhalle Deutschland», 74, 115, 189, C., 1933, II, 652.
219. Hartshorne, N. H.—Chemische Anwendung des Polarisations Mikroskopes. Применение поляризационного микроскопа в химии. «J. Soc. Chem. Ind., Chem. and Ind.», 52, 367, C., 1933, II, 93.
220. Harwood, H. and Theobald, L.—The determination of small quantities of nickel in rock analysis. Определение небольших количеств никеля в анализе горных пород. «Analyst», London, 1933, v. 58, pp. 673—682. Анн. Miner. Mag.», 1934, v. 23, № 146; «Miner. Abstr.», v. 5, № 11, p. 521.
221. Hatch, Th.—Bestimmung der «mittleren Teilchengröße» durch Siebanalyse von ungleichmäßig zerteilten Substanzen. Определение средней величины частиц путем ситового анализа. «J. Franklin Inst.», 215, 27, C., 1933, 1, 1973.
222. Hecht, F.—Bemerkungen zur quantitativen Mikromineralanalyse. Заметки по количественному микроанализу минералов. «Mikrochemie», 14 (N. F. 8), 81—83, C., 1933, II, 3599.
223. Herfeld, H. u. Gerngross, O.—Nachweis und Bestimmung von Kobalt mittels 1,2-Nitrophenol. Определение кобальта при помощи 1,2-нитрофенола. «Z. analyt. Chem.», 94, 7—11 C., 1933, II, 2709.
224. Heyrovsky, J.—Die Anwendung der polarographischen Messmethoden in der Industrie. Применение полярграфического метода измере-

ния в промышленности. «Chim. et Ind.», 29, Sonder. № 6 bis 204, С., 1933, 11, 2706.

225. Hite, Thomas H. — Preparation of thin-sections of friable material. Приготовление тонких шлифов из рыхлых материалов. «Bull. Amer. Ceram. Soc.», v. 12, № 5, 1933, pp. 135—37, Реф. «Rev. Geol.», 1934, v. 14, fsc. 1, pp. 8—9.

226. Kabakjian, D. H. — Decay of luminescence and light absorption in phosphorescent materials. Затухание люминесценции и поглощение света в фосфоресцирующих веществах. «Phys. Rev.», 1933, ser. 2, v. 44, pp. 668—624. Анн. «Miner. Mag.», 1934, v. 23, No 146; «Miner. Abstr.», v. 5, № 11, p. 505.

227. Kalusky, L. — Einfaches Colorimeter, speziell für Bleicherdenbeurteilung. Простой колориметр специально для определения отбеливающих земель. «Seifenleder Ztg.», 60, 400—01, С., 1933, 11, 3064.

228. Kirk, P. L. — Quantitative Tropfenanalyse. I. Allgemeines. Apparaturen und Anwendungsgebiet. Количественный капельный анализ. I. Общая часть. Аппаратура и область применения. «Mikrochemie», 14 (N. F. 8), 1—14, С., 1933, 11, 3317.

229. Kohler, A. Einige Neuerungen auf dem Gebiete der Mikrophotographie mit ultraviolettem Licht. Новое в области микрофотографии при ультрафиолетовом свете. «Naturwis.», 21, 165, С., 1933, 1, 3334.

230. Kropmann, E. u. Berkmann, N. — Neue mikrochemische Reaktionen des Rheniums. Новые микрохимические реакции рения. «Z. anorg. allg. Chem.», 211, 277. С., 1933, 1, 3748.

231. Kühl, H. — Die Bedeutung des Mikroskopes für die Beurteilung der Entglasung. Значение микроскопа для определения растеклования. «Glas-hütte», 63, 567, С., 1933, II, 3030.

232. Langeron, M. Précis de microscopie. 5-e éd. Краткий курс микроскопии. Paris, Masson et Co. 1933 (1205 S.). Pr. 86 fr.; cart., 100 fr.; С., 1933, II, 3323.

233. Lewis, S. J. Spectroscopy in science and industry. Спектроскопия в науке и промышленности. London, Blackie, 1933, С., 1933, II, 186.

234. Löfquist, H. Mikroskopische Untersuchungen über Schlackeneinschlüsse in Eisen und Stahl. Микроскопические исследования включений шлака в железе и стали. «Jernkontorets Annaler», 117, 49, С., 1933, 1, 2996.

235. Löve, Fritz — Optische Messungen. Dresden, Steinkopf, 1933, 205, S. M. Оптические измерения. Анн. «Amer. J. Sci.», 1934, v. 28, No 163, p. 71.

236. Majer, Vl. — Anwendung der polarographischen Methode zur Schnellbestimmung kleiner Mengen Alkali, besonders in Silikaten mit hohem Aluminiumgehalt. Применение полярографического метода для быстрого определения небольших количеств щелочи, в особенности в силикатах с высоким содержанием алюминия. «Chim. & Ind.», 29, Sonder—№ 6 bis 211—14. С., 1933, II, 3164.

237. Mayeda, T. — Ueber die Flotationsforschung mit einer Miniaturmaschine. Исследование флотации при помощи миниатюрного прибора. «Technol. Rep. Tohoku Imp. Un.», II, 93, С., 1933, 11, 2734.

238. Mayrhofer, A. — Ueber eine einfache Methode zur Bestimmung des Brechungsvermögens von Flüssigkeiten (ätherischen Oelen). Простой метод определения показателя преломления жидкостей (эфирных масел). «Pharmaz. Presse», 37, 129, С., 1933, 1, 267.

239. Meen, V. B. — Determination of specific gravity of minerals by use of index liquids. Определение удельного веса минералов при помощи жидкостей с определенным показателем преломления. «Univ. Toronto, Studies», Geol. Ser., 1933, 35, pp. 47—50, I fig. Анн. «Miner. Mag.», 1934, v. 23, No 146; «Miner. Abstr.», v. 5, No 11, p. 509.

240. Millikan, G. A. — Ein einfaches photoelektrisches Colorimeter. Простой фотоэлектрический колориметр. «J. Physiology», 79, 152, С., 1933, II, 2562.

241. Peterfi, T. — Handbuch d. wissenschaftlichen u. angewandten Photographie. Bd. 6, Tl. 2. Mikrophotographie (IX), 432 S. Руководство по научной и прикладной фотографии. Т. 6, ч. 2. Микрофотография (IX). «С.», 1933, II, 652.

242. Phillips, F. C. and Wooster, W. A. — On the «Pauly method» of determining the refractive indices of liquids. Метод Паули для определения показателей преломления жидкостей. «Ztschr. Krist.», 84, 1933, 318—320, mit I Textfig. Реф. «N. J.» 1933, 1, No 4. S. 355.

243. Power, H. R. — Die Prüfung der Kornfeinheit von Schleifpulvern. Исследование мелкости зерна в абразивных материалах. «Metal. Mean. Finish.», 5, 40. С., 1933, 1, 2596.

244. Pratie, Otto — Gewinnung und Untersuchung der Meeresgrundproben. Получение и исследование проб с морского дна. Berlin und Wien, Urban und Schwarzenberg, 1933. Handbuch der biologischen Arbeitsmethoden. Abt. 9. Methoden der Erforschung der Leistungen des tierischen Organismus. T. 6, H. 3, S. 377—352.

245. Prziham, K. — Radioaktivität. Радиоактивность. Samml. Göschen, 317. Bespr. im. «СВ. Мп.», 1933, А., No 1, 43.

246. Reinert, G. G. — Beitrag zur Technik der Ultrarotphotographie. К технике фотографии в ультракрасном свете. «Zeiss-Nachr.», H. 4, 13—19, С., 1933, II, 2784.

247. Richter, K. u. Damm, H. — Die Verwendung des Mikropolychromars zur Mikroschmelzpunktbestimmung. Применение микрополихрома для микроскопического определения точки плавления. «Naturwiss.», 21, 517. С., 1933, II, 2030.

248. Rompe, R. — Eine neue Lichtquelle für spektroskopische Messungen. Новый источник света для спектроскопических измерений. «Umschau», 37, 1933, 52. Реф. «N. J.», 1933, 1, № 4, S. 354.

249. Royer, L. — De la différence qui existe entre un mica et une argile quant à l'orientation possible des cristaux se déposant sur eux. Различия между слюдой и глиной в отношении ориентации образующихся на них кристаллов. «C. R. Acad. Sci.», Paris, 1933, vol. 196, pp. 552—554. Анн. «Miner. Mag.», 1934, v. 23 № 146; «Miner. Abstr.», v. 5, № 11, 495.

250. Royer, L. — De l'orientation des cristaux de la série de l'epsomite par le mica. Ориентация кристаллов эпсомита на слюде. «C. R. Acad. Sci.», Paris, 1932, v. 194, pp. 1088—1090. Анн. «Miner.

- Mag., 1934, v. 23, № 146; «Miner. Abstr.», v. 5, № 11, pp. 494.
251. Royer, L. — Nouvelles observations sur l'orientation des cristaux se déposant au contact l'un clivage de mica ou de chlorite. Новые наблюдения над ориентацией кристаллов, образующихся в контакте со слюдой и хлоритом. «C. R. Acad. Sci.», Paris, 1932 v. 194, pp. 620—621. Анн. «Miner. Mag.», 1934, v. 23, № 146; «Miner. Abstr.» v. 5, № 11, p. 494.
252. Royer, L. — Sur l'orientation de certains cristaux par l'hydrargillite. Particularité dans l'orientation des cristaux se déposant au contact de calcite maculée. Ориентация некоторых кристаллов на гидраргиллите. Особенности ориентации кристаллов, образующихся на двойниках кальцита. «C. R. Acad. Sci.», Paris, 1933, v. 196, pp. 709—710. Анн. «Miner. Mag.», 1934, v. 23, № 146; «Miner. Abstr.», v. 5, № 11, p. 495.
253. Royer, L. — Sur l'orientation des cristaux des substances organiques se déposant au contact d'un minéral à structure ionique. Ориентация кристаллов органических веществ, образующихся в контакте с минералом ионной структуры. «C. R. Acad. Sci.», Paris, 1933, v. 196, pp. 282—284. Анн. «Miner. Mag.», 1934, v. 23, No 146; «Miner. Abstr.», v. 5, No 11, p. 495.
254. Salmang, H. — Soll man den glasigen Zustand als vierten Zustand der Materie betrachten. Следует ли считать стекловидное состояние четвертым состоянием материи. «Naturwiss.», 21, 1933, 391—392. Реф. «N. J.» 1933, 1, No 6, S. 592.
255. Samuëls — L'influence des rayons X sur les formations du germe cristallin. Влияние рентгеновских лучей на образование зародышей кристаллов. «C. R. Acad. Sci.», Paris, 1933, v. 196, pp. 418—420. Анн. Miner. «Mag.», 1934, v. 23, No 146; «Miner. Abstr.», v. 5, No 11, p. 494.
256. Scheringa, K. — Ueber einige moderne Lichtfilter zur Untersuchung im ultraviolethen Licht und über Phosphoreszenz von Diamant. О новых светофильтрах для исследования ультрафиолетового света и о фосфоресценции алмаза. «Pharmaz. Weekbl.», 70, 79, C., 1933, 1, 1974.
257. Schneider, H. — Ueber einen brauchbaren Farb- und Lumineszenzkomparator. Описание целесообразного компаратора для сравнения цвета и люминесценции. «Pharmaz. Ztg.», 78, 504, «Pharmaz. Zentralhalle Deutschl.», 74, 379, C., 1933, II, 93, 1555.
258. Schugt, P. — Vereinfachte Aufnahme — und Beleuchtungsapparaturen zur Herstellung von Mikroaufnahmen. Упрощенный фото- и осветительная аппаратура для изготовления микроснимков. «Pharmaz. Ztg.», 78, 733, C., 1933, II, 2567.
259. Seifert, R. — Eine einfache Anordnung zur photoelektrischen Absorptionsmessung (Verbesserung). Простое приспособление для фотоэлектрического измерения абсорбции. «Pharmaz. Zentralhalle Deutschl.», 74, 501—503, C., 1933, II, 3316.
260. Sharp, C. H. and Schweiler, H. J. — Photoelectric comparator for rapid measurement of reflection and transmission. Фотоэлектрический компаратор для быстрого измерения отражения и абсорбции. «Journ. Opt. Soc. Amer.», 23(7), 246—50, 1933. Анн. «Amer. Ceram. Soc.», 1934, v. 17, No 10, p. 269.
261. Smith, H. G. — Minerals and the microscope: an introduction to the study of petrology. 3-d ed. Минералы и микроскоп: введение в изучение петрологии. London, Murby, 1933, 1375; «C.», 1933, II, 2807.
262. Stephens, R. B. W. — Method for measuring thermal conductivity of poor and medium heat-conducting materials. Метод измерения теплопроводности материалов, обладающих низкой и средней теплопроводностью. «Phil. Mag.», 15, 857—80, 1933. Анн. «Jl. Amer. Ceram. Soc.», 1934, v. 17, No 10, p. 276.
263. Sueno, T. On the use of standard glass powders in refractive index determinations. Применение стандартного стеклянного порошка для определения показателя преломления. «Amer. Min.», 1933, v. 18, pp. 421—430. Анн. «Miner. Mag.», 1934, v. 23, No 146; «Miner. Abstr.», v. 5, No 11, p. 502.
264. Tabellen des Funken- und Bogenspektrums des Eisen zur Wellenlängenbestimmung, bei der technischen Emissionsspektralanalyse. Hrsg. von G. Scheibe, Teil I (Wellenlängen von 3700—2300 Å) von C. F. Lindström, Berlin-Steglitz, Fuess, 1933, 31 S. mit Ill.
- Таблицы искрового и дугового спектра железа для определения длины волн в техническом эмиссионном спектральном анализе. Реф. «Centralbl. f. Mineral.» etc., 1934, Abt. A, No 6, S. 192.
265. Tartarini, G. — Ueber mikrochemische Reaktionen zum Nachweis des Molibdäns u. des Wolframs. Микрохимические реакции для определения молибдена и вольфрама. «Ann. Chim. appl.», 23, 367—72, C., 1933, II, 3888.
266. Taylor, J. H. — Extraktion von Mineralien aus Gesteinen. Выделение минералов из горных пород. «Sands, Clays, Minerals», 1, No 3, 27, C., 1933, 1, 3473.
267. Thompson, N. — Die direkte Aufzeichnung von relativen Intensitäten mittels eines Mikrophotometers. Непосредственная регистрация относительных степеней интенсивности при помощи микрофотометра. «C. R. Acad. Sci.», 196, 687, C., 1933, II, 912.
268. Toussaint, R. Die Farbmessung und ihre technischen Anwendungen. Измерение цвета и его техническое применение. «Rev. sci.», 71, 396, C., 1933, II, 1555.
269. Treibs, A. u. Steinmetz, H. — Ueber das Vorkommen von Antrachinonfarbstoffen im Mineralreich. О нахождении антрахиноновых красящих веществ среди минералов. «Leibigs. Ann. Chem.», 506, 171, C., 1933, II, 3555.
270. Tunnell, G. — The ray-surface, the optical indicatrix, and their interrelation: an elementary presentation for petrographers. Поверхность светового луча, оптическая индикатриса и их соотношение; элементарное изложение для петрографов. «Jl. Acad. Sci.», Washington, 1933, vol. 23, pp. 325—338. Анн. «Miner. Mag.», 1934, v. 23, No 146, «Miner. Abstr.», v. 5, No 11, p. 501.
271. Turfery, J. C. O. — Analyse durch ultraviolethen Licht. Анализ при помощи ультрафиолетового света. «Chem. Age» 28, 220, C., 1933, 1, 3334.
272. Vogt, W. — Radioaktive Gesteinsuntersuchungen mit dem Geiger-Müller'schen Zählrohr. Исследования радиоактивности горных пород при помощи счетной трубки Гейгер-Мюллера. «Physik. Z.» 34, 79, C., 1934, II, 12. ;

273. Waibel, F. und Findeisen, O.— Entwicklung u. Stand der quantitativen Spektralanalyse. I. F. Waibel: Physikalische Grundlagen un Verfahren. II. O. Findeisen: Spektralanalytische Metalluntersuchungen in der Praxis. Развитие и состояние количественного спектрального анализа. I. Физические основы и методы. II. Практика исследования металлов путем спектрального анализа. «Zs. Metallk.», 25, 1933, 6—16. Реф. N. J., 1933, I, No 5, S. 450.

274. Ward, R.— Reactions in solids. Реакции в твердых телах. «Trans. III. State Acad. Sci.», 25, 167—69, 1933. Анн. «Jl. Amer. Ceram. Soc.», 1934, v. 17, No 10, p. 277.

275. Wenworth, C. K.— The shapes of rock particles (A discussion). Форма частиц горных пород (Дискуссия). «Jl. of Geol.», 41, 1933, 306—309. Анн. «N. J.» 1934, N. 3, Referate.

276. Winn, A. G.— Ein photoelektrisches Spektrophotometer. Фотоэлектрический спектрофотометр. «Trans. Faraday Soc.», 29, 689, C., 1933, II, 1219.

277. Zieger, W.— Apparat für Fluoreszenzmikroskopie. Аппарат для микроскопических исследований флюоресценции. «Jl. Sci. Instr.», 10, 86, C., 1933, I. 2844.

Ответственный редактор проф. Н. М. Федоровский.

Технический редактор С. Батраков

Уполномоченный Главлита № В—21553. СтАт Б 15 - 5×256

Тираж 2500+170

Сдано в набор 22/II 1935 г. Подписано к печати 13/IV 1935 г.

Число зн. в п. л. 70 тыс. 4 п. л.

КО ВСЕМ

АВТОРАМ

Редакция предлагает авторам руководствоваться при представлении ими машинописного материала нижеперечисленными указаниями, причем при несоблюдении таковых редакция вынуждена будет возвращать рукописи обратно.

1. Рукописи научных работ должны представляться переписанными на машинке с одной стороны, по возможности на листах стандартного размера бумаги с интервалами между отдельными строками. С правой стороны страницы необходимо оставлять небольшие поля (около 2½ см).
2. В редакцию должны представляться первые экземпляры с машинки, т. е. лучшие, а не копии. Все строки по возможности должны иметь равные размеры, а страницы — одинаковое число строк.
3. Рукопись надлежит полностью перенумеровать без пропусков и повторений. Всякие исправления и дополнения должны производиться чернилами, четким шрифтом.
4. Все таблицы, математические выводы и сноски должны дублироваться, т. е. представляться в двух экземплярах.
5. Все математические и химические формулы, не могущие быть изображенными пишущей машинкой, должны вставляться в текст от руки обязательно чернилами и весьма четко (каллиграфически). То же относится и ко всем иностранным текстовым обозначениям.
6. Все чертежи и фотографии, иллюстрирующие данную работу, должны прилагаться отдельно, подколотыми на отдельном листе в порядке их нумерации (отнюдь не подклеивать), с указанием на обороте каждого рисунка его номера, фамилии автора и с четко написанным текстом, объясняющим рисунок. В самой же работе необходимо на полях указать места рисунков (рис. 1, рис. 2 и т. д.).

Чертежи должны помещаться только на одной стороне листа.

Все надписи и детали на чертежах должны быть особо четкими, и в тех случаях, когда авторы пользуются готовыми чертежами, детали и надписи, не относящиеся к данной теме, должны быть вычеркнуты.

7. Никакие исправления в тексте карандашом (простым, химическим или цветным) не допускаются.
8. Представленная в редакцию рукопись считается окончательной с момента представления ее, никаким изменениям и дополнениям не подлежит, за исключением случая изменения некоторых цифровых данных.
9. В конце рукописи должны быть помещены подпись автора, дата представления работы и точный адрес автора с указанием служебного и домашнего телефонов.

ПРОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА на 1935 г. на ЖУРНАЛ

РАЗВЕДКА НЕДР

■  Орган Главного геолого-гидро-геодезического управления НКТП (ГГГГУ)

24 НОМЕРА В ГОД

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:

на год — **10** р. **80** к., на 6 мес. — **5** р. **40** к., на 3 мес. — **2** р. **70** к.

Подписку на журналы и деньги направляйте по адресу: Москва 19, Гоголевский бульвар, 27, Главной конторе периодических и подписных изданий ОНТИ „Техпериодика“. Деньги можно также перечислять на расчетный счет Главной конторы ОНТИ „Техпериодика“ № 3708 в Моск. обл. конторе Госбанка. Подписка принимается: отделениями, магазинами и уполномоченными ОНТИ, снабженными соответствующими удостоверениями, по квитанционным книжкам со штампом 1935 г. на квитанции (без штампа квитанционные книжки недействительны), а также общественными сборщиками подписки на предприятиях, всеми отделениями и магазинами Когиза, всеми почтовыми отделениями и письмоносами.

ПРОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА НА 1935 ГОД НА ЖУРНАЛ

ГОРЮЧИЕ СЛАНЦЫ

ОРГАН СОЮЗСЛАНЦА.

Расчитан на инж.-техн. персонал предприятий, научных работников, хозяйственников, десятников и мастеров.

6 НОМЕРОВ В ГОД. Подписная цена: на год — **9** руб., на 6 мес. — **4** р. **50** к.

Подписку на журналы и деньги направляйте по адресу: Москва 19, Гоголевский бульвар 27, Главной конторе периодических и подписных изданий ОНТИ „Техпериодика“.

Деньги можно также перечислять на расчетный счет Главной конторы ОНТИ „Техпериодика“ № 3708 в Моск. обл. конторе Госбанка.

Подписка принимается: отделениями, магазинами и уполномоченными ОНТИ, снабженными соответствующими удостоверениями, по квитанционным книжкам со штампом 1935 г. на квитанции (без штампа квитанционные книжки недействительны), а также общественными сборщиками подписки на предприятиях, всеми отделениями и магазинами Когиза, всеми почтовыми отделениями и письмоносами.

Продолжается подписка на журналы ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И ГЕОЛОГОРАЗВЕДКЕ на 1935 г.

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Ежемесячный орган Всесоюзных научных инженерно-технических обществ угольной и горнорудной промышленности.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 30 руб., на 6 мес. — 15 руб., на 3 мес. — 7 р. 50 к.

ГЕОДЕЗИСТ

Ежемесячный научно-технический и производственный журнал.

Орган Госуд. межд. геодезического совета.

Подписная цена: на 12 мес. — 8 руб., на 6 мес. — 9 руб., на 3 мес. — 4 р. 50 к.

УГОЛЬ ВОСТОКА

Ежемесячный технико-экономический и производственный журнал треста Кузбассуголь. Издается в Новосибирске.

Журнал рассчитан в основном на средний адм.-технический персонал угольного Кузбасса.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 12 руб., на 6 мес. — 6 руб., на 3 мес. — 3 руб.

РАЗВЕДКА НЕДР

Орган Главного геологического, гидрогеологического и геодезического управления НКТП СССР (ГГГГУ).

24 номера в год

Подписная цена: на год — 10 р. 80 к., на 6 мес. — 5 р. 40 к., на 3 мес. — 2 р. 70 к.

ПРОБЛЕМЫ СОВЕТСКОЙ ГЕОЛОГИИ

Орган Главного геологического, гидрогеологического и геодезического управления (ГГГТУ), ЦНИГРИ и НИТО геологов.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 26 р. 47 к., на 6 мес. — 13 р. 20 к., на 3 мес. — 6 р. 67 к.

ТОРФЯНОЕ ДЕЛО

Орган Главторфа и Научно-исследовательского торфяного института.

Журнал является пособием для студентов торфяных вузов и техникумов.

10 номеров в год

Подписная цена: на год — 12 руб., на 6 мес. — 6 руб.,

СОВЕТСКАЯ ЗОЛОТО-ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

Орган Главзолото НКТП.

10 номеров в год

Подписная цена: на год — 18 руб., на 6 мес. — 9 руб., на 3 мес. — 4 р. 50 к.

ТЕХНИКА ГОРНЯКУ

Ежемесячный массовый горно-технический журнал.

Орган Всесоюзного угольного научно-инженерного общества.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 6 руб., на 6 мес. — 3 руб., на 3 мес. — 1 р. 50 к.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

Орган Института прикладной минералогии и Главнемета НКТП.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 16 р. 80 к., на 6 мес. — 8 р. 40 к., на 3 мес. — 4 р. 20 к.

ГОРЮЧИЕ СЛАНЦЫ

Орган Союзсланца.

Рассчитан на инженерно-технический персонал предприятий, научных работников, хозяйственников, десятников и мастеров.

6 номеров в год

Подписная цена: на год — 9 руб., на 6 мес. — 4 р. 50 к.

ПО НЕФТЯНОМУ ДЕЛУ

НЕФТЬ

Популярно-технический журнал Главного управления нефтяной промышленности НКТП СССР и общества "ЗОТ" нефтяников.

Журнал рассчитан на рабочих средней и высшей квалификации, на техников и учащиеся нефтяных техникумов.

20 номеров в год

Подписная цена: на год — 10 руб., на 6 мес. — 5 руб., на 3 мес. — 2 р. 50 к.

НЕФТЯНОЕ ХОЗЯЙСТВО

Ежемесячный орган Главного управления нефтяной промышленности НКТП СССР.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 30 руб., на 6 мес. — 15 руб., на 3 мес. — 7 р. 50 к.

ГРОЗНЕНСКИЙ НЕФТЯНИК

Ежемесячный научн.-технич. журнал, орган Грознефти и Союза нефтяников.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 20 руб., на 6 мес. — 10 руб., на 3 мес. — 5 руб.

Подписку на журналы и деньги направляйте по адресу: Москва 19, Гоголевский бульвар 27, Главной конторе периодических и подписных изданий ОНТИ „Техперидонка“.

Деньги можно также перечислять на расчетный счет Главной конторы ОНТИ „Техперидонка“ № 3708 в Моск. обл. конторе Госбанка.

Подписка принимается: отделениями, магазинами и уполномоченными ОНТИ, снабженными соответствующими удостоверениями, по квитанционным книжкам со штампом 1935 г. на квитанции (без штампа квитанционные книжки недействительны), а также общественными сборщиками подписки на предприятиях, всеми отделениями и магазинами Когза, всеми почтовыми отделениями и письмоносцами.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ



ГОС. ОБЪЕДИН. НАУЧНО-ТЕХНИЧ. ИЗД-ВО

№ 4

МОСКВА-ЛЕНИНГРАД

ГОД X

1935

СОДЕРЖАНИЕ

	Стр.
Передовая	1
Н. Н. Патрикеев — Основы организации открытой добычи на Еленовских карьерах	3
В. Г. Орловский —Промышленная классификация флюсовых известняков Еленовского месторождения (предварительный отчет)	15
Г. А. Браун —Качественная характеристика разрабатываемых месторождений флюсовых известняков Юга СССР в связи с установлением технических условий	25
К. Х. Тагиров —К вопросу об установлении стандарта на металлургические известняки	42
И. В. Шманенков и Р. С. Фридман —Сравнительные данные истираемости металлургических известняков	47
М. А. Карасик — Добыча магнезита на горе Урагай в Сатках на Урале	50
А. С. Базилевич — Теплоемкость и тепловые реакции минерального сырья	55
Реализация научно-исследоват. работ в промышленности	64
Рефераты и библиография	67
Хроника и заметки	68

CONTENTS

	Page
Leading Article	1
N. N. Patrikeev — Organization of Open Pit Quarrying at the Elenovsky Quarries	3
V. G. Orlovsky — Industrial Classification of Fluxing Limestones from the Elenovsky Deposit (Preliminary Report)	15
G. A. Braun —A Description of the Workable Deposits of Fluxing Limestones in the South of USSR from the Qualitative Standpoint in Connection with Introduction of Technical Standards	25
K. H. Taghirov —The Introduction of Standards for Metallurgical Limestones	42
I. V. Shmanenkov and R. S. Fridman —Comparative Data on the Abrasion Resisting Properties of Metallurgical Limestones	47
M. A. Karasik —Mining of Magnesite at Mount Uragai at Satky in the Urals	50
A. Bazilevich — Heat Capacity and Thermal Reactions of Mineral Raw Materials	55
Realization of Scientific-Research Works in Industry	64
References and Bibliography	67
Notes and Chronicle	68

Стр.	Столбец	Строка	Напечатано	Следует	По чьей вине опечатки
Содержание			Добыча магнезита на горе Урагай	Добыча магнезита на горе Карагай	Редакции
28	табл. 4	11 ^а и 11 ^б	Кеммериджа	Кеммеридж	•
28	табл. 4	5 столб.	SiO ₂	SiO ₂	Корректора Ильина
28	табл. 5	№ п/п 3	Кеммериджы	Кеммеридж	Редакции
58	правый	формула	$= 0,460 \frac{\text{кал}}{^{\circ}\text{Ц}}$	$= 0,460 \frac{\text{кал}}{\text{г}^{\circ}\text{Ц}}$	Корректоров Скачковой и Знаменского
63	табл. 2, столбец 8	9 сверху	0,243	0,293	Редакции
64	правый	23 снизу	ниже помещаются	выше помещаются	•
68	левый	8 сверху	отметил в книге музея	закончил осмотр института музеем	Корректора Копман
68	•	таблица	мощность в л	мощность в м	Редакции

К фотографии на обложке

1-й ряд слева направо — Директор ИМС проф. Н. М. Федоровский, Нач. ГГГУ акад. И. М. Губкин, зам. нач. ГГГУ А. А. Блохин.

2-й ряд — Председатель месткома ИМС И. С. Яшин, член партийного комитета ИМС И. Л. Лурье, зам. дир. ИМС М. Э. Зборовский, секретарь парт. ком. ИМС О. Ю. Рястас, зам. дир. ИМС М. А. Ерошенко.

Редакции

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

О Р Г А Н
ВСЕСОЮЗНОГО ИН-ТА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

№ 4

1935 г.

Год X

М. С. Гофштейн

Черная металлургия Союза, изо дня в день, из декады в декаду увеличивая выпуск металла, тем самым предъявляет ко всей системе промышленности нерудных ископаемых новые, сложные требования, выполнение которых является делом чести всех работников нерудной промышленности.

Из задач, поставленных т. Сталиным в беседе с металлургами, нерудная промышленность вместе со всеми отраслями, обслуживающими черную металлургию, также обязана сделать соответствующие выводы. Вот на основе каких двух важнейших моментов должна развиваться работа промышленности нерудных ископаемых на протяжении 1935 г.

Всем работникам промышленности нерудных ископаемых надлежит отдавать себе ясный отчет в том, что **борьба за ликвидацию отставания выплавки стали и выпуска проката от выплавки чугуна прежде всего начинается на кварцитных и доломитных разработках.**

Строительство новых мартеновских печей, реконструкция и капитальный ремонт действующих мартенов немислимы без достаточного количества и надлежащего качества динаса, и поэтому добыча и соответствующая качественная обработка кварцитов, естественно, являются собой начало борьбы за осуществление задач, поставленных т. Сталиным перед металлургами для преодоления отставания выпуска стали и проката.

Если 1934 г. прошел под знаком элементарного освоения как старых, так и новых месторождений кварцитов, то в 1935 г. огнеупорная промышленность Союза должна получить от сырьевиков шихту для производства динаса надлежащего качества и в достаточном

количестве. Стойкость огнеупорного припаса на мартенах определяет собой длительность службы последних, меньшее количество остановок и, следовательно, лучшее использование агрегатов по их прямому назначению, больший съем стали с пода мартеновской печи. Совершенно очевидно, что от качества кварцитов, поставляемых огнеупорной промышленностью, во многом зависит успешная реализация задач, поставленных т. Сталиным перед черной металлургией.

В одинаковой степени «генеральным вопросом» является снабжение заводов сырыми и обожженными доломитами. По перспективам 1935 г. положение с доломитом на юге Союза может оказаться чрезвычайно напряженным в том случае, если не будет обеспечен своевременный ввод в эксплуатацию реконструированной шахты «Малая Гольма» в Никитовке, пуск отделения шахтных печей Новоникитовского доломитного завода и если в ближайшее время не будет начата проходка шахты «Большая Гольма». В одинаковой мере напряженным может оказаться баланс кварцитов, если не будет организована добыча по линзе № 11 Ясиноватского месторождения, если не будет интенсифицирована разработка на Тарасовском месторождении и если не будут заложены новые шахты на базе Лозовского месторождения кварцитов.

Реализация, и притом своевременная, всех перечисленных задач, своевременная переброска кварцитов из глубинных рудников на огнеупорные и металлургические заводы, тщательная переработка всего добываемого сырья и безусловное выполнение плана добычи по всем кварцитным и доломитным разработкам и заводам будут опреде-

лять, в какой степени и с какой настойчивостью работники промышленности нерудных ископаемых реализуют указания т. Сталина по вопросу преодоления отставания выпуска стали и проката от выплавки чугуна.

Освоение наличных мощностей и в соответствии с этим максимальное использование объема доменных печей также являются областью, где промышленности нерудных ископаемых принадлежит не последнее слово. Качество огнеупорной глины, идущей на изготовление доменного припаса, и качество металлургического известняка, употребляемого как флюс в доменной плавке, определяют в значительной мере использование объема доменных печей. Те коэффициенты использования объема доменных печей, какие сегодня уже достигнуты заводами черной металлургии, и те еще более высокие коэффициенты, на которые ориентируют металлургические заводы Главное управление металлургической промышленности и народный комиссар тяжелой промышленности т. Орджоникидзе и которые в ближайшее время, безусловно, будут достигнуты, определяют роль всей системы промышленности нерудных ископаемых в этой борьбе за металл.

Загружать сегодня в доменные печи флюсы с повышенным содержанием SiO_2 или с содержанием в сыпи низших классов от 0 до 25 больше, чем предусмотрено техническими условиями, — значит не бороться за лучшее использование объема доменных печей, за лучшие в мире технические коэффициенты, значит и бороться за металл.

В 1935 г. металлургия не может и не будет работать на флюсах качества прошлых лет.

В 1935 г. проблемы количественного порядка можно считать разрешенными, и поэтому оценка работы флюсовых рудников должна производиться не только по количественным, но, главным образом, по качественным показателям. Черной металлургии не нужны флюсы ради флюсов, металлургии нужны флюсы, обеспечивающие производство наибольшего количества и наилучшего качества металла, и поэтому борьба за культурно обработанные флюсующие материалы есть прежде всего борьба за лучшие в мире технические коэффициенты использования до-

менных печей, борьба за реализацию обещаний, данных металлургами стране, о превращении черной металлургии в самую передовую отрасль народного хозяйства.

Для того чтобы обеспечить работу промышленности нерудных ископаемых в одном плане с современными требованиями металлургии, нужно сделать многое, в частности:

1. Нужно ввести в эксплуатацию, и притом не позже 1 августа, вторую секцию дробильной фабрики на Еленовских карьерах.

2. Необходимо уже в 1935 г. начать самое интенсивное освоение правого берега Каракубского месторождения со строительством дробильно-обоганительной фабрики.

ГУМП и тресту Нерудсталь надлежит отдавать себе в вопросах Каракубского строительства совершенно ясный отчет, так как без Каракубского дробильно-обогачительно-сортировочной фабрики невозможно поставить на должную высоту снабжение металлургических заводов флюсами в достаточном количестве и надлежащего качества. Это должно быть учтено, и кредиты на строительство фабрики на Кара-Кубе должны быть отпущены немедленно.

3. Разработки на базе Балаклавского месторождения известняков должны быть интенсифицированы, с доведением среднесуточной добычи до 100 вагонов в сутки не позже июня с. г.

Реализацией перечисленных задач промышленностью нерудных ископаемых будет подведена крепкая и надежная база под передовые технические коэффициенты черной металлургии. Наряду с общим укреплением всех тыловых отраслей черной металлургии, это даст возможность последней уверенно, не оборачиваясь, двигаться вперед по пути реализации указаний партии и правительства о всемерном увеличении выплавки металла, о преодолении отставания производства стали и проката.

Повторяем и подчеркиваем — промышленности нерудных ископаемых в этой борьбе за металл присвоена почетная и ответственная роль. Тов. Сталин дал металлургии социалистический заказ: наряду с увеличением выплавки чугуна, форсировать сталь и прокат. Мы обязаны помочь металлургии выполнить указания партии.

Н. Н. Патрикеев

Основы организации открытой добычи на Еленовских карьерах

Еленовский рудник при годовой добыче в 4 млн. т готового продукта (учитывая отходы фабрики и неизбежную добычу некондиционного материала в руднике) должен ежедневно добывать и обрабатывать на фабриках и отвалах около 20 тыс. т материала.

Обработка столь большого тоннажа обязывает организовать предприятия на базе надежных и проверенных технологических процессов и оборудования.

Организацию управления отдельными процессами и всем предприятием в целом необходимо построить на базе детального изучения практики работы аналогичных крупных предприятий.

В условиях Еленовского месторождения нет, повидимому, необходимости дискутировать вопросы вскрытия, добычи и транспорта сырья. Эксплуатация открытым способом с применением глубокого бурения, экскавации мощными одночерпаковыми лопатами, транспортировки в многотоннажных думпкарах, механизация всех промежуточных вспомогательных процессов (подчистка забоев малыми экскаваторами, механизированная переноска путей в забоях кранами и на отвалах — скреперами и траншифтерами) и полное изгнание из рудника ручного труда на базе четкого и автоматизированного управления всеми процессами являются единственно правильным методом организации добычи.

Организация любого из вышеуказанных звеньев единой цепи производства на основе ненадежных и непроверенных практикой методов и особенно неосвоение любого из них неизбежно повлечет к срыву работ в целом. Мощности выбранного оборудования должна быть взаимно увязана и должна отвечать масштабу производства. Исходя из суточной производительности 20 тыс. т, априори можно утверждать, что все оборудование должно быть многотоннажным. Здесь же уместно подчеркнуть, что разработка Еленовского месторож-

дения сопряжена при добыче кондиционного сырья с попутной (в рабочем забое — горизонте) или опережающей (верхние некондиционные горизонты) добычей некондиционного продукта, что определяет постановку добычи по методу селективной выемки с направлением кондиционного продукта на фабрики и некондиционного — в отвалы.

Необходимость равномерного питания дробильно-сортировочной фабрики сырьем требует при селективной выемке:

1) четкой постановки геологической службы на основе непрерывного опробования месторождения и

2) высокоорганизованного отвально-го хозяйства.

Основной исходной — при проектировании методов разработки является установленная кондиция на готовый продукт.

а) **Химические ограничения** «вредных» компонентов, главным образом, кремнезема в совокупности с геологической характеристикой месторождения будут влиять на весь технологический процесс: размер отвального хозяйства, высоту уступа и организацию транспорта.

Не надо забывать, что повышенные требования к готовому продукту, не отвечающие естественным условиям месторождения, могут столь осложнить ход производства и удорожить стоимость добычи сырья, что без взаимного противопоставления «горных потерь» и «металлургических выгод», научно обоснованного компетентной организацией, обойтись не придется (работа института мин. сырья в 1934/35 г.).

б) **Физические ограничения** также влияют на организацию горных работ, главным образом буро-взрывных (понижение выхода некондиционной мелочи), а также и на высоту уступа, и наиболее сильно отражаются на фабрике по обработке сырья.

При существующем сортировочном устройстве Еленовской дробильной фа-

брики, значительной загрязненности верхнего рабочего горизонта примазками, даже при постановке селективной выемки и направлении особенно загрязненных глиной блоков на отвалы, все же процент мелочи (ниже 25 мм) в готовом продукте франко-вагон вряд ли будет в среднем ниже пяти, что при более совершенных методах грохочения считается ненормальным.

Радикальным и единственно надежным способом удаления глинистых примазок и понижения выхода мелочи в готовом продукте считается обработка в присутствии воды — операция очень дорогая (главным образом, по стоимости комплекса всех водяных сооружений) и на сегодня в условиях Еленовки могущая рассматриваться как проблема.

Таким образом, физическая характеристика готового продукта также требует изучения поведения известняка с разным процентом содержания в нем «мелочи» в доменном процессе, дабы сортировочные устройства не вышли из существующих для обработки данного рода полезных ископаемых норм (работа Института мин. сырья 1934/35 г.). Третьим элементом в части кондиции на продукт, предъявляемый металлургией, является возможно большая равномерность его физических и химических свойств. По сути дела этот элемент в цикле всего горного предприятия (добычи и обработки) является наиболее трудным в исполнении, особенно в условиях необходимости вести добычу селективным методом и при отсутствии обогащения на фабриках по обработке (условия Еленовки). Диапазон колебания основного компонента SiO_2 в отдельных отпавках (составах) и среднесуточных пробах, повидимому, будет равен 0,5% от лимита, принимаемого по SiO_2 порядка 2%.

Чтобы обеспечить достижение максимальной равномерности (стандарта) физико-химического состава готового продукта, необходимо иначе организовать горные работы и подготовительную обработку сырья на фабрике (сортировка и рудоразборка).

Это достигается:

1) постановкой предварительного опробования месторождения на каждом рабочем горизонте и для каждого отдельного назначенного к взрыву блока;

2) введением в эксплуатацию повышенного против технической нормы фронта работ, по возможности, за счет смещения его в вертикальной плоскости (увеличение его не за счет длины забоя, а за счет числа горизонтов);

3) вышеуказанный метод работы сопряжен с необходимостью наличия повышенного количества оборудования (буровых станков для опережения эксплуатационного бурения и своевременного опробования и эскаваторов, часть которых работает периодически в целях выравнивания среднего состава).

Весьма существенным фактором, сглаживающим отклонения от стандарта в цикле добычи-обработки, является правильно организованное складское хозяйство как при дробильной фабрике, так и на месте потребления продукта — в доменных печах металлургических заводов. Предварительное скопление больших количеств в указанных пунктах готового продукта с применением определенного режима погрузочно-разгрузочных операций (непрерывно движущийся «Гобинс» на складе фабрики и грейферование на складе доменного цеха) более надежно способствует усреднению всего продукта, чем режим работы по добыче и обработке.

Во всяком случае, действия в обоих направлениях должны друг друга дополнять, а не исключать взаимно друг друга.

Необходимость ведения селективной добычи, обязанность питания фабрик постоянным количеством стандартного сырья определяют безусловную постановку геологической службы, работающей в органической связи с «Бюро качеств», которое осуществляет технический контроль по качеству (ОТК) и направляет ведение работ по физико-химическому опробованию месторождения.

Исходным положением, определяющим как режим горных работ, так и работу геологической службы — «Бюро качеств», надо признать правильно выбранную промышленную классификацию отдельных компонентов, слагающих назначенное к выемке месторождение.

На основе разведочных выработок при выбранной разведочной сетке до предельного горизонта эксплуатации, определяемого проектом, построением разрезов по каждому горизонту работ

экскаваторов, в условиях Еленовского месторождения мы, повидимому, придем к необходимости оконтурить на каждом горизонте и определить количественно следующие группы сырья:

- а) блоки кондиционного известняка—фабрику;
- б) блоки, загрязненные карстовыми включениями глины,—отвалы;
- в) блоки с содержанием SiO_2 свыше предельных норм—отвалы;
- г) доломитизированные известняки—фабрику или завод.

Вышеуказанная графическая и количественная характеристика каждого горизонта представляет лишь качественную промышленную классификацию месторождения, от которой надо перейти к промышленной количественной классификации, ибо граничащие друг с другом блоки разных классов при экскавации будут давать на границах различные по качеству смеси (кондиционные и некондиционные) и внесут значительные коррективы в геологические запасы (второй наиболее важный элемент горного проекта).

Корректированная «на экскавацию в связи с определенным режимом буровзрывных работ» характеристика горизонта является основным материалом для проектирования, для организации работ и определения режима работы механизмов.

Еленовское месторождение обладает двумя крайне неприятными свойствами:

- 1) наличием перерезающих известняк глин с неровной поверхностью, их контакт с известняком;
- 2) наличием прослоек обогащенного кремнеземом известняка, залегающего более или менее согласно со слоями известняка.

Указанное требует в условиях полного падения специального рассмотрения вопроса о способе разработки верхнего горизонта и выбора высоты уступов в нижележащих горизонтах с точки зрения индивидуализации и ограничения их вне зависимости от рациональной постановки буровзрывных работ и экскавации.

Обращаясь к вопросу первому—способу разработки верхнего горизонта (действующего в пределах отметки ± 122 м), надо отдать себе отчет, что предлагаемые и частично применяемые на практике «малотоннажные» способы

производства вскрышных работ в условиях действительности Еленовского месторождения—колоссального объема этих работ—удовлетворительного решения задачи не дадут.

К «малотоннажным» способам надо отнести, главным образом, применяемую транспортировку автомашинами, тракторами, скреперами и подъемными устройствами, базирующимися на порочной идее самой вскрыши—обнажить капризный по очертанию контакт наносов и известняков и боязни пожертвовать некоторым количеством известняка (к тому же в большинстве на контакте некондиционного) как неизбежной потери при разработке данного месторождения. Практика разработки более ценных полезных ископаемых на эти жертвы идет, конечно, в пределах допустимых норм потерь.

При такой постановке вопроса достигается значительное снижение стоимости производства за счет устранения перебоев в работе, рациональной разработки вскрываемых горизонтов известняка и возможности маневрировать единообразным оборудованием на вскрышных работах и добыче во времени (сезонность работы) с усилением их производства в летнее время и переброской освободившегося оборудования зимой на добычу и погрузку.

Конкретное оформление производства вскрыши по вышеуказанному методу требует разбивки действующего горизонта до отметки ± 122 м на два или более, из которых верхние целиком направляются в отвалы как некондиционный продукт, разрабатываясь методом, аналогичным добыче годного продукта с частичным применением буровзрывных работ для удаления гребней известняка, экскаваторной нагрузкой в те же «думпкары» и отправкой груженных составов на отвалы некондиционного материала теми же паровозами, что и на добычу.

Решение вопроса о местоположении отвала, отдельного его существования от отвалов некондиционного сырья, получаемого при разработке вскрытых горизонтов или организации единого отвального хозяйства, а также определение поверхности подошвы указанного вскрышного горизонта есть наиболее ответственная часть горной части проекта, и она может быть решена лишь

при наличии гипсометрии контакта, выявленной в результате разведочных работ (средствами сгущенной сетки разведывательных работ или методами электроразведки).

Надо иметь в виду, что экскавация, перемещение путей в забое и транспорт грузопорожняка не требуют идеальной горизонтальной плоскости, что облегчит задачу наименьшей потери полезного ископаемого.

Освобожденная от наносов часть известняка и составит полный **рабочий горизонт по добыче кондиционного сырья**.

Вторым принципиальным вопросом, заслуживающим не меньшего внимания, является вопрос о направлении развития фронта работ на рабочих горизонтах.

В условиях Еленовского месторождения возможны два способа:

I. Максимальное удлинение фронта работ на первом горизонте с размещением всех экскаваторов на этом едином горизонте.

II. Ограничение работы по длине забоя и ввод в эксплуатацию нескольких горизонтов.

1. Характеристика месторождения, определяющаяся наличием большого объема вскрышных работ, не зависящего от числа вводимых в дальнейшем в работу горизонтов на данной площади вскрыши.

2. Улучшение качества известняка с глубиной.

3. Упрощенное путевое забойное хозяйство и лучшая работа экскаваторов в условиях применения на одном горизонте ограниченного их количества.

4. Более легкие достижения качественного и количественного стандарта кондиционного сырья для фабрики, о чем было сказано выше, в условиях смещения работ по вертикали (расположение одного и того же количества экскаваторов на нескольких одновременно работающих горизонтах), **заставляют признать второй способ разработки месторождения более рациональным**.

Какие же причины задержали и продолжают задерживать проведение в жизнь указанного метода разработки Еленовского месторождения?

Главная причина следующая:

1. Работа по методу одновременной эксплуатации нескольких горизонтов требует первоначального производства значительных подготовительных работ, проводимых по определенному плану, оформленному проектом «вскрытия месторождения», чего Еленовка до последнего времени не имела.

2. Проведение в жизнь указанного метода и при наличии проекта требует практического знакомства с постановкой эксплуатации по указанному методу, особенно в части организации селективной экскаваторной выемки, сопряженной с управлением довольно сложным транспортным хозяйством методами, резко отличными от норм НКПС.

Между тем, в силу новизны подобной эксплуатации на предприятиях союзной промышленности кадров, знакомых с этим делом, почти нет, и их придется создавать самим.

3. От многолетней ручной добычи осталось весьма неприятное наследство, осложняющее переход на эксплуатацию нижележащих горизонтов в виде:

а) искривленных забоев-тупиков, изолированных друг от друга невынутыми большими включениями; эти невзятые в свое время включения должны быть удалены не только для возможности разработки нижележащих горизонтов, но и для правильной постановки экскаваторной добычи и одного действующего горизонта на отметке 122 м;

б) все отходы от ручной добычи при разработке горизонта 122 м оставались на этом же горизонте и составляют на сегодня значительный объем, и, разумеется, требуется их удаление.

Нельзя закрывать глаза на указанные трудности и легко декларировать вопрос о разработке месторождения намечаемым способом, не отдав себе отчета в объеме указанных подготовительных работ. Объем работ должен быть тщательно оформлен количественно и качественно путем исполнения «проекта организации работ», опирающегося на проект вскрытия и разработки месторождения. Надо сейчас же сказать, что исполнение указанной работы потребует наличия от большой группы основного оборудования: паровозов, думпкаров, экскаваторов, вспомогательного оборудования и **значительного времени** на осуществление подготовки.

Тем не менее, можно утверждать, что этот метод приведения Еленовки в порядок единственный и кардинальный.

Переходя к рассмотрению производственных процессов от забоя до погрузки готового продукта, отметим, что практика эксплуатации подобных Еленовке предприятий установила необходимость и возможность разрыва довольно сложной цепи, слагающей весь указанный цикл производства на три обособленные цепи, оформленные законченностью операций внутри каждой:

а) совокупность операций по добыче сырья от забоя до фабрики по обработке;

б) то же по обработке на фабрике;

в) складирование готового продукта, его погрузка и отправка потребителям с производством вспомогательной операции, уборка отходов фабрики.

В этом делении, конечно, есть известная условность, ибо в организации всего процесса в целом основным и руководящим началом является **наличие непрерывности потока** от начала процесса до его конца. Тем не менее, указанный разрыв всей цепи на три более или менее обособленных и самостоятельных дает значительное упрощение в управлении отдельными цепями, сокращая число звеньев каждой цепи, подчиненной единой воле (дифференциация управления по производственному признаку). Роль высшей администрации всего предприятия — обеспечить гармоничность отношений этих трех обособленных хозяйств в целях создания непрерывности потока.

Добыча сырья. Наиболее ответственным и сложным хозяйством из указанных трех является **добыча сырья**, расчленяющаяся по производственному признаку на нижеследующие основные звенья:

а) транспорт сырья,

б) буро-взрывные работы,

в) экскавация,

г) отвальное хозяйство.

Транспорт сырья. Указанное звено, будучи заключительной операцией по добыче, надлежит рассмотреть вначале, потому что оно является наиболее сложным и ответственным по управлению им и, кроме того, основные капитальные затраты по добыче обуславливаются этим звеном по счету «вскрытия

месторождения». Вскрытие месторождения, оформляемое транспортными подходами и основным механизмом экскаваторов, расставленных на рабочих горизонтах, должно обеспечить непрерывный поток кондиционного сырья на фабрику и некондиционного на отваль. Поэтому проектировщик и строитель транспортных устройств несут величайшую ответственность перед эксплуатацией. Непродуманность горно-транспортного проекта вскрытия месторождения на весь период существования предприятия, во всех его деталях, обязательно поставит весь ход производства в столь затруднительное положение, что никакое искусство в управлении эксплуатацией непрерывного потока сырья не обеспечит.

Весь комплекс транспорта при проектировании расчленяется на две более или менее самостоятельные части:

а) «забойные» пути, располагаемые в пределах эксплуатируемого «тела», которые периодически перемещаются в пределах данного рабочего горизонта к границам тела; это путевое хозяйство носит в своем строительном оформлении «временный» характер с ограниченным развитием путей на каждом горизонте до минимальных размеров;

б) пути, располагаемые вне тела, так называемые постоянные, осуществляют непрерывность потока сырья со всех рабочих горизонтов на фабрику и отваль; оформление данной части транспорта должно обеспечить качественную и количественную равномерность подачи сырья на фабрику. Это достигается устройством:

1) двухпутной сети от входа забойного пути на главную магистраль;

2) устройством мощных аккумуляторов для грузовых и порожняковых составов, располагаемых между фабрикой и главной магистралью, вливающей в себя забойные пути до конца разработки месторождения—центральной сырьевой станции, цель которой выравнивать равномерность питания фабрики по количеству и качеству сырья.

3. Станция при фабрике для приема сырья в питатели головных аппаратов фабрики в количестве, равном числу агрегатов плюс возвратный путь для порожних нерасцепленных составов, оформленный или через вытяжной тупик при тупиковой откатке или в виде

магистрального пути, в который вливаются питающие грузовые пути при кольцевой откатке. Кольцевая откатка работает более совершенно, не затрачивая времени на проход через выгужной тупик, но ее оформление всегда дороже, сильно зависит от рельефа местности и общего генплана предприятия. Никаких иных путей указанная станция не несет, ибо все вспомогательные операции по расценке составов, их задержке в интересах надежного сохранения непрерывности потока и устранения возможности нарушения графика движения «нерасцепляемых составов» производством по данной станции категорически воспрещены.

4. Станции при складах и бункерах фабрики готового продукта, служащей для операций погрузки готового продукта и его взвешивания; путевое хозяйство данной станции оформляется в виде двухпутной магистрали.

5. Центр-станции данного предприятия, где производится прием порожняка и сдача груза с производством технического осмотра. К указанной станции примыкают пути ремонтных мастерских подвижного состава. Указанная станция подчиняется нормам эксплуатации станций НКПС и при правильно спроектированном комплексе всех сооружений предприятия (генплана) должна находиться в ведении органов НКПС, обслуживая все интересы предприятия.

Необходимо отметить ответственность оформления соединения забойных путей с постоянным, особенно с точки зрения сохранения принятых норм радиусов закруглений, от начала эксплуатации каждого горизонта до конца, при подходе к границе эксплуатируемого тела. Совокупность правильно спроектированных и построенных забойных и постоянных путей осуществляет основную операцию по питанию фабрики кондиционным сырьем.

Операции по добыче и уборке с рабочих горизонтов некондиционного сырья также требуют четкости в работе, хотя они сильно упрощены по сравнению с питанием фабрики тем, что здесь равномерность подачи, количественная и качественная, отсутствует (отсутствие аккумуляторов). Здесь наиболее ответственным моментом при проектирова-

нии является выбор места отвалов и склада.

Обычно отвальное хозяйство оформляется в разных точках, выходящих и вступающих в эксплуатацию по мере разработки месторождения на глубину.

Для достижения полной проектной мощности рудником, повидимому, придется трибегать к устройству на главных магистральных путях автоблокировки и централизованного управления на станциях. Теперь же бесспорным и необходимым элементом надо рассматривать высокоорганизованную диспетчерскую службу на базе правильно спроектированной селективной связи.

Буро-взрывные работы. Высота уступа, оказывая значительное влияние на организацию и стоимость буро-взрывных работ, в значительно большей степени зависит от ранее указанной геологической характеристики месторождения и от процессов экскавации и обработки на фабрике.

В настоящее время при переработках в руднике больших масс сырья (условия Еленовки) принято не ограничивать габаритные размеры сырья по их верхнему пределу в целях экономии взрывматериалов и уменьшения расходов на бурение и принимать размеры первой стадии дробления максимально возможными, оправданными практикой работы головных аппаратов дробления (питатель и дробилка). При производительности порядка 500 т/час (условия Еленовки) наилучшим решением надо считать прием «головными» аппаратами кусков размером 1 м на 2 м (тип магнитогорской дробилки «Трайлор»). На основе этой исходной величины надо выбрать наиболее подходящий тип экскаватора, сосуда для погрузки, и определить высоту уступа.

Практика эксплуатации подобных Еленовке месторождений дает колебание высоты уступа от 10 до 20 м, причем последний предел отвечает наиболее мощному типу головного аппарата по дроблению на фабрике (приемное отверстие 1 м и 2 м): экскаватора (ковш—3 м³) и вагона думпкара типа Магора или Вестрена грузоподъемностью до 60 т нетто известняка.

При этих условиях ориентация на высший предел высоты уступа порядка 20 м не находится в противоречии с работой основной цепи аппаратов: экс-

каватора — транспортного сосуда — головной аппаратуры по дроблению.

Всякое допущение диспропорции в указанной цепи и высоте уступа нарушит стройность производственного процесса, с одной стороны, и обеспечит производственные возможности тех звеньев данной цепи, которые превышают свою мощность по сравнению с остальными.

Какова же характеристика указанных основных механизмов на Еленовке, уже приобретенных и введенных в эксплуатацию?

1. Одноступенчатое дробление, осуществляемое в Еленовке (о неэффективности этого скажем ниже), разрешает давать куски минимальных размеров, равные $0,75 \times 0,75$ м.

2. Наибольший тип экскаватора фирмы Шкода имеет ковш $2,0$ м³.

3. Вагоны-думпкары Сормовского завода имеют объем всего 15 м³ и тоннаж не свыше 30 т.

Эта характеристика более или менее правильно освещает взаимную увязку мощности действия оборудования между собой, ограничивая размер максимальных кусков в забое, возможных к отправке на фабрику, лишь в $0,75 \times 0,75$ м.

Этого уже достаточно для того, чтобы ограничить высоту уступа до нижнего предела порядка 10 м, ибо размер кускового материала, особенно сверх допустимых габаритов, находится в зависимости от высоты уступа. Устранение негабаритных кусков сопряжено со значительным дополнительным пневматическим бурением и вторичными взрывами.

Между тем, основное правило буровзрывных работ — сведение этой операции до минимума, что при совершенной увязке всей цепи производственных аппаратов и хорошем управлении ими на практике и осуществляется.

Особо надо отметить, что основная операция в работе предприятия в целом — экскавация — дает наилучшие результаты производительности машин лишь в случае равенства взорванного сырья по размерам, размеры же находятся в тесной зависимости от высоты уступа, достигая наилучших при приближении к нижнему пределу высоты.

Таким образом, по совокупности всех причин, действующих на Еленовке, на-

до считать наиболее подходящую высоту уступа, близкую к нижнему пределу, порядка 10 м.

Уточнение этой величины является также одним из главных элементов проекта реконструкции Еленовки. Надо отметить, что при правильно выбранных мощностях основного оборудования по добыче и обработке повышение высоты уступа по известнякам до средней высоты порядка 15 м было бы рационально.

Бурение ударными станками. Станки ударного бурения должны обладать:

а) механической прочностью, обеспечивающей длительную бесперебойную в идеале: от одного планово-предупредительного ремонта до другого;

б) высокой часовой производительностью как по чистому бурению, так и с учетом вспомогательных операций.

Разберем с этих точек зрения наиболее распространенные типы станков на предприятиях союзной промышленности: 1) Вирта № 16, 2) Сандерсона № 14, 3) Армстронга № 29.

По механической прочности все три типа при надлежащем уходе за ними в условиях Еленовки могут применяться в равной мере. Все же надо сказать, что стальная конструкция станка Армстронга на практике дает более длительную работу, чем Вирта и Сандерсона, почему ему должно быть отдано предпочтение перед станками Вирта и Сандерсона. Станок Сандерсона, имеющий деревянную конструкцию и пеньковый канат (весьма недолговечный по сравнению со стальным, применяемым на станках Армстронга и Вирта), должен быть поставлен по условиям механической прочности на последнее место. Производительность станка по чистому бурению при равных условиях работы зависит от трех причин: а) веса снаряда, б) высоты подъема снаряда, в) числа ударов в единицу времени.

По этим элементам мы имеем следующие величины (табл. на стр. 10).

При одинаковом числе ударов работа каждого из указанных станков, выработанная в кг/м, будет равна для:

а) Вирта	0,15 кг/м
б) Сандерсона	0,40 »
в) Армстронга	0,66 »

т. е. если часовую производительность «чистого бурения» станка Армстронга

Тип станка	Вес снаряда в кг	Высота по- дъема в мм	Число уда- ров в 1 мин.
Вирта № 16	390	450	60
Сандерсона № 14	606	650	60
Армстронга № 29	650	800	60

принять за 100%, то станок Сандерсона дает лишь 60%, а Вирта 22%.

Эти данные, подтверждаемые практикой работы, бесспорно говорят в пользу станка Армстронга, эквивалентного по чистому бурению пяти станкам Вирта и полутора станкам Сандерсона.

На практике производительность за отчетный период (смену, сутки) определяется как результат всех операций: чистого бурения, вспомогательных операций и простоев по причине аварии и плохой организации работы.

Чистое бурение при хорошей организации составляет 60%; остальные же 40% непроизводительны и сглаживают разницу в производительности станков указанных систем, вычисленную теоретически, причем, чем хуже организация работ, тем меньше выявляются и преимущества лучших типов станков по сравнению с худшими.

Отметим, что при «постоянной» величине высоты подъема для любого типа станка вес снаряда есть величина переменная, зависящая от полновесности применяемого снаряда (штанги и бура). Наблюдение за полновесностью снаряда в интересах высокой производительности для любого типа станка—и особенно для станка Вирта, с малым весом снаряда,—является основной обязанностью администрации по бурению, что на практике часто игнорируется с вытекающими отсюда отрицательными последствиями (законы механики остаются в силе при любом качестве организации работы). Поэтому прежде всего надлежит бороться не за количество одновременно действующих станков, а за технически грамотную оснащенность отдельных агрегатов и тем самым способствовать выявлению, а не завуалированию порочных сторон дела.

Среди непроизводительных операций большая доля падает на вспомогательные операции, зависящие, главным образом, от передвижки станка и его установки (подготовка к бурению). В условиях неровной поверхности устья скважины на эту операцию оказывает большое влияние система хода станка, причем бесспорным преимуществом пользуется гусеничная система по сравнению с колесной, т. е. Армстронга № 29, и по этому признаку она является более производительной по сравнению с Сандерсоном № 14 и Виртом № 16, обладающими колесным ходом, причем Сандерсон ввиду большой проходимости, пожалуй даже менее удобен и подвижен, чем Вирт.

К сожалению, приобретенное оборудование Еленовки имеет в основном станки Вирта № 16 на колесном ходу.

Надо также отметить, что вновь приобретенные 10 шт. станков Вирта № 16 при большой компетентности в этом деле «заказчика» Горметимпорта у той же фирмы Вирта могли бы быть станками значительно лучшей конструкции, т. е. более близкими к типу Армстронга, чем Вирт № 16 (на гусеничном ходу с мачтой в 11 м высотой, а не в 6 м, как на № 16, и с амортизатором).

Освоение производительности экскаватора—основного звена всей цепи по добыче—без обновления станкового хозяйства Еленовки будет безусловно затруднительно, не говоря уже об экономике самого бурения.

Последняя же при характеристике почти всех расходов по бурению как «постоянных» всецело будет зависеть от производительности станка в смену, каковая, как сказано выше, по «чистому бурению» почти исключительно зависит от типа станка при равном количестве управления.

Взрывные работы. 1. При высоте уступа порядка 10 м в целях обеспечения экскаваторов материалом от взрыва на полную длину стрелы экскаватора приходится буровые скважины закладывать в два ряда в шахматном порядке при взаимном расстоянии между ними, устанавливаемом практикой при эксплуатации данного месторождения.

Здесь надо отметить, что если бы основное оборудование позволило увеличить высоту уступа до 15 м, то не пришлось бы закладывать два ряда сква-

жин, а довольно было бы ограничиться одним рядом, что дало бы значительное повышение выхода взорванной массы на 1 пог. м бурения со всеми вытекающими отсюда преимуществами.

2. В условиях эксплуатации месторождений, подобных Еленовке, обычно применяются взрывные материалы типа аммонитов; указанные взрывматериалы обладают весьма неприятным свойством—поглощать влагу и вследствие этого слеживаться. Поэтому в настоящее время принята предварительная подготовка взрывматериалов типа аммонита, состоящая:

- а) из сушки,
- б) измельчения и
- в) патронирования в гигроскопической бумаге.

Организация такого ведения работы требует наличия лаборатории взрывматериалов. Затраты, связанные с организацией лаборатории, сторицей окупятся за счет эффективности взрыва и расхода на взрывматериалы.

3. Практикуемое падение—обычно электрическое, параллельное. Преимущество его перед последовательным состоит в том, что «затаившаяся» та или иная отдельная скважина (не давшая взрыва) не нарушает производства всего взрыва в целом.

4. Применяя при основном ударном бурении вспомогательное бурение перфораторами, надлежит всегда расценивать его как неизбежное зло, вытекающее из:

а) неправильно выбранного оборудования, главным образом первичного дробления, что требует разубки крупного материала получаемого от первичного взрыва;

б) неудовлетворительного ведения буровзрывных работ, главным образом, вследствие допускаемых ошибок: недобура и перебура на отдельных скважинах или неправильного расположения скважин и неправильного заряда.

В целях сведения вспомогательного бурения до минимума надлежит:

а) перед взрывом производить инструментальную съемку, точно устанавливающую требуемую глубину бурения каждой скважины;

б) путем систематического изучения статистического материала по расходу взрывных материалов установить наиболее правильный для данных условий

работы «фактор взрывчатого», каковой для каждого месторождения является величиной индивидуальной.

К сожалению, здесь приходится повторить, что построенная дробильная фабрика имеет чрезвычайно малое отверстие в дробилке, вследствие чего расходы на вспомогательное бурение и связанные с ним взрывные работы по размельчению крупных бутов являются неустраняемыми.

Эккавация. Наилучшим типом экскаватора в условиях скальных работ считается экскаватор, снабженный системой Вард-Леонарда, работающий на токе высокого напряжения. Преимущество последнего состоит в том, что при значительных перемещениях экскаватора указанное перемещение не зависит от местоположения трансформатора, что при применении тока низкого напряжения осложняет экскавацию, ибо одновременно с перемещением экскаваторов требуется наличие и подвижного трансформатора.

При эксплуатации самого экскаватора особое внимание надлежит обратить на состояние зубьев экскаватора (их своевременная замена) и на состояние гибкого кабеля при защите его от ударов, особенно во время производства взрыва.

Вышеуказанное ни в какой мере не отвечает приобретенным для Еленовки экскаваторам фирмы Шкода емкостью ковша на 2 м³.

Эти экскаваторы не пригодны для скальных работ, в силу чего уже в данное время наблюдается разрушение ответственных отдельных конструкций. Указанные экскаваторы работают на низком напряжении и системы Вард-Леонарда не имеют. Все это говорит за то, что для скальных работ на Еленовке необходимо немедленно приобрести новое оборудование типа Бьюсайрус 120-В с ковшом 3 м³, переводя экскаваторы Шкода на вскрышные работы.

Отвалы. Отвальное хозяйство требует наличия механизмов при разравнивании выгружаемой породы механизированным способом, что производится стальными плугами (трекшифтерами). Наилучший тип указанных машин изготовляет американская фирма Нордон. В условиях затруднительного получения кредитов на импорт плуги менее совершенной конструкции могут быть

сконструированы и изготовлены на месте. Большой тоннаж поступающего некондиционного сырья на отвалы может обеспечить четкость работы при условии механизации переноски путей, которая производится обычно через 1—2 м наращивания отвала. Механизмом, испытанным на практике и давшим хорошие результаты, являются машины фирмы Нордберг, снабженные двигателями внутреннего сгорания (мотор «Геркулес»). Задача союзной промышленности—немедленно освоить производство указанных машин. Всякое нарушение работы отвального хозяйства неизбежно влечет за собой срыв регулярного питания фабрики кондиционным сырьем.

Переносные пути, принимающие сырье на перевалах, обычно оформляются в количествах, значительно превышающих число находящихся в одновременной эксплуатации, дабы не зависеть в работе от того или иного осложнения, связанного с их переносом.

Транспорт. Оформление транспорта путевыми устройствами указано выше. Наиболее ответственной частью, кроме правильно запроектированных и построенных транспортных устройств, является правильная организация службы управления движением:

1) необходимо организовать правильное управление движением можно, наладив диспетчерскую службу, оснащенную селекторной связью, или,

2) ту же службу с наличием дополнительной автоблокировки путевых устройств и центрального управления промежуточными станциями.

В обоих случаях залогом успеха является работа по четко разработанному плановому графику с обязательным его сопоставлением с графиком отчетным. Диспетчерская служба, возглавляемая в каждой смене сменным диспетчером, находится в прямом и непосредственном распоряжении сменного руководителя по добыче сырья. В связи с этим личный состав сменного персонала по добыче сырья обязательно должен быть сведущим в управлении движением.

Тяговое хозяйство. Тяговое хозяйство в части двигателей (паровозы, электровозы) характеризуется следующими специфическими качествами:

1) они должны быть способными

двигаться по путям с радиусом закругления порядка 100 м;

2) сцепной вес двигателя должен быть по возможности большим;

3) они должны обладать мощным тяговым усилием (порядка 12—13 тыс. кг); данным условиям отвечают паровозы типа танкового повышенного веса, изготавливаемые Ленинградским паровозостроительным заводом.

Применяемые нами думпкары союзного изготовления, к сожалению, значительно уступают по качеству импортным думпкаркам типа Вестерн или Магора как в конструктивном отношении, так и в части тоннажа. Поэтому задачей промышленности по изготовлению подвижного состава является, безусловно, необходимость освоения строительства вагонов типа Магора и Вестерн полезным объемом порядка 23 м³.

При эксплуатации думпкаров особое внимание надо уделить воздухопроводной системе, особенно в морозное время. Недосмотр за состоянием этой сети обычно влечет большие простои, связанные с разгрузкой сырья.

Обработка сырья. Обработка сырья в условиях Еленовки состоит из двух основных операций: дробления и сортировки.

Построенное дробильное устройство на Еленовке запроектировано неправильно, главным образом, за счет недопустимо малого отверстия приемной пасти дробилки, что всегда будет наносить большой ущерб при добыче сырья. К сожалению, это явилось результатом непонимания того, что проектировать и осуществлять строительство фабрики без органической увязки ее с добычей нельзя. Это—результат полного непонимания современных способов эксплуатации месторождения, подобного Еленовке.

В настоящее время принято, как правило, без исключения при обработке столь большого тоннажа, какой будет на Еленовке, оформление дробильных устройств в виде двухступенчатого, первой ступенью которого является первичное дробление; оно заключается в дроблении крупных бутов известняка размером 1×2 м при доведении их до 300 мм. Вторичное дробление размельчает весь материал до размеров, требуемых кондиционными условиями, порядка 120 мм. К сожалению, устраи-

нить указанный порядок Еленовской фабрики не представляется возможным.

В части оформления сортировочного устройства, целью которого является удаление из материала, полученного после вторичного дробления, мелочи размером ниже 25 мм с максимальным получением коэффициента эффективности грохочения или, выражаясь более конкретно, наличия в готовом продукте мелочи не свыше 2%. Конструкция запроектированных к постройке грохотов типа барабанных является на сегодня устаревшей и ни при каких обстоятельствах не может обеспечить качество готового продукта при одновременной громоздкости и самих устройств. Современное оформление сортировок в условиях Еленовки производится обычно вибраторами, при помощи которых возможно обеспечить большую часовую производительность и одновременно дать наилучший материал по условиям. Эта часть фабрики может и должна быть переделана в направлении замены барабанных грохотов вибраторами. Это можно сделать без больших специальных затрат. Впредь до перестройки весь готовый продукт, к сожалению, будет некондиционным, и никакое искусство в управлении фабрикой изменить к лучшему процесс сортировки не в состоянии, ибо он производится автоматически, независимо от воли оперативного персонала. Вся фабрика в целом и, главным образом, ее расположение спроектированы также неудачно ввиду отсутствия в проекте резервных складов, достаточно совершенных для обработки столь большой отправки, с одной стороны, и, с другой стороны, она расположена без всякого учета производства горных работ, особенно по эксплуатации нижележащих горизонтов.

К сожалению, исправить этот дефект не представляется возможным, и задача проектной организации по добыче сырья будет состоять в приспособлении горных работ к условиям действительности.

Организация управления. Современное управление крупными горными предприятиями, подобными Еленовке, строится по принципу расчленения управления на две обособленные ветви, из которых одна ветвь — **механическая** — подготавливает механизмы к работе и

отвечает за их бесперебойную работу, а другая — **горная** — осуществляет оперативное управление работой данных механизмов. Одновременно вся цепь производства, от забоя до попруженного вагона НКПС, расчленяется на три самостоятельные цепи, из которых каждая составляет законченную административно-техническую единицу, объединенную единой волей управления. Эти цепи следующие:

1. Добыча сырья от забоя до бункеров фабрики по обработке, возглавляемая начальником горных работ и находящимся в его распоряжении сменным техперсоналом.

2. Обработка сырья на фабрике от бункера сырья до склада готовой продукции (в бункерах и резервных механизированных складах) с производством операции по обработке отходов фабрики на их отвалы. Управление фабрикой осуществляется начальником обработки и его сменным техперсоналом.

3. Обработка (погрузка, отправка и сдача НКПС) готовой продукции осуществляется транспортным цехом предприятия.

Все три указанные организации должны работать по строго регламентированным взаимоотношениям с координацией их отношений, устанавливаемых главным инженером эксплуатации.

Нерасщепляемые составы кондиционного сырья, прибывающие на фабрику, должны быть паспортизированы с указанием содержания SiO_2 и кондиционны по физическим свойствам (выдержанность габаритов кускового материала и присутствие глинистых включений не выше допустимого, установленного практикой работы фабрики). Ответственность за вышеуказанную характеристику сырья целиком и полностью несут начальник горных работ и его сменный аппарат. Паспорт на сырье составляется на основании предварительного опробования данного блока, из которого направлено сырье, за счет анализов материала по методу, установленному изучением этого дела применительно к условиям месторождения (работа Института прикладной минералогии (ныне ИМС) по заданию Нерудстали на 1934 г.).

Здесь снова отмечаем необходимость питания фабрики сырьем не только

кондиционным, но и постоянным по своим физико-химическим свойствам с колебаниями в пределах смены по кремнезему 0,5% от среднего.

Управление фабрикой, осуществляя оперативное руководство работой механизмов фабрики от бункера до складов, обязано систематически вести ситовый анализ обработанного сырья на сортировочном устройстве в целях изучения физической характеристики сырья и работы сортировочных устройств. Результаты опробования на фабрике, отнесенные на основе паспортов поданного сырья, обрабатываются Бюро качеств—организацией, входящей в состав технического управления главного инженера.

Систематическое и компетентное изучение данного материала есть необходимый элемент в осуществлении поставленной нами задачи—питать фабрику кондиционным и постоянным по физико-химической характеристике сырьем, а следовательно, и получать готовую продукцию того же качества.

Без наличия этого элемента построить график работы экскаваторов, гарантирующий выполнение качественной задачи по сырью, нельзя.

Кроме вышеуказанных ситовых анализов, сопровождающихся химанализами промежуточных продуктов по обработке, управление фабрикой производит систематический анализ готового продукта в бункерах и аварийных складах, ибо качество отправляемого продукта тому или иному потребителю может быть и будет различно, почему его характеристику надлежит знать не после погрузки, а перед ней.

Химанализ уже погруженного продукта в вагоны должен играть роль лишь чисто коммерческую на предмет расчетов с потребителем на основе договоров с ним, определяющих бонификацию и рефакцию отгруженного продукта.

Как вывод из сказанного, здесь же уместно отметить, какую серьезную роль во всем ходе производства играет, химическая лаборатория, ее масштаб работы, качество работы, быстрота производства анализов. Она должна в полной мере соответствовать поставленным перед ней задачам.

Недооценка этой статьи рудничного хозяйства все старания по управлению

эксплоатацией сведет на-нет в части главной задачи — качества готового продукта.

4. Транспортный цех, осуществляющий все операции по погрузке и отправке, руководствуется точными указаниями администрации фабрики, кому и что надо грузить, и ответственности за качество отгруженной продукции не несет. Этот цех находится по отношению фабрики (являющейся хозяином продукции) контрагентом, работающим на договорных началах (получая с фабрики с 1 т вывезенной продукции).

Организация производства, расчлененная на три обособленные хозяйства, по принципу расчленения его на две ветви—механическую и горную—характеризуется следующим.

Начальник добычи через подчиненный ему сменный персонал осуществляет управление непрерывным потоком сырья на фабрику и некондиционных материалов на отвалы средствами:

1) непосредственно подчиненного ему буро-взрывного цеха;

2) личного состава, занятого эксплуатацией отвального хозяйства с прикрепленными к нему механизмами;

3) личного состава, занятого производством систематического опробования месторождения, и

4) прикрепленных к добыче экскаваторов и подвижного состава.

Экскаваторный цех составляет замкнутое хозяйство, возглавляемое начальником данного цеха, каковой обязан содержать в исправности прикрепленные к добыче агрегаты, заботясь о своевременном их ремонте и правильной эксплуатации во время их работы.

Оперативное управление прикрепленными к добыче экскаваторами, т. е. экскавация, осуществляется сменными техниками по добыче; по тому же принципу строится и управление прикрепленного к добыче подвижного состава, который в части содержания и ремонта, подобно экскаваторному цеху, входит в центральный отдел по транспорту, будучи прикреплен к центральному депо—мастерским.

Надзор за всеми постоянными железнодорожными путями осуществляется единым транспортным отделом рудника.

Эксплоатация перевозных путей в рабочих забоях и на отвалах осуществ-

ляется непосредственно начальником по добыче.

Оперативное управление движением нерасцепляемых составов от экскаватора до фабрики, на отвалы и обратное возвращение разгруженных составов к экскаваторам, сменные техники осуществляют через специальную службу движения, в состав которой входит диспетчерская служба, и несут полную ответственность за ненарушаемость непрерывного потока с соблюдением действующих правил по эксплуатации ширококолейного движения.

Управление добычей, построенное по указанному принципу, обеспечивает квалифицированный надзор за весьма сложными механизмами, каковыми являются экскаваторы, паровозы, подвижной состав. Это обязывает личный состав, занятый на эксплуатации указанных механизмов, беспрекословно выполнять распоряжения сменного горного персонала.

Лишь при соблюдении двух вышеуказанных основных положений можно гарантировать столь большой непрерывный поток сырья надлежащего качества, каковой будет при работе двух секций Еленовской фабрики.

Управление фабрики, возглавляемое начальником фабрики, контролируется

главным механиком карьероуправления. Главный механик несет полную ответственность за своевременный ремонт механизмов и удовлетворительное их состояние во время работы, опираясь по линии производства капитальных ремонтов и запотожке запасных частей на централизованные мастерские, а по линии аварийных ремонтов на мастерскую три фабрик.

Транспорт готовой продукции осуществляется начальником транспортно-го отдела, каковому подчинены все службы (путь, тяга, связь, управление движением) от момента погрузки до сдачи НКПС с заключением операций по перевеске погруженных составов.

Начальник транспортного отдела находится в отношении фабрики на положении контрагента и действует на основании взаимоотношений, твердо фиксируемых главным инженером карьероуправления.

В соответствии с изложенным надлежит отметить, что четкость работы производства в значительной доле зависит от постановки генерального штаба — карьероуправления горнотехнического отдела, в состав которого входят бюро по качеству, химическая лаборатория, геологослужба и планирование производства.

В. Г. Орловский

Промышленная классификация флюсовых известняков Еленовского месторождения (предварительный отчет)

В связи с намечаемой реконструкцией рудничного хозяйства Еленовских карьеров за последние 2 года по заданию треста Нерудсталь были произведены довольно крупные геологоразведочные и научно-исследовательские работы, цель которых заключалась в определении запасов известняка этого месторождения и в выявлении качественной их характеристики. Эти работы производились несколькими государственными организациями, в числе которых ИМС (б. Институт прикладной минералогии) взял на себя выработку промышленной классификации и установление стандарта на флюсовые известняки Еленовского месторождения. Ра-

бота ИМС распадается на две части — на горногеологическую и металлургическую, причем в этой заметке мы будем касаться только первой части, в которую входит выработка промышленной классификации. Что же касается второй части выработки стандарта на флюсовые известняки, то она составляет работу металлургической группы института и результаты ее будут даны несколько позже.

Горногеологическая часть была осуществлена коллективом в составе сотрудников института: проф. А. Н. Завалицкого, В. Г. Орловского, Н. Я. Курбатова, Г. А. Кечек и И. В. Фрей.

Эта бригада, помимо использования отчетного материала других организаций, имевшегося в распоряжении треста Нерудсталь к январю 1935 г., дважды выезжала на место работ, на Еленовские карьеры, для ознакомления с месторождением, для выработки программы работ и, наконец, для производства опробования известняков как *in situ* в забоях выработок, так и в виде полупродуктов в думпкарах, на дробильной фабрике и готовой продукции в вагонах, отправляемых на заводы.

Опробование производилось при деятельном участии местных работников на Еленовских карьерах — инж. А. М. Кроль и Г. А. Годлевского — техника лаборатории контроля.

В дальнейшем приводятся результаты работ горногеологической группы.

Геологическая часть

Толща известняков, разрабатываемая на Еленовских карьерах, общей мощностью в 205 м, принадлежит двум геологическим ярусам нижнего карбона — Турнейскому и Визейскому, от горизонта C_1^{11} до C_1^{26} (с), согласно делению, принятому в ЦНИГРИ. Эти известняки, достаточно охарактеризованные палеонтологически и литологически для такого деления, в результате работ, главным образом, последних двух лет могут считаться хорошо изученными.

Залегают они на доломитовых известняках Турнейского яруса, имея в основании пласт аркозового песчаника мощностью 1,2—1,3 м. Последний является прекрасным маркирующим горизонтом для всяких стратиграфических сопоставлений.

Кроме того, в основании вышележащего Визейского яруса имеется небольшая пачка (5—6 м) битуминозных известняков, чередующихся с тонкими пропластками глинистых сланцев, хорошо охарактеризованных фаунистически, которая также служит надежной опорой для распознавания отдельных горизонтов и промышленных зон. Расстояние между указанными двумя маркирующими пластами 85 м. Таким образом, палеонтологическая характеристика, литологический состав и наличие хороших маркирующих пластов делают возможным настолько точно рас-

познавать отдельные горизонты, что при измерении мощностей у различных геологов, работавших прошлым летом в этом районе, расхождения получались всего лишь на 1—2 м. Это обстоятельство имеет для нас важное значение, так как промышленная классификация еленовских известняков тесным образом связана со стратиграфическим делением.

Еленовские известняки, вытянутые в широтном направлении, имеют слабое падение на северо-восток. Угол падения их колеблется в пределах 5—15°, точно так же и простирание изменяется от северо-западного до северного. Очевидно, пласты собраны в мелкие пологие складки.

Кроме того, во многих местах констатированы более крупные тектонические нарушения, выраженные сбросо-сдвигами, в некоторых случаях с надвигом нарушенных частей пластов одних на другие.

Все разработки Еленовского карьероуправления сосредоточены по руслу р. Сухой Волновахи, которая, начиная у сел. Новотроицкого, течет с востока на запад, размывая известняки под некоторым углом к линии их простирания. Точно так же и забой карьеров направлены несколько вкось к этой линии простирания, и поэтому в обнажениях карьеров пласты известняков кажутся почти горизонтальными. Имея такое слабое падение пластов, для охвата указанной толщи известняков в 205 м горные работы должны были растянуться почти на 2,5 км как по правую, так и по левую стороны р. Сухой Волновахи.

На этом расстоянии в искусственных обнажениях мы имеем почти полный разрез толщи известняков от горизонта C_1^{11} до C_1^{26} (с); лишь незначительные участки по ту и другую стороны речки остались не вскрытыми горными работами.

Приводим сводный разрез еленовских известняков с краткой характеристикой их согласно данным Л. П. Ротая и с некоторыми поправками, сделанными нами во время летних работ.

Известняки, входящие в состав изучаемой толщи, в структурном отношении и литологически представлены несколькими разностями.

Так, в самом верху, в горизонте C_1^{26} (с), мы имеем преимущественно тонко-

зернистые серые известняки, местами с черными кремнями в виде желваков и неправильных прослоев с фауной (*Productus*, *Chouetes*). Мощность горизонта 82 м.

Следующий горизонт, C_1^{2b} (в), мощностью в 25 м представлен теми же известняками, как и предыдущий, но без кремней. Из представителей фауны характерны *Chouetes dalmaniana*, *Ch. magna*, *Athyris* и др.

Горизонт C_1^{2a} (а) сложен также мелкозернистыми серыми известняками. Характерной окаменелостью является *Spirifer*. Мощность его всего около 10 м.

Следующий горизонт, C_1^{2d} , представлен чередующимися тонкими слоями битуминозных известняков и глинистых сланцев. Мощность комплекса слоев 5—6 м. Из представителей фауны *productus sublaevis*, *Chouetes magna*.

Известняки этих трех горизонтов, помимо указанной макрофауны, содержат в изобилии целый ряд представителей фораминифер и кораллов, что и послужило основанием для названия их кораллово-фораминиферовыми известняками.

Этим заканчивается Визейский ярус, и ниже следует Турнейский.

Горизонт C_1^{2+3} сложен из плотных сливных известняков, лишенных фауны, которые в средней части переслаиваются с тонкозернистыми черными битуминозными известняками с фауной. Мощность 25 м.

Горизонт C_1^{21} имеет мощность 36 м. Средние и крупнозернистые известняки по *Spirifer aff. tornacansis*, *Sp. desinatus productus Semireticulatus* и др.

Горизонт C_1^{12} образован толстослоистыми сливными известняками и черноватыми плотными известняками с прослоями известковых сланцев. Мощность 24 м.

Этот горизонт покоится на аркозовом песчанике мощностью 1,2—1,3 м. Ниже следует горизонт C_1^{11} , представленный доломитизированными известняками, которые не разрабатываются Еленовскими карьерами.

Серия известковых пластов, входящих в состав перечисленных горизонтов, обнажена естественной эрозией и горными выработками в долине р. Сухой Волновахи, по мере же удаления от русла речки как на север, так и на юг эти пласты скрываются под наноса-

ми и отложениями третичной и четвертичной эпох, представленными, главным образом, песчано-глинистым материалом различной мощности. Известняки эти как с поверхности, так и на известной глубине по трещинам сильно размыты, образуя типичные карстовые пустоты, заполненные тем же песчано-глинистым материалом.

Помимо этого, тонкие пропластки различных глин и глинистых сланцев зачастую встречаются среди пачек пластов известняка, пластуясь согласно с последними.

Весь этот песчано-глинистый материал является загрязняющим веществом при добыче известняков, который подлежит удалению тем или другим способом.

По своим физическим свойствам известняки мало чем разнятся между собой. Обычно это очень плотные, серые, темносерые или даже черные, от отсутствия органического вещества, известняки, более или менее окремненные, хотя между ними встречаются в большом количестве разности, почти совершенно лишенные кремнезема. В структурном отношении различаются несколько разновидностей—крупнозернистые, мелкозернистые и сливные и некоторые другие, но все эти разности очень крепкие, выдерживающие временное сопротивление как минимум в 700 кг/см².

Химический состав и физические свойства

Для изучения химического состава известняков Еленовского месторождения материалом послужили: 1) анализы пластовых проб известняков, специально отобранных летом 1934 г. отдельно по каждому разрабатываемому тупику, 2) анализы проб из кернов по 1-метровым и 10-метровым зонам из разведочных скважин КМА треста и 3) определения SiO_2 в готовой продукции Еленовских карьеров за первые 8 мес. 1934 г.

Для всех пластовых проб в количестве 345 шт. имеются определения на SiO_2 и P_2O_5 и 103 анализа полных с определением SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , CaO , MgO . Потери при прокаливании SO_3 , P_2O_5 .

Во всех же метровых пробах из кернов определялась SiO_2 , а для комбинированных по 10-метровым зонам были

сделаны полные анализы с определением тех же компонентов, что для полных анализов пластовых проб. Таких полных анализов в нашем распоряжении было 146, и, кроме того, имеется 1 000 определений SiO_2 в готовой продукции.

Ввиду того что буровые скважины КМА треста в количестве 32 с общим метражом 2 895 м были пробурены как раз в местах, не освещенных старыми буровыми работами и карьерными выработками, полученный таким образом материал довольно детально характеризует с химической стороны Еленовское месторождение известняков в пределах рудника.

Анализы производились: пластовых проб как полные, так и неполные—в центральной лаборатории ИМС и в ленинградском его отделении, анализы кернов—в полевой лаборатории разведочной партии КМА в Еленовке, определения же SiO_2 в готовой продукции—в лаборатории инспекции контроля ГУМП.

Что касается отдельных компонентов, входящих в состав известняков, то прежде всего основной компонент, определяющий качество известняков, — CaO —в большинстве проб содержится в количестве 52—54%, достигая иногда почти теоретической величины 56%. С таким содержанием CaO вполне согласуется и количество связанного с ним CO_2 , определяемое как потеря при прокаливании, колеблющееся обычно в пределах 42—44%.

Другие составные части, как то: MgO , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , SO_3 и P_2O_5 , входят в состав еленовских известняков в незначительных количествах, за исключением одного кремнезема.

Так, содержание MgO обычно определяется десятными долями процента и только в исключительных случаях достигает 1%. Количество MgO находится в зависимости от стратиграфического положения пластов.

Что касается полуторных окислов, то и они отмечены в огромном большинстве анализов в незначительных количествах, не выходящих за пределы десятых долей процента.

P_2O_5 обычно определяется тысячными долями процента, и лишь в редких случаях количество его достигает со-

тых процента, и как единичные случаи отмечается содержание 0,1%.

Поэтому еленовские известняки с полным правом могут считаться малофосфористыми, а в некоторых случаях и бесфосфористыми, пригодными для самых ответственных чугунов.

В отношении S получается некоторое расхождение в определениях разных лабораторий. Так, по данным ИМС, максимальное содержание S определяется десятными процента, а в большинстве случаев—от следов до сотых процента, тогда как КМА трест обычно определяет S в количестве десятых долей процента, т. е. примерно дает содержание S в 10 раз больше, чем ИМС.

Зависит ли это от методики или от каких-либо других причин—нам неизвестно, но, принимая во внимание незначительность абсолютных величин, считаем, что даже такое расхождение не оказывает влияния на качественную характеристику в отношении S, и в этом отношении еленовские известняки можно считать достаточно чистыми от этой вредной примеси.

В отношении кремнезема дело обстоит несколько иначе. Кремнезем широко распространен в еленовских известняках, но не во всех пластах. Имеются целые пачки пластов, целые горизонты, содержащие SiO_2 ниже 1%, и в то же время пласты и свиты, значительно обогащенные кремнеземом.

Распределение кремнезема в отдельных пластах известняков очень неравномерное и прихотливое, но в отношении целых свит или пачек пластов наблюдается определенная закономерность в этом отношении, что и послужило основанием, как увидим ниже, к разделению толщ еленовских известняков на ряд промышленных зон, характеризующихся тем или иным содержанием SiO_2 .

Кремнезем встречается в известняках или тонкорассеянным в массе известняка, преимущественно в виде хальцедона и реже в виде опала, различного только под микроскопом, или же в форме отдельных более крупных стяжений, достигающих в иных случаях 15—20 см в поперечнике, или, наконец, образуя линзовидные пропластки, обычно тонкие, но иногда до 10—15 см мощности.

Кроме того, в продуктивной толще еленовских известняков известно два горизонта—один верхний C_1^{24} , состоящий из песчано-мергелистых слоев, а другой из аркозового песчаника, которые по своему составу не могут быть отнесены к известнякам и при добыче должны целиком итти в отвал.

Однако значительная часть пластов известняка, входящих в состав толщи Еленовского месторождения и составляющая около 57,3% от общей массы, содержит настолько малое количество кремнезема, что эти известняки должны считаться совершенно чистыми.

Пределы колебаний содержания кремнезема в отдельных пластах известняка чрезвычайно широкие, тогда как для отдельных свит пластов, выделенных нами в промышленные зоны, более ограниченные.

Промышленная классификация

В предыдущем мы видим, что из всех компонентов, входящих в состав еленовских известняков, наиболее постоянным является кремнезем. Путем построения кривых распределения кремнезема для толщ известняков, вскрытых отдельными тупиками, а равно пересеченных разведочными скважинами КМА треста 1934 г., которые, как нам известно, все увязаны между собою стратиграфически, а затем, суммируя эти отдельные кривые, мы можем получить одну общую кривую распределения кремнезема во всей толще еленовских известняков.

Схема фиг. 1 представляет собою свободный геологический разрез всей продуктивной толщи мощностью в 205 м, причем с правой стороны чертежа отмечены стратиграфические горизонты на основании палеонтологических и литологических данных, а с левой показаны промышленные зоны по признаку кремненасыщенности, кривая же показывает соответствующее изменение распределения кремнезема как по геологическим горизонтам, так и в промышленных зонах.

Рассматривая эту схему, легко видеть, что во многих случаях границы промышленных зон не совпадают с границами геологических горизонтов, что и понятно, так как разделение тех и других произведено по различным признакам, а с другой стороны, и от-

дельные тупики разрабатывают пласты двух соседних промышленных зон, поэтому-то и характеристики по SiO_2 для тупиков не сходятся с таковыми для зон.

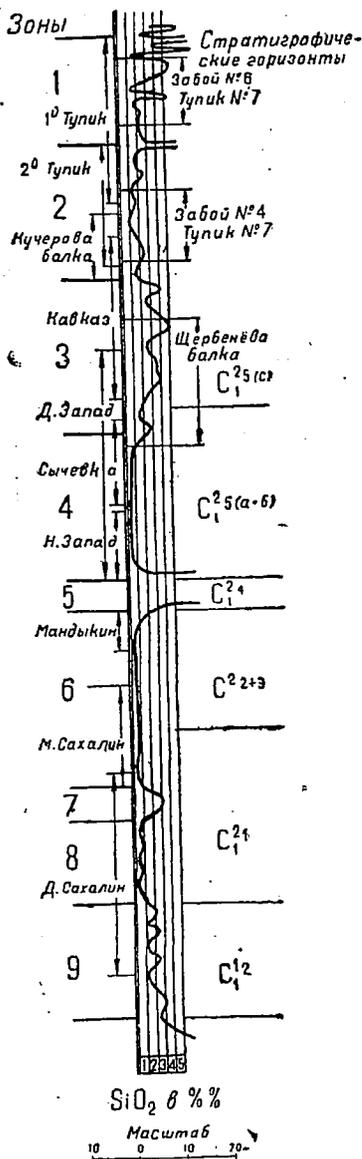
Вся толща разрабатываемых известняков по различному содержанию кремнезема разбита на 9 зон. Мощности этих зон различны.

В табл. 1 показаны средние химические анализы известняков различных зон, используя для этого все имеющиеся данные позабойного опробования, буровых скважин и опробования готовой продукции.

Но приведенная характеристика относится к известнякам *in situ*, во время же их добычи, в зависимости от способов работы, расположения забоев и соотношения разрабатываемых частей зоны, готовая продукция будет получаться несколько иного состава, чем показано в таблице.

Как показало позабойное опробование Еленовских карьеров, среди пачек известняков, почти чистых от кремнезема, попадают пласты, обычно нетолстые, которые сильно обогащены кремнеземом. При ручной добыче такие кремнеземеистые известняки отбраковываются, при применении же механических способов добычи они неизбежно будут попадать в готовую продукцию и повышать содержание SiO_2 и зачастую делать ее некондиционной. При полном и совершенном смешении всех пластов известняка, входящих в состав данной зоны, и пропорциональной мощности пластов возможно получить примерно продукцию, охарактеризованную химически в табл. 1. Но это случай идеальный, на практике же вследствие невозможности соблюсти все указанные условия будет получаться продукция иного состава.

Для того чтобы подойти к решению вопроса, какого же состава и в каком количестве может получиться готовый продукт, исходя из данных опробования данного забоя, был применен графический способ. Как пример приведем график для тупика «Кавказ». Средняя полоса опробования (фиг. 2). Принцип этого метода состоит в следующем. По данным опробования, будет ли это позабойное опробование в карьере или же опробование разведочных буровых скважин, руда разбивается на сорта, разнящиеся один от другого на



1. Сводный разрез толщи известняков C_1^{1-4} и диаграмма изменения содержания SiO_2

0,5% SiO_2 , т. е. сорта, содержащие SiO_2 0—0,5%, 0,5—1%, 1—1,5% и т. д.

до 5% и выше, и соответствующие деления откладываются на горизонтальной оси. Левая ордината является меридом или мощностей пластов известняка в метрах, или же количества наблюдаемых случаев, или, наконец, тоннажа, а при помощи правой ординаты определяется количество известняков известного сорта в процентном отношении к опробуемой общей массе.

Подсчитав запасы каждого сорта известняка в процентах, наносим количество их в виде соответствующих прямоугольников на наш график, что дает наглядное представление об относительных количествах того или другого сорта. Затем складываем последовательно сорта, начиная с низшего сорта, и, нанеся соответствующие точки на графиках, получим кривую нарастания запасов.

Одновременно с этим определяем среднее содержание SiO_2 для каждого сорта и строим на том же графике другую кривую среднего содержания кремнезема в нарастающих запасах. Обе эти кривые строятся в предположении, что нарастание запасов идет от сорта, наиболее бедного по SiO_2 , к более богатому. Но такие же построения можно делать и в нисходящем порядке, т. е. начиная от сортов, наиболее окремненных. Очевидно, в таком случае высшая точка кривой среднего содержания должна совпасть с высшей точкой предыдущей кривой; все же промежуточные точки будут совершенно отличны.

Построенные таким образом графики дают возможность определить:

1) процентное количество известняков при любом предельном содержании кремнезема;

Таблица 1

Средние химические анализы известняков различных зон Еленовской толщи

Название зон	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	SO_3	P_2O_5	П. п. п.
1	4,55	0,49	0,49	52,04	0,58	0,04	0,025	42,89
2	2,02	0,092	0,27	53,51	0,70	0,24	0,01	41,97
3	3,40	0,21	0,27	52,43	0,79	0,28	0,033	41,97
4	0,62	1,16	0,23	54,26	0,67	0,196	0,018	43,46
5	9,30	1,42	1,37	45,42	1,49	0,97	0,030	38,19
6	0,55	0,15	0,20	54,85	0,50	0,189	0,026	43,57
7	3,22	0,16	0,22	52,93	0,50	0,134	0,028	42,10
8	0,97	0,14	0,18	54,61	0,53	0,35	0,025	43,51
9	2,75	0,99	1,12	50,77	0,35	0,495	0,010	42,050

2) максимальный выход известняков данного сорта;

3) среднее содержание кремнезема в любой смеси различных сортов.

Или же, считаясь с определенными условиями по кремнезему, графики позволяют определить предельные возможные выходы кондиционной продукции, максимальной при полном равномерном смешении всей массы и минимальной при идеальном разделении на 2 сорта: ниже кондиционного и выше кондиционного.

Такие графики построены для всех опробованных забоев, стратиграфическое положение которых в точности известно, и для всех скважин КМА треста, пересекших ту или иную часть еленовской толщи.

Это дает возможность в известной степени предвидеть для каждой промышленной зоны выход кондиционной и некондиционной продукции, причем степень вероятности будет зависеть от количества опробований.

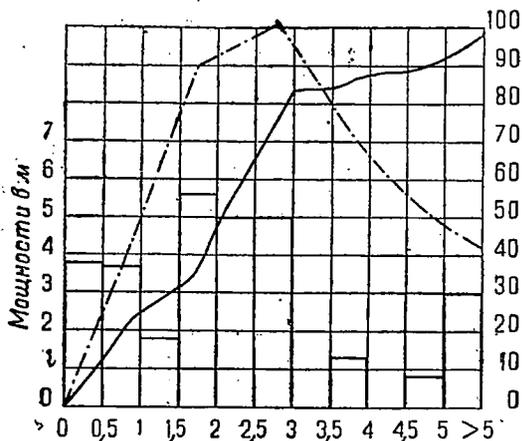
Что касается вопроса о загрязнении известняков за счет кремнистых и глинистых пропластков, а равно и степени потерь хороших сортов, то в зависимости от соотношения различных сортов в нижеследующих характеристиках промышленных зон для загрязнения накидывали от 20 до 50%, а для потерь от 15 до 25%.

Теперь, используя схему распределения кремнезема в продуктивной толще еленовских известняков, графики, определяющие качественный и количественный состав добываемых известняков из каждой промышленной зоны, и, наконец, вводя поправки на потери и загрязнение, мы получим следующие характеристики указанных выше промышленных зон (см. табл. 2—9).

Зона 1. Мощность 22 м. Известняк плотный, мелко- или среднезернистый. Цвет серый, темносерый, до почти черного в зависимости от битуминозности. Кремнистые минералы очень часты в виде стяжений и желваков кремня. Кремнистые прослои встречаются мощностью до 15—25 м.

При кондиции до 3% SiO₂ экскаваторная добыча почти не дает кондиционных сортов.

Разрабатывается эта зона тупиками № 1 и 7.



2. График распределения по сортам и среднее содержание SiO₂ в известняках («Кавказ», средняя полоса)

— Аккумулятивная кривая запасов.
 - - - Кривая среднего содержания SiO₂.

Интервал SiO ₂	Запас в %	Средн. содерж. SiO ₂	Интервал SiO ₂	Запас в %	Средн. содерж. SiO ₂
0—0,5	12,7	0,25	5—5	10—0	12,6
0—1	24,8	0,50	4,5	12—7	11,6
0—1,5	30,7	0,64	4	12—7	11,6
0—2	49,5	1,06	3,5	17,0	9,1
0—2,5	66,0	1,36	2	17—0	9,1
0—3	83,0	1,65	2,5	34,0	6,1
0—3,5	83,0	1,65	2	50,5	4,8
0—4	87,3	1,75	1,5	69,3	3,9
0—4,5	87,3	1,75	1	75,7	3,7
0—5	90,0	1,84	0,5	87,3	3,3
0—5	100	2,90	0	100	2,9

Зона 2. Мощность 28 м. Известняк плотный, мелко- и среднезернистый. Цвет от темносерого до черного в зависимости от битуминозности. Кремнистые минералы, главным образом, в виде мелких зерен. Стяжения и желваки кремней сравнительно редки.

Известняки этой зоны добываются тупиками № 1, 2, 7, «Кавказ» и Кучерова балка.

Зона 3. Разработка ведется тупиками «Кавказ» и Дальний Запад. Мощность 32 м. Известняки кристаллические, средне- и мелкозернистые. Цвет от светлосерого до черного. Включения кремнистых минералов в виде мелких включений и крупных желваков и пропластков кремней. Сравнительно высокое со-

Таблица 2

Среднее содержание SiO_2	—	—	4,5	—	5%
SiO_2 до 2,5	—	3,0	—	3,5	— 4 — 4,5%
Al_2O_3		2,5	—	—	1,0
Fe_2O_3					
CaO 53,2	—	52,8	—	52,5	— 52,2 — 52,0
MgO		0,30	—	—	0,95
SO_3		0,05	—	—	0,30
P_2O_5		0,005	—	—	0,040
П. п. п. 43,4	—	43,2	—	42,9	— 42,46 — 42,3

Максимальный выход известняков до 3% SiO_2 65%.

Возможный выход некондиционных известняков до 100%.

Таблица 3

Среднее содержание SiO_2 около 2%					
SiO_2 до 1,05	—	2,0	—	2,5	— 3,0
Al_2O_3	0,03	—	0,20%		
Fe_2O_3	0,24	—	0,30		
CaO 54,5	—	54,0	—	53,6	— 53,2
MgO	0,3	—	0,75		
SO_3	0,15	—	0,25		
P_2O_5	0,005	—	0,015		
П. п. п. 42,0	—	42,3	—	42,8	— 42,5

Максимальный выход известняков этих сортов 100%.

Возможный максимальный выход известняков некондиционных до 45%.

Таблица 4

Среднее содержание SiO_2					4%	
SiO_2 до 2,5	—	3,0	—	3,5	— 4,0	— 4,5 — 5
Al_2O_3				0,20	—	0,30
Fe_2O_3				0,25	—	0,45
CaO 53,2	—	52,8	—	52,5	— 52,2	— 52,0 — 51,7
MgO				0,50	—	0,80
SO_3				0,10	—	0,40
P_2O_5				0,008	—	0,040
П. п. п. 43,4	—	43,2	—	42,9	— 42,6	— 42,3 — 42,0

Максимальный выход сортов до 3% SiO_2 равен 75%.

Максимальный выход некондиционных известняков при том же пределе 3% SiO_2 100%.

Максимальный выход сортов до 4% SiO_2 100%.

Возможный выход некондиционных при том же пределе 100%.

держание серы и фосфора. Встречаются кристаллы плавленого шпата.

При кондиции в 3% SiO_2 работа экскаваторами этой зоны дает очень малый выход годной продукции.

Зона 4. Мощность 31 м. Известняки кристаллические, средне- и мелкозернистые. Цвет от светлосерого до черного. Включения кремней в виде желваков очень редки. Битуминозность бывает значительной, и, повидимому, с ней связано содержание серы в виде H_2S . Количество фосфора ничтожно.

Разрабатывается тупиками Дальний Запад и Новый Запад.

Зона 5. Мощность 5—6 м. Кондиционных известняков не дает. Исключительно битуминозы. Мергелистые известняки переслаиваются со сланцами.

Зона 6. Мощность 37 м. Частично сливные плотные или очень тонкозернистые известняки. Также мелко- и среднезернистые известняки однообразно серого цвета. Битуминозность меньшая. Желваков кремней нет.

Карьеры Мандрыкино и М. Сахалин.

Зона 7. Мощность 7 м. Известняки очень мелкозернистые, однообразно серого цвета. Излом неровный. Включе-

Таблица 5

Среднее содержание SiO_2					0,7%
SiO_2 до 0,5	—	—	1,0	—	1,5
Al_2O_3		0,10	—	1,0	—
Fe_2O_3		0,10	—	0,35	—
CaO 55,0	—	—	54,4	—	54,0
MgO		0,40	—	1,00	—
SO_3		0,05	—	0,30	—
P_2O_5		0,002	—	0,020	—
П. п. п. 44,0	—	—	43,6	—	43,4
Выход	30	—	50	—	20%

Максимальный выход этих сортов 100%.

Максимальный выход некондиционных 15%.

Таблица 6

Среднее содержание SiO ₂					0,5%
SiO ₂ до	0,5	—	1,0	—	1,5%
Al ₂ O ₃		0,15	—	0,30	
Fe ₂ O ₃		0,10	—	0,40	
CaO	55,0	—	54,25	—	53,75
MgO		0,30	—	0,80	
SO ₃		0,05	—	0,35	
P ₂ O ₅		0,01	—	0,03	
П. п. п.	43,50	—	43,25	—	43,0

Максимальный выход этих сортов 100%.

Максимальный выход некондиционных известняков равен 10%.

ний кремней нет. Битуминозность незначительная.

Зона 7 входит в разработки тупика Дальний Сахалин.

Зона 8. Мощность 17 м. Известняки мелко- и скрытозернистые. Цвет темно-серый. Неровный излом. Битуминозность незначительная. Включения кремнезема в виде мелкого кварца.

Таким образом, в указанных зонах наблюдается известное чередование пачек известняков, значительно обогащенных кремнеземом, с известняками, почти лишенными SiO₂. Так, зоны 1, 3, 7, 9 являются сильно окремнелыми, причем среднее содержание SiO₂ для всех этих зон будет около 4% при общей мощности в 85 м, что составляет 42,7%.

Таблица 7

Среднее содержание SiO ₂					3,5%
SiO ₂ до	2,0	—	2,5	—	3,0
Al ₂ O ₃			0,12	—	0,40
Fe ₂ O ₃			0,20	—	0,50
CaO	54,0	—	53,6	—	53,3
SO ₃			0,10	—	0,35
P ₂ O ₅			0,01	—	0,03
П. п. п.	42,8	—	42,5	—	42,0
Выход	30	—	30	—	20

Максимальный выход сортов до 3% SiO₂ 80%.

Максимальный выход некондиционных известняков до 50%.

Таблица 8

Среднее содержание SiO ₂					1,5%
SiO ₂ до	1	—	1,5	—	2%
Al ₂ O ₃			0,10	—	0,80
Fe ₂ O ₃			0,10	—	0,60
CaO	53,80	—	53,20	—	23,0
MgO			0,30	—	1,00
SO ₃			0,10	—	0,80
P ₂ O ₅			0,006	—	0,08
П. п. п.	43,0	—	42,80	—	42,30
Выход	50	—	30	—	20%

Максимальный выход этих сортов 100%.

Максимальный выход некондиционных сортов 40%.

Добыча ведется тупиком Дальний Сахалин.

Зона 9. Мощность 24 м. Известняки сливные светлосерые, переслаивающиеся с тонкозернистыми. Битуминозность слабая. Замечаются кристаллики колчедана. Включения кремнезема в виде мелких зерен кварца. Отмечается некоторая доломитизация.

Экскаваторная добыча дает сравнительно небольшой процент годной продукции.

Разрабатывается тупиком Дальний Сахалин.

от всей продуктивной толщи, а зоны 2, 4, 6, 8, составляющие 57,3% от общей толщи, содержат кремнезем в количестве около 1%.

Существующие кондиции по кремнезему, т. е. равные 3%, являются жесткими даже при ручной добыче окремнелых зон, т. е. зон 1, 3, 7, 9, так как в силу необходимости много известняков приходится валить в отвал; применяя же механическую добычу, почти невозможно работать одни эти зоны, соблюдая кондиционные требования. Очевидно, надо известняки из этих зон

Таблица 9

Среднее содержание SiO_2					
SiO_2 до	2,0	—	—	—	3%
Al_2O_3		0,80	—	1,72	3%
Fe_2O_3		0,40	—	0,90	
CaO	56,6	—	52,4	—	52,2
MgO		0,4	—	1,75	
SO_3		0,15	—	0,80	
P_2O_5		0,010	—	0,20	
П. и. п.	41,8	—	41,5	—	41,2
Выход	25	—	35	—	40%

Максимальный выход этих сортов 90%.

Возможный выход некондиционных известняков 100%.

или смешивать с известняками соседних зон или же вести селективную добычу. При смешении их в волнометрических отношениях должны получить продукт, содержащий 2,3% SiO_2 . Но такое совершенное смешение в настоящее время является практически невозможным; это проблема будущего, и поэтому при массовой разработке еленовских известняков механизированным способом при современных устройствах надо ожидать большое количество некондиционной продукции.

Ввиду этого полагаем желательным как по соображениям экономического порядка, так и с точки зрения горно-технической на время реконструкции рудника и фабрики повышение предела содержания SiO_2 в отгружаемых известняках до 4%, ограничив количество такого известняка определенным минимумом от общей отгружаемости массы.

Однако несомненно, что по мере перестройки всего рудничного хозяйства, с устройством больших складов готовой продукции и с введением ряда особых приспособлений на фабрике, возможности к более совершенному смешению различных сортов известняка будут все увеличиваться, и вместе с тем отпадет надобность в изменении кондиционных требований по SiO_2 , но пока эта мера нам кажется временно необходимой, считаясь с интересами не только одних металлургических заводов, но и рудоуправления.

Известняки механизированной добычи на Еленовских карьерах поступают на дробильную фабрику, где после дробления и отсева мелочи в виде готовой продукции грузятся в вагоны для отправки на заводы.

Произведенное ИМС опробование как сырого материала, поступающего в думпкарах на фабрику, так и известняков в различных стадиях прохождения

через аппаратуру фабрики позволило сделать некоторые определенные выводы.

Сырой материал механизированной добычи является более загрязненным, чем известняки *in situ*, согласно опробованию, что происходит за счет крошащих известняки наносов, песчано-глинистых пропластков и, главным образом, глин, заполняющих карстовые пустоты. После дробления на первой ленте мы имеем тот же материал, того же состава, только в раздробленном виде; содержание кремнезема в этой массе остается таким же, как и в исходном материале.

На второй ленте, т. е. после отсева мелочи в конических барабанах, материал получается значительно обогащенным по сравнению с исходным материалом.

Очищение продукта происходит за счет отсеивания глин и песчано-глинистых частиц, сам же известняк остается таким же по составу, как в месторождении.

Таким образом, работа дробильной фабрики заключается, помимо дробления породы, полученной механизированным путем, также в отсеивании мелочи, состоящей из известняка и тех песчано-глинистых масс, которые во время экскавации были захвачены черпаками вместе с известняком. Но в конечном результате характеристика готового продукта по кремнезему остается той же, что и известняков *in situ* в механизированных забоях.

По данным дробильной фабрики, за 8 мес. 1934 г. в отсев поступает в среднем около 30—35% от исходного материала, причем отсев состоит наполовину из известковой мелочи и наполовину из песчано-глинистого материала.

Опробование же ручных забоев и отгружаемого оттуда материала показало

до несколько иную картину. В ручных забоях рабочий имеет возможность перебрать каждый кусок известняка, все окремнелые куски, а также всю глину и материал кремневых пропластков отбросить, и, таким образом, получается значительное обогащение самого известняка.

Благодаря этому любая зона с сильно повышенным содержанием кремнезема так или иначе может разрабатываться вручную и выдавать кондиционную продукцию за счет отброса большего или меньшего количества окремнелых известняков, что нельзя сказать про механизированные забой.

Приведенная характеристика промышленных зон сделана на основании имеющегося в нашем распоряжении геологоразведочного материала и позабойного опробования, но этот материал не равноценен для различных зон. Так например, характеристика зоны 1 сделана только по данным позабойного опробования, тогда как для других зон имеется целый ряд разведочных буровых скважин. Поэтому приведенные ха-

рактеристики нельзя считать окончательно установленными, их необходимо проверить и детализировать рядом дополнительных опробований.

Из всех способов опробования, практиковавшихся на Еленовке, считается лучшим опробование при помощи скважин колонкового бурения. Полагаем, что в условиях Еленовского месторождения и в то же время имея в виду массовую разработку всей толщи известняков, достаточно будет расположить скважины на расстоянии 50 м одну от другой. Полученный материал в виде кернов надо подвергнуть анализу по 2-метровым интервалам на SiO_2 , а по 10-метровым на все компоненты. Составить графики, аналогичные указанным в предыдущем, и внести соответствующие поправки в сделанные нами характеристики.

Полагаем, что этого будет достаточно для полной характеристики промышленных зон и не потребуются позабойного опробования во время работы, как это практикуется в настоящее время.

Г. А. Браун

Качественная характеристика разрабатываемых месторождений флюсовых известняков юга СССР в связи с установлением технических условий

Целью данной статьи является установление технических условий на поставку флюсовых известняков металлургическим заводам в 1935 г.

Применительно к этой цели кратко остановимся на рассмотрении ряда вопросов по следующей схеме:

1) оценка качественных возможностей месторождений на основе разведок и контроля добычи;

2) установление требований, предъявляемых к известняку, для определения пригодности его в качестве флюса в условиях южной металлургии;

3) анализ технических условий 1934 г. и поставок известняка по ним;

4) основные положения эксплуатации Еленовского рудника в 1935 г.;

5) рассмотрение выработанного ИМС проекта стандарта на известняки и проекта технических условий ИКВИАОК¹;

6) на основе разбора всех вышеуказанных положений установление технических условий на поставку известняков в 1935 г.

1. Оценка качественных возможностей месторождений на основе разведок и контроля добычи.

В 1934 г., как и в предыдущие годы, флюсовый известняк добывался на многих карьерах, расположенных территориально в Донбассе, Приднепровье и Крыму. Такое распыление добычи ме-

¹ ИКВИАОК — Инспекция качества Всесоюзного института огнеупоров и кислотоупоров (б. Инспекция контроля ГУМП).

жду многими карьерами по ряду причин нецелесообразно. Основной из этих причин является необходимость механизации добычи и переработки сырья, что рационально проводить лишь на крупных карьерах ввиду значительных затрат на создание технически совершенного механизированного предприятия.

Проведенные в последние годы геологоразведочные работы дают теперь возможность наметить основные и второстепенные флюсовые базы.

К основным базам относятся месторождения: Еленовско-Новотроицко-Каракубского массива Донбасса и месторождения Балаклавского района Крыма. Громадные запасы кондиционного известняка этих районов и удовлетворительное территориальное расположение их по отношению к металлургическим заводам делают возможной концентрацию на них всей добычи флюсовых известняков.

К второстепенным (резервным и местным) флюсовым базам должны быть отнесены: а) месторождения известняков центральной части Донбасса (Баронско-Кипучанский район) — по незначительности запасов с небольшой мощностью покрывающих пород и в некоторых случаях изменчивости химсостава известняков; б) месторождения восточной окраины Донбасса (Белокалитвенский район) — по территориальной удаленности от крупных металлургических заводов; в) месторождения Приднепровья (Белая Криница, Галагановка и др.) — по неудовлетворительности физических свойств известняка и неблагоприятным условиям залегания.

Растущая и технически перевооружающаяся металлургия юга СССР, естественно, должна иметь крепкую сырьевую базу предприятия по добыче и переработке (дроблению и очистке) нерудного сырья (в данном случае известняков). Такие предприятия создаются на Еленовке, Каракубе и в Балаклаве. Эти три рудника при своем полном развитии будут давать 10,5—11,0 млн. т готового известняка, т. е. в 2 раза более, чем дано в 1934 г. с 16 карьеров.

Указанное здесь направление реконструкции флюсодобывающей промышленности уже с 1934 г. практически осуществляется, и на протяжении 1935 и 1936 гг. будет прекращена разработка

мелких карьеров за исключением Жирновского, близкого к Сулинскому заводу, и, может быть, Краснощековского, обладающего значительными промышленными запасами.

Уже в 1934 г. была прекращена разработка Белокрыничского месторождения из-за недоброкачества известняка по физическим признакам, а Алмазьянского и других карьеров из-за недоброкачества известняка по химическому составу.

В 1935 г. будут разрабатываться известняки на 12 карьерах, перечень которых и добыча по ним приведены в табл. 1.

Таблица 1
План добычи известняков на 1935 г.

№ п/п	Наименование карьероуправлений и месторождений	План добычи на 1935 г. в тыс. т	Удельный вес ко всей добыче по тресту в %
1	Еленовское	2 650	46,5
2	Новотроицкое	650	11,4
3	Каракубское	800	14,1
4	Балаклавское	550	9,7
Б. Калитвенское			
5	В том числе Жирновское . .	350	6,2
6	Богураевское . .		
7	Авиловское . .		
Краснощековское			
8	В том числе Краснощековское	252	4,3
9	Баронское	132	2,3
10	Кипучанское	33	0,6
11	Ворошиловское	214	3,7
12	Марьевское	69	1,2
Всего известняков . .		5 700	100,0

Еленовское месторождение. Громадные толщи известняка, разрабатываемые в Еленовке, представляют собою ряд последовательно залегающих известковых пластов, перемежающихся изредка пропластками глинистых пород и окремнелых известняков. В некоторых местах в пластах малокремнистых известняков встречаются окремнения в виде желваков чистых кремней, увеличивающих содержание кремнезема в месторождении. Такие пропластки окремнелых известняков иногда (например, в

тупике «Кавказ») довольно мощны (2—3 м).

Прочие примеси как балластные (Al_2O_3), так и вредные (P и S) содержатся в количествах, вполне допустимых по кондиционным требованиям на флюсовые известняки.

Таблица 2
Средний химический состав известняков Еленовского месторождения

	Пределы колебаний в %	
	от	до
CaO	53,0	55,0
SiO ₂	0,7	4,4
MgO	0,3	0,6
R ₂ O ₃	0,3	0,6
P	Следы	0,02
S	0,01	0,2
П. п. п.	42,0	44,0

Таблица 3
Средневзвешенный химический состав известняков Каракубского месторождения в %

	Северный участок			Южный участок		
	от	до	средне-взвеш.	от	до	средне-взвеш.
SiO ₂ . . .	0,61	1,06	0,74	0,46	1,52	0,79
CaO . . .	53,93	54,77	54,42	52,22	55,02	54,49
MgO . . .	0,39	1,38	0,79	0,13	1,12	0,55
R ₂ O ₃ . . .	0,32	1,02	0,50	0,21	1,09	0,45
P	0,002	0,030	0,007	след.	0,009	0,003
S	0,07	0,33	0,13	0,03	0,66	0,13
П. п. п. . .	42,53	43,62	43,21	42,15	43,62	43,17

Новотроицкое месторождение составляет одно целое с Еленовским, и поэтому сказанное об условиях залегания известняков Еленовки относится и к Новотроицкому. Но меньший размер разведанного участка—и поэтому меньшее число зон по кремнезему, пересеченное разведками, — приводит к следующей характеристике химического состава по результатам разведки:

SiO ₂	0,17	0,45 %	редко 2—4% и выше
CaO	52,0	55,0 %	
MgO	0,60	1,62 %	
S	0,03	0,13 %	
P	Следы	0,04 %	— (0,03%)

Содержание кремнезема явно сниженное, вероятно, вследствие малого выхода керна.

Каракубское месторождение, геологически представляющее одно целое с Еленовским и Новотроицким, в качественном отношении более привлекательно, чем два описанные. Так, по данным разведки, Ленгингироруда нашла возможным разделить всю толщу на 2 зоны: на зону кремнистую с содержанием кремнезема выше 4% и поэтому исключаемую из эксплуатации и зону кондиционную с содержанием кремнезема не выше 1,5%. Балластные и вредные примеси находятся в допустимых количествах. Ниже, в табл. 4, приведены пределы колебаний и средневзвешенное содержание отдельных компонентов, считаясь с условно принятым делением месторождения на северный и южный участки.

Нужно, однако, иметь в виду, что в период строительства Каракубского предприятия, которое будет осуществляться на протяжении нескольких лет, на Каракубе будут разрабатываться участки месторождения левого берега р. Кальмиус, здесь не охарактеризованные из-за недостатка разведочных данных. Эти участки, вообще говоря, обладают не менее качественными известняками, но в некоторых случаях могут быть встречены и худшие по кремнезему пропластки. Поэтому в 1935—1936 гг., вероятно, содержание кремнезема в отгруженном с Каракубы известняке будет равным с таковым из Еленовских карьеров.

Балаклавское месторождение. В широком смысле под этим названием понимают месторождения Балаклавского района, промышленными из которых являются два: Балаклавский массив и Караньский массив. В Караньском массиве разведаны запасы, в 7,5 раз большие, чем в Балаклавском. Однако и запасы Балаклавского массива велики (69 млн. т). Караньский массив обладает более чистыми по кремнезему известняками (среднее содержание SiO₂ равно 0,94 и 0,43%), однако, требует больших, чем Балаклавский, капиталовложений для развития добычи. Поэтому в настоящее время и в ближайшие 2—3 года на заводы будет поступать известняк Балаклавского массива. Его качество

также высокое, что видно из приводимой ниже табл. 5.

Крымские известняки по сравнению с еленовскими и каракубскими более фосфористы, по физическим же свойствам (сопротивление раздавливанию, истираемость) как те, так и другие стоят выше требований металлургии (временное сопротивление раздавливанию равно 500—1 300 кг/см²).

На Краснощековском и Жирновском месторождениях разведочные работы еще не закончены, а на Богураевском, Авиловском, Баронском, Кипучанском, Ворошиловском и Марьевском из-за неперспективности их детальные разведки не производились, почему по всем перечисленным месторождениям мы приведем имеющиеся у нас анализы отдельных проб, а не средние результаты по многочисленным пробам, как это

сделано для крупных месторождений; данные эти сведены в табл. 6.

По содержанию вредных примесей (Р и S) все охарактеризованные выше известняки вполне пригодны для применения в качестве флюса. Наличие же балластных примесей (главное SiO₂), а особенно изменчивость в содержании кремнезема ввиду неравномерного окремнения известняков создали необходимость в повседневном контроле количества SiO₂ в отправляемом на заводы известняке, а для стимулирования улучшения качества установлены приплаты и скидки в зависимости от количества кремнезема.

Контроль по SiO₂, имеющий расчетный характер, выполняет ИКВИОК.

В табл. 7 приводим средние годовые содержания SiO₂ в отгруженных на заводы известняках, имевших в отдель-

Химическая характеристика Караньского массива

Таблица 4

№ участ. коб	Геологический возраст и участок	Химический состав в %					Примечания	
		CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	S		
I-a	Титон ¹ , северный участок	Среднее	54,62	1,47	0,39	0,015	0,01	¹ Опробование керна
		Пределы колеб.	55,6 — 51,8	12,1 — 0,4	0,8 — 0,2	0,02 — 0,01	0,08 — следы	
		Наибольшее постоянство	64,3 — 55,4	Менее 2,5	0,2 — 0,5	0,01 — 0,02	Менее 0,02	
I-6	Титон ² , юго-вост. участок	Среднее	54,1	1,83	0,67	0,026	0,00	² Опробование поверхности
		Пределы колеб.	55,6 — 51,2	5,5 — 0,3	1,5 — 0,2	0,04 — 0,02	0,00	
		Наибольшее постоянство	53,2 — 54,3	1,0 — 2,5	Менее 0,7	—	0,01	
II-a	Кеммериджа, верхний горизонт ¹	Среднее	54,83	0,95	0,30	0,015	0,01	0,04 — следы Менее 0,08
		Пределы колеб.	55,7 — 51,1	5,8 — 0,2	0,9 — 0,1	0,03 — 0,02	0,01	
		Наибольшее постоянство	54,9 — 55,4	Менее 1,0	0,1 — 0,4	0,02 — 0,01	0,01	
II-6	Кеммериджа, нижний горизонт ¹	Среднее	54,18	1,93	0,64	0,027	0,03	0,03 — 0,02
		Пределы колеб.	55,6 — 46,7	11,4 — 0,2	1,0 — 0,3	0,03 — 0,02	0,03 — 0,02	
		Наибольшее постоянство		Непостоянство химического состава				

Таблица 5

Химическая характеристика Балаклавского массива

№ п/п	Геологический возраст	Химический состав (средний волюметрический) в %							
		CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	P	S	
1	Верхний титон	По кондиционной толще	54,8	1,15	—	—	—	0,016	0,01
		По некондиционной толще	50,1	8,08	—	—	—	0,016	0,01
		Среднее по всему горизонту	54,4	1,84	0,42	0,18	0,68	0,016	0,01
2	Нижний титон	По кондиционной толще	54,2	1,30	0,62	0,33	0,75	0,019	0,02
		По некондиционной толще	51,2	6,40	1,88	0,88	0,84	0,019	0,02
		Среднее по всему горизонту	53,2	3,31	0,83	0,45	0,77	0,019	0,02
3	Кеммериджи	По кондиционной толще	54,8	1,00	—	—	—	0,017	0,02
		По некондиционной толще	49,9	7,83	0,27	0,12	0,87	0,017	0,02
		Среднее по всему горизонту	54,0	2,08	0,35	0,24	0,70	0,017	0,02

Таблица 6

Анализы пластовых проб

№ п/п	Наименование месторождения	Химический состав в %							Кем произведен анализ
		CaO	MgO	SiO ₂	R ₂ O ₃	P	S	П.п.п.	
1	Краснощековское	53,58	0,83	1,64	0,66	0,014	0,02	43,10	Укр. геол-трест
2	»	51,40	2,44	2,48	0,47	0,011	0,02	43,10	То же
3	»	54,00	0,80	0,96	0,47	0,014	0,02	43,45	»
4	»	53,26	1,00	2,00	0,71	0,016	0,02	42,72	»
5	»	50,00	3,29	2,25	1,55	0,015	0,02	42,85	ИКВИБОК
6	»	50,87	2,30	2,04	1,16	0,023	0,03	41,91	То же
7	Баронское	53,64	1,00	1,05	1,37	—	0,02	43,16	»
8	»	55,25	0,58	0,80	0,90	0,002	0,12	—	»
9	»	54,47	1,02	0,56	0,60	0,003	0,04	—	»
10	»	55,33	0,69	0,26	0,54	0,003	0,01	—	»
11	Кипучанское	53,06	0,93	3,21	0,76	0,002	0,02	—	»
12	»	53,12	0,91	1,70	0,66	0,028	0,02	43,17	»
13	Бугаевское	51,41	1,86	1,65	1,84	0,024	0,02	42,81	»
14	»	52,31	1,00	1,01	1,68	0,024	0,03	43,35	»
15	Жирновское	55,01	0,40	0,69	0,25	0,016	0,02	43,36	»
16	Богурьевское	53,28	0,58	1,07	1,36	0,004	0,20	—	»
17	»	51,62	1,42	1,06	0,55	0,021	0,05	43,30	»
18	»	53,87	0,81	2,19	0,40	0,014	0,02	42,86	»
19	Авиловское	54,80	0,35	0,69	0,33	0,022	0,03	43,08	»
20	»	54,91	0,44	0,83	0,28	0,009	0,02	43,35	»

ных вагонах содержание SiO₂ не более 3% по большинству карьеров и не более 4% по отдельным участкам, оговоренным в технических условиях на поставку. Отправление на заводы известняков с содержанием SiO₂ более норм технических условий (табл. 7) имеет место только по Еленовке.

Чтобы закончить характеристику качества известняка, отгруженного в 1934 г. заводам, небезытересно охарактеризовать известняки по их флюсующей способности. Так как основное назначение известняка в доменном процессе сводится к ошлакованию пустой породы руды и вредных примесей шихты, т. е. преимущественно к ошлакованию находящегося в руде кремнезема и глинозема, то идеальным флюсом был бы известняк, совершенно не содержащий в себе примесей кремнезема и глинозема. Флюсующую способность такого известняка считают равной 100. Находящиеся в известняке примеси кремнезема и глинозема понижают флюсующую способность, так как в доменной печи на ошлакование 1 ч. примесей SiO₂ и Al₂O₃ тратится 1 ч. известия — CaO или 1,8 CaCO₃. При количестве при-

месей Al₂O₃ + SiO₂ = К флюсующая способность известняка будет:

$$100 - К - 1,88 = 100 - 2,8 К.$$

По этой формуле нами подсчитана флюсующая способность отгруженных известняков, помещенная в последней колонке табл. 7.

Акад. Левинсон-Лессинг дает следующую классификацию известняков по их флюсующей способности (табл. 8).

Таблица 8
Классификация известняков по флюсующей способности

Флюсующая способность	Характеристика
97—100	Флюсы высокого качества
91—97	» хорошего »
85—91	» среднего »
Менее 85	» низкого »

По этой оценке все известняки, поставленные заводам в 1934 г., являются «флюсами хорошего качества».

Нужно учесть, что хорошее качество отгруженных флюсов обусловилось не столько естественными условиями месторождений (как мы видели, не всегда благоприятными по содержанию кремнезема), сколько отсортировкой добычи. Так например, по тулику «Кав-

Таблица 7

Среднегодовые содержания SiO_2 в отгруженных на заводы известняках (по данным ИКВИОК) и их флюсующая способность

№№ п/п	Наименование месторождений	1933 г.	1934 г.	1934 г.	Флюсующая способность отгр. на заводы незабрак. известн. в 1934 г. в %***
		SiO_2 в %	SiO_2 в % (11 мес.)	(с учетом брака) SiO_2 в %	
1	2	3	4	5	6
1	Еленовское	1,80	1,26	1,39	94,8
	В том числе тупик № 1	1,54	1,53	1,56	94,1
	» » » № 2	1,97	1,56	1,61	94,0
	» » » № 7	2,57	1,57	1,59	94,0
	» » » «Кавказ»	3,41	2,33	2,56	91,3
	» » » Дальний Запад	1,91	1,20	1,27	95,0
	» » » Дальний Сахалин	0,61	0,72	0,72	96,3
	» » » Щербенёва Балка	2,06	1,48	1,56	94,2
	» » » Сычевка	3,18	1,89	2,44	93,0
	» » » Кучерова Балка	—	2,04	2,14	92,6
	» » » дробфабрика	2,53	1,17	1,25	95,0
2	Новотроицкое	—	1,09	—	95,3
3	Каракубское	—	—	—	—
4	Балаклавское	—	0,57*	—	96,7
5	Жирновское	—	1,01*	—	95,5
6	Богураевское	1,76**	1,75	—	93,4
7	Авиловское	0,70**	0,71	—	96,3
8	Краснощековское	2,17	2,51	—	91,3
9	Баронское	0,64	0,61	—	96,6
10	Кипучанское	0,86	1,99	—	92,7
11	Ворошиловское	—	—	—	—
12	Марьевское	—	—	—	—
	Средневзвешенное	—	—	—	94,9

* За 6 мес.

** За 4 мес.

*** В среднем принимаем содержание Al_2O_3 равным 0,6%.

каз», содержащему, по данным ИКВИОК, в среднем по забой 4,60% SiO_2 , отгружен известняк со среднегодовым содержанием SiO_2 , равным 2,56% (табл. 7), по тупику № 7 при содержании в среднем в забое 4,09% SiO_2 отгружен в 1934 г. известняк с содержанием 1,59% SiO_2 и т. д.

2. Установление требований к известняку для определения пригодности его в качестве флюса в условиях южной металлургии.

До сего времени научно не разработаны кондиции на флюсовый известняк. Эта работа поручена институту прикладной минералогии (ныне ИМС) и еще не завершена.

Для целей разведки и подсчета запасов месторождений одновременно и разными металлургическими организа-

циями (Сталью, Днепросталью, Запорожсталью и др.) были составлены кондиции, по некоторым пунктам иногда мало обоснованные и взаимно противоречивые. Технические условия на поставку известняка металлургическим заводам были также многочисленны и также часто противоречивы.

Институт прикладной минералогии в процессе проработки вопроса в сентябре 1934 г. предложил проект стандарта на известняк для доменного производства (излагаемый нами далее в специальной главе), но при этом в пояснениях к проекту не дал исчерпывающего обоснования нормам по отдельным компонентам химсостава.

К попыткам обоснования норм по отдельным компонентам химсостава мы и перейдем.

По химсоставу известняк в природе загрязнен магниезом, кремнеземом, глиноземом, окисью железа, фосфором, серой, марганцем и др. В условиях южной металлургии, работающей на криво-рождской и керченской руде и донецком коксе, указанные примеси в известняке можно разбить на три группы:

1-я группа. Безвредные примеси, как например магниеза, в количествах до 3—4% от состава, железо в любых количествах, марганец.

2-я группа. Балластные примеси — кремнезем и глинозем. Эти примеси понижают флюсующую способность известняка. Эти компоненты оказывают только экономическое влияние, не отражаясь на качестве выплавляемого металла, так как целиком ошлаковываются.

3-я группа. Вредные примеси — фосфор и сера (производство чугунов для томасовского процесса допускает применение известняков с высоким содержанием фосфора, но эта область потребления известняков из-за незначительности ее нами не рассматривается).

Магниезия (MgO). В известняках разведанных месторождений (табл. 3, 4, 5, 6) содержание магниеза колеблется в пределах 0,4—1,2%, реже доходя до 2—3%.

Содержание в известняке до 3—4% MgO не только безвредно, но даже полезно, в связи с получением при этом более жидких шлаков.

Вопрос о применении известняков с еще большим, чем 3—4%, содержанием магниеза (доломитизированных известняков) по существу своему интересен и в условиях южной металлургии актуален, но еще не окончательно разрешен. С отчетом о проведенных осенью 1934 г. на Енакиевском заводе опытных плавках на шихтах с доломитизированным известняком мы, к сожалению, не знакомы из-за практической невозможности получения его в объединении «Сталь». Поэтому мы здесь ограничимся ссылкой на давно высказанные, но не устаревшие слова акад. Павлова²:

«Так как получение наиболее основного известкового шлака (для удержания шлаками серы, обильно содержащейся в минеральном топливе, на кото-

ром работает южная металлургия, а также для восстановления марганца при изготовлении ферро-марганца приходится работать на основных шлаках. Г. Б.) часто сопровождается загромождением горна скоплением неплавких масс, то полезно более или менее значительную часть (до $\frac{1}{4}$) извести в шлаке **заменить магниезом**».

Отсутствие у горнодобывающего треста Нерудсталь информации о ходе теоретической и опытной проработки этого вопроса может привести к полной неподготовленности к добыче доломитизированных известняков, так как этому должен предшествовать целый ряд работ, как то: разведка на основе кондиций (запасы доломитизированных известняков на Еленовском месторождении квалифицированы по низким категориям), горная подготовка месторождения к разработке и, может быть, выработка методики ускоренного химанализа в случае необходимости разделения на классы по наличию магниеза.

Такое положение нетерпимо, особенно в связи с практической реализацией с текущего 1935 г. технического проекта реконструкции Еленовки, которым не предусмотрена добыча доломитизированных известняков. Дальнейшая неактивность металлургов в этом важном вопросе может привести к значительным практическим трудностям по добыче доломитизированных известняков в случае установления такой необходимости.

Железо (FeO и Fe_2O_3). Наличие в известняке железистых соединений в виде оруденелых включений безусловно полезно. Наличие же железа в силикатах менее полезно, но может быть признано безвредным, так как в разведанных месторождениях количество железа крайне незначительно (менее 1%).

Кремнезем (SiO_2) и **глинозем** (Al_2O_3). Как уже выше указывалось, кремнезем и глинозем являются балластными примесями, т. е. примесями, не влияющими на качество выплавляемого металла.

Однако понижение флюсующей способности известняка в связи с расходом части извести на ошлакование этих примесей само по себе неприятно, так как полезность (или ценность) флюса в связи с этим уменьшается.

С другой стороны, все месторождения известняков в большей или меньшей мере окремнены, причем окремнение, яв-

² М. А. Павлов, Расчет доменных шихт (стр. 5), Петроград, Сев.-зап. промбюро ВСНХ (год не указан).

ляясь часто вторичным процессом, неравномерно распространено по месторождению, что, естественно, приводит (даже при средненизких показателях по кремнезему по всему месторождению) к повышенному содержанию кремнезема в отдельных пропластках, а значит, и в отдельных отгрузках известняка на заводы.

Нежелательность потребления окремнелых известняков на заводах, а с другой стороны, невозможность часто избежать добычи окремнелых известняков из-за совместного и незакономерного залегания их с хорошими известняками заставляют устанавливать допуски по кремнезему, удовлетворяющие не только металлургию, но и горнодобывающую промышленность.

Если исходить из классификации акад. Левинсон-Лессинга (табл. 8) и стремиться добывать известняк с флюсующей способностью не ниже флюсов среднего качества, то нижшим пределом по флюсующей способности нужно принять 85.

Далее, учитывая, что MgO и Fe_2O_3 не являются вредными примесями, а P_2O_5 и SO_2 присутствуют в разрабатываемых известняках в ничтожных количествах, понижение флюсующей способности известняка нужно отнести на $SiO_2 + Al_2O_3 = K$. Поэтому допустимо в известняках

$$K = \frac{100 - 85}{2,8} = 5,4\%.$$

Курсы металлургии чугуна акад. Павлова, инж. Татарченко и др. считают возможным применить известняк при наличии не более 5% примесей К.

Таким образом по различным источникам мы приходим почти к равной норме (5,4 и 5%) допуска глинозема и кремнезема в флюсовых известняках. Поэтому будем считать для металлургии приемлемыми известняки с содержанием $SiO_2 + Al_2O_3 = 5\%$.

Внесение известняками глинозема в значительных количествах в шихту металлургии считают нежелательным в связи с необходимостью обеспечения в шихте двойного-тройного и даже в некоторых случаях большего превосходства кремнезема над глиноземом.

Это требование легко удовлетворимо, так как известняки основных наших месторождений содержат обычно 0,6%

Al_2O_3 и редко более. Считая содержание глинозема даже до 1%, допустимо поставлять известняки с содержанием до 4% кремнезема.

Серя (S) относится к вредным примесям, и в условиях южной металлургии, выплавляющей руду на донецком сернистом коксе, желательно ее присутствие в известняке в минимальном количестве. При повышении содержания серы увеличивается расход кокса (при увеличении в шихте серы на 0,1% расход кокса увеличивается на 1%). Серя допустима в известняке до 0,25%.

Фосфор (P) целиком переходит в выплавляемый чугун. Поэтому при установлении допустимой нормы по фосфору нужно считаться исключительно с требованиями, предъявляемыми к чугуну.

Мы считаем допустимым:

Для флюсов, применяемых при выплавке бессемеровского чугуна, $P = 0,005\%$

Для флюсов, применяемых при выплавке небессемеровского чугуна, $P = 0,060\%$.

По физическим свойствам все эксплуатируемые месторождения, по нашему мнению, настолько хороши, что не нуждаются в установлении норм. К этому нас приводит то обстоятельство, что всеми нашими донецкими карьерами разрабатываются известняки каменноугольного возраста, достаточно плотные и обладающие временным сопротивлением на раздавливание более 800 кг/см^2 , а балаклавскими — мраморовидные известняки юрского возраста с временным сопротивлением на раздавливание $700—1300 \text{ кг/см}^2$.

3. Анализ технических условий 1934 г. и поставок известняков по ним.

Введенные с 1/VII 1934 г. технические условия на поставку известкового камня (см. приложение 1) в основном правильные, в некоторых частях из-за нечеткости формулировок привели к ненормальным условиям поставки и приемки известняка. Разберем по пунктам.

В § 2 раздела «б» было дано Еленовскому карьере право поставлять заводам известняк с содержанием от 3,0 до 4,0% кремнезема в количестве до 4%, считая от всей поставки с Еленовского карьера. Фактически карьер за период июль—ноябрь отправил на заводы только 2,7% известняка (с содержанием кремнезема более 3%) (табл. 9).

Таблица 9

Тоннаж отгруженного с Еленовки известняка с содержанием SiO₂ более 3%

Месяцы	По рубрике «Без наруш. техн. услов.» в тыс. т	По рубрике «Забраковано» в тыс. т	Всего	
			в тыс. т	в % к отгруженн.
Январь	9,3	0,3	9,6	5,7
Февраль	0,9	13,2	14,1	7,8
Март	0,3	8,0	8,3	4,8
Апрель	—	8,4	8,4	3,6
Май	—	5,3	5,3	2,3
Июнь	—	3,2	3,2	1,6
Июль	4,0*	2,5	6,5	3,0
Август	4,3*	1,3	5,6	2,8
Сентябрь	4,2*	0,9	5,1	2,7
Октябрь	4,0*	1,2	5,2	2,2
Ноябрь	0,9	5,9	6,8	2,9
За 11 мес.	27,9	50,2	78,1	3,4

* Не располагая детальными сведениями о количестве известняка по месяцам, мы разницу между подсчетами ИКВИОК и нашими (16 тыс. т) распределяем поровну на июль—октябрь.

За 11 мес. 1934 г. всего 3,4%. Однако 70% этого количества было ИКВИОК забраковано. Получилось это благодаря формулировке технических условий о допуске ухудшенного известняка с тупиков «Кавказ», Сычевка и Щербенёва Балка вместо допуска с Еленовки в целом.

Необходимость и обоснованность такой поправки вытекают из ознакомления с естественными условиями месторождения, о которых мы писали выше. Окремнение, являясь вторичным процессом, неравномерно распределено в месторождении. Это достаточно убедительно следует не только из геологического описания, но и из сопоставления табл. 7 с табл. 10: даже забои, расположенные в зонах малокремнистых известняков и поэтому имеющие малое содержание кремнезема в погруженном известняке (например, Дальний Запад), насчитывают тысячи тонн забракованного известняка с содержанием кремнезема более 3%. Из табл. 10 видно, что все забои встречают ухудшенный известняк.

Металлургическим заводам, в сущности, безразлично, в каком забое добыт тот или иной вагон известняка. Поэтому

Таблица 10

Удельный вес отгрузки известняков с содержанием SiO₂ более 3% во всей погрузке с отдельных забоев (за 11 мес. 1934 г.)¹*

Наименование забоя (тупика)	Всего отгружено за 11 мес. в тыс. т	В том числе с SiO ₂ более 3%	
		в тыс. т	в % к отгрузке
«Кавказ»	103,4	22,7	21,9
Сычевка	62,5	9,4	15,0
Щербенёва Балка	128,2	8,5	6,6
Кучерова Балка	111,2	5,9	5,3
Дальний Запад	466,8	12,4	2,7
Дробильная фабрика	692,9	16,8	2,4
Дальний Сахалин	364,1	0,3	—
Тупик № 1	77,8	0,7	0,9
» № 2	60,0	1,2	2,0
» № 7	64,9	0,4	0,7

* По подсчетам ИКВИОК.

му мы считаем абсурдом браковку в 1934 г. известняка только на основании добычи его в забое другого наименования, несмотря на то, что Еленовка не в полной мере использовала данное ей право на поставку 4% ухудшенных известняков.

Основное требование об улучшении качества известняка Еленовским карьером выполнено: в 1933 г. в среднем за год содержание кремнезема в известняке составляло 1,80%, а в 1934 г. только 1,26% (табл. 7). Снижение кремнезема на 0,54% (1,80—1,26) — это громадное улучшение качества. Металлургия в 1934 г. на основе улучшенного известняка получила значительную экономию; однако с Еленовского карьера было взыскано (частично уже взыскано, а частично дела находятся в арбитраже — за известняк «брак» по кремнезему) 301 200 руб.

По существовавшему договору поступивший на заводы известняк, забракованный ИКВИОК, должен быть разгружен отдельно, и в течение 1 мес. должна быть достигнута договоренность с поставщиком об условиях приемки его. Этот пункт договора заводами не выполнялся — известняк разгружался на общие склады с хорошим, употреблялся, но не оплачивался. При этом заводы взыскивали с поставщика не только стоимость известняка (2 р. 34 к.), но

и стоимость провоза по железной дороге и стоимость разгрузки (еще по 3 р. 50 к. и более за 1 т).

Теперь разберем по существу нормальность браковки известняка по кремнезему (§ 6).

ИКВНОК без всяких возражений пропускает со станции отправления известняк, и часто лишь после отправки по результатам химанализа обнаруживается несоответствие его нормам по кремнезему.

В тех случаях, когда ИКВНОК известняк забракован, но он вопреки этому отправлен на заводы, безусловно поставщик должен нести материальную ответственность за это, возвращая потребителю стоимость известняка, провоза и разгрузки его. Если же к моменту отправки известняка с карьера окремненность его не установлена, за такой известняк поставщик должен нести меньшую материальную ответственность, так как погрузка такого известняка не преднамерена (по внешнему виду окремнение часто не удается обнаружить).

Мы предлагаем в таких случаях сообщать на завод результат анализа, на основании которого завод имеет право разгрузить такой известняк отдельно, и в течение месяца поставщик договаривается об условиях приемки его, если он может быть где-либо использован. Если же завод разгружает такой известняк на общие склады с хорошим, то расчет должен производиться по основной цене со скидкой 30 коп. за 1 т—процент кремнезема, содержащегося свыше 2,0% SiO_2 .

Нам кажется также не вполне правильным раздел «а» § 6 технических условий, по которому совершенно не оплачивается известняк, прибывший с замусоренностью вагонов выше нормы. Если учесть, что разгрузка вагонов должна производиться вилами, а загрузка в вагонетки катальными производится также вилами, то следует в случаях прибытия на завод известняка, излишне замусоренного, оплачивать заводу стоимость отсортировки его и вывоза мусора плюс некоторую доплату для стимулирования погрузки чистого известняка.

Заканчивая рассмотрение действовавших в 1934 г. технических условий на поставку и результатов их примене-

ния, мы остановимся на анализе приплат, скидок и штрафов за качество известняка.

Табл. 11 показывает общее количество брака в размере 67,3 тыс. т. При этом значительная доля брака ложится на известняки с повышенным содержанием кремнезема (50,2 тыс. т), затем 12,7 тыс. т брака по замусоренности и незначительный брак по габариту кусков.

Из всего брака по кремнезему 76% падает на первое полугодие, в котором благодаря действовавшим чрезвычайно жестким условиям поставки в категорию брака попадала значительная часть добычи по существу вполне пригодных по качеству известняков. В некоторые декады количество забракованного на Еленовке известняка достигало 10—12% от всей добычи.

Объединение «Сталь» сочло действовавшие технические условия ненормальными, не отвечающими действительному состоянию месторождений и добыче на них, и в связи с этим установило с 1 июля 1934 г. новые технические условия.

То же касается брака по мусору. Еленовская дробильная фабрика, оборудованная несовершенными сортировочными устройствами, не могла дать продукцию с содержанием мелочи менее 3%. Это привело к усиленной браковке известняка. Объединение «Сталь» ушло действительные причины и увеличило норму по замусоренности для механической сортировки до 4,5%.

На отгруженном заводе браке Еленовка потерпела за 11 мес. убытки в размере 335,3 тыс. руб., считая стоимость забракованного известняка по ценам 1927 г., или 535,3 руб., если посчитать потери на забракованном известняке по себестоимости и добыче.

За пониженное содержание кремнезема в остальной массе отгруженного известняка Еленовка получит премию в размере 395 тыс. руб.

Правильность и жесткость установленного модуля для начисления приплат и скидок по содержанию кремнезема (1,90—2,00%) может быть установлена не только в связи с ознакомлением с табл. 2 и 3, но и по сопоставлению с работой карьера в 1933 г. Так, в 1933 г. среднегодовое содержание кремнезема в отгруженном известняке

составляло 1,80%, и это ведь после некоторого обогащения в процессе добычи.

Табл. 11 показывает также систематическую работу Еленовки по улучшению качества известняка.

В январе среднемесячное содержание кремнезема в отгруженном известняке составляло (с учетом брака) 1,68%, а в августе, октябре только 1,14—1,18%.

4. Основные положения эксплуатации Еленовского рудника в 1935 г.

В 1935 г. уже включаются в более широкую эксплуатацию новые крупные месторождения—Каракубское и Балаклавское. Эти месторождения в будущем, как мы уже указывали в начале этой статьи, примут на себя вместе с Еленовским покрытие почти всей потребности в флюсовых известняках. Однако включение на 1935 г. двух указанных месторождений, еще завершающих только работы первой очереди (пока входит в строй «Малая Балаклава», т. е. предприятие первой очереди строительства, а по Каракубе—только участок левого берега р. Кальмиус, т. е. опять-таки вспомогательный, времен-

ный участок, вступающий в эксплуатацию до развития добычи на основном массиве), нисколько не умаляет значения Еленовского предприятия как основного на сегодняшний день по снабжению металлургии известковыми флюсами. Так, удельный вес Еленовки в годовом плане 1935 г. составляет 46,5%.

Еленовский рудник, оставаясь и на сегодняшний день основным по добыче, продолжает находиться в технически несовершенном состоянии: неупорядоченное транспортное хозяйство, особенно громоздкое в связи с применявшейся на карьере системой «тупиков», т. е. отдельных забоев, изолированных один от другого и поэтому затрудняющих правильное ведение горных работ; необходимость организации больших вскрышных работ в связи с незначительностью участков, с малой мощностью покрывающих пород, усугубляющаяся неупорядоченностью отвального хозяйства.

Все это настоятельно требует реконструкции Еленовского рудника: необходимо выпрямить забой, чтобы сделать возможной углубку карьера, механизировать вскрышные работы и добычу.

Таблица 11

Качество отправленных металлургическим заводам флюсовых известняков Еленовского карьера (по месяцам 1934 г.)

Месяцы	Без нарушений технических условий		З а б р а к о в а н о						Всего отправлено на заводы	
			по кремнезему		по замусоренному		по кусковому			
	тыс. т	SiO ₂	тыс. т	SiO ₂	тыс. т	SiO ₂ ³	тыс. т	SiO ₂ ³	тыс. т	SiO ₂ ⁴
Январь	163,1	1,68	0,3	3,98 ¹	2,1	1,68	1,7	1,68	167,2	1,68
Февраль	161,0	1,56	13,2		5,3	1,56	0,7	1,56	180,4	1,66
Март	160,4	1,48	3,0		2,6	1,48	1,6	1,48	172,6	1,59
Апрель	223,2	1,26	8,4	3,90 ²	2,1	1,26	0,3	1,26	234,0	1,36
Май	229,6	1,17	5,3		—	1,17	—	1,17	234,9	1,23
Июнь	203,5	1,19	8,2		0,1	1,19	—	1,19	206,8	1,23
Июль	214,8	1,20	2,5	3,90 ²	—	1,20	—	1,20	217,3	1,23
Август	200,8	1,12	1,3		0,3	1,12	—	1,12	202,4	1,14
Сентябрь	186,7	1,12	0,9		—	1,13	—	1,13	187,6	1,14
Октябрь	234,6	1,17	1,2	3,90 ²	—	1,17	—	1,17	235,8	1,18
Ноябрь	226,9	1,15	5,9		0,2	1,15	0,1	1,15	233,1	1,22
За 11 мес.	2 204,8	1,26	50,2	3,90	12,7	1,26	4,4	1,26	2 272,1	1,39

Примечание. Всего брака 67,3 тыс. т.

¹ См. табл. 10.

² Взято по аналогии с табл. 10, так как на заводы отгружался иногда известняк с содержанием SiO₂ 4%.

³ Содержание SiO₂ предполагается равным с отправками без нарушений по SiO₂.

⁴ Нерастворимый остаток в %.

К реконструкции приступили с начала 1935 г. по составленному Ленгипрорудой и утвержденному ГУМП техническому проекту.

По соображениям транспортного порядка и для создания возможности эксплуатации кондиционных известняков, залегающих ниже подошвы ныне действующего карьера, придется в 1935 г. развить значительную добычу в забоях с менее качественными известняками (тупик «Кавказ» и др.). Предполагается для этого механизация добычи на тупике «Кавказ».

До сих пор забой «Кавказ» разрабатывался ручным способом, при котором находящиеся в нем пласты кремневых известняков удавалось вручную отбирать. Теперь, в связи с механизацией (глубокое бурение подрывных скважин, экскавация горной массы и переработка ее на дробильной фабрике), устраняется возможность полной отборки кремневой породы, и поэтому может произойти некоторое ухудшение готового продукта.

Учитывая актуальность реконструкции Еленовского карьера, придется согласиться с сопутствующим ей в силу естественных условий месторождения временным ухудшением качества известняка по кремнезему на некоторых участках карьера. Поэтому придется ввести для Еленовки более льготные технические условия на поставки 1935 г.

Карьероуправление считает, что с тупика «Кавказ» в 1935 г. будет добыто до 50% тоннажа от всей механизированной добычи карьера, т. е. 600—900 тыс. т. Даже при ручной сортировке на тупике «Кавказ» в 1934 г. было получено (табл. 10) 21,9% добычи с содержанием кремнезема свыше 3%. Если же учесть, что при механизированной добыче затруднена отборка кремневой породы и что среднее содержание кремнезема в забое составляет, по данным ИКВИОК, 4,60%, то можно полагать, что добыча известняка с содержанием кремнезема от 3 до 4% составит не менее 40—50% от добычи забоя, или 18—20% от всей добычи Еленовки.

Поэтому необходимо допустить поставку на заводы значительных количеств известняка с содержанием 3—4% SiO₂ или ставить перед организациями

вопрос о пересмотре в этой части проекта реконструкции.

5. Рассмотрение выработанного ИМС проекта стандарта на известняки и проекта технических условий ИКВИОК.

По заданию ГУМП Институт прикладной минералогии (ныне ИМС) выработал и предложил на рассмотрение проект стандарта на известняк для доменного производства. Этот проект стандарта разослан добывающим и потребляющим флюсовый известняк предприятиям для рассмотрения его на технических совещаниях.

К сожалению, данные в стандарте нормы не обосновываются в специальной записке, необходимой в таком случае. В приложенной к стандарту «краткой пояснительной записке» мы не находим обоснования норм. Есть в ней только доказательства необходимости введения стандарта (необходимости, никем не оспариваемой) и некоторые соображения, подтверждающие необходимость установления норм.

Первое, что требует обоснования,— это разделение известняка на два сорта. Нужно ли металлургии такое разделение? Разделение на сорта, помимо положительных моментов, содержит много отрицательных, поэтому подходить к вопросу о разделении на сорта нужно с особой осторожностью.

До сих пор как будто существовала установка о снабжении металлургических предприятий одним сортом известняка усредненного химического состава. Одной из задач и вместе с тем одним из следствий механизации добычи и переработки известняка (на дробильной фабрике) является усреднение его состава. Это достигается глубоким бурением скважин на всю высоту уступа для массового взрыва, экскавацией взорванной горной породы, дроблением и машинной сортировкой ее на дробильной фабрике и, наконец, специальными способами погрузки и разгрузки готовой продукции.

Усреднению, главным образом, подвергается содержание кремнезема. Как раз в основном по кремнезему и различаются сорта, предлагаемые стандартом.

По горным соображениям такое усреднение необходимо, во-первых, для создания возможности механизации до-

бычи (экскавации), при которой трудно, а часто практически и невозможно производить селективную выемку; во-вторых, усреднение дает возможность использовать менее качественные прослойки, каковые при селективной добыче зачастую отбрасываются, что удорожает добычу и приводит к неполному использованию месторождения; в-третьих, при усреднении (а значит, односортности) упрощаются транспортное хозяйство рудника и оборудование дробильно-сортировочных устройств, бункеров и складочных помещений.

Создание сортов потребует переустройства горного предприятия, а также и складского хозяйства металлургических заводов; необходимость приемыки двух сортов, конечно, поставит заводы перед необходимостью переустройства этого хозяйства.

Какие же выгоды сулит разделение на сорта?

Усреднению, главным образом, подвергнется кремнезем, так как о необходимости усреднения или разусреднения других компонентов в известняке вряд ли стоит говорить, имея в виду эксплуатацию основных месторождений флюсовых известняков юга СССР (Еленовки, Каракубы и Балаклавы), в которых все прочие компоненты содержатся в незначительных и вполне допустимых количествах.

Так как окремнелость флюсовых известняков отражается только на экономичности применения их из-за понижения флюсующей способности при повышении содержания кремнезема и так как при правильной эксплуатации месторождений вряд ли возможно выбирать только участки с более качественными известняками и обходить при встрече участки менее качественных известняков и поэтому будет вестись сплошная выемка, то это в конечном счете приведет только к перестановке слагаемых, от которой в общем итоге металлургия не выиграет, а только потеряет на возне с сортами.

При современном состоянии транспорта на карьере и при современных возможностях выполнения химанализов продукции (анализ получается обычно после отправки вагонов к потребителю) введение сортов практически затруднительно, высказанные же выше соображения говорят вообще о нежелатель-

ности введения сортов по известняку. [Окончательно же этот вопрос может быть разрешен совместно с металлургами.

Норма по кремнезему в проекте стандарта занижена (1,75% для I сорта и не выше 3% для II сорта). По нашему мнению, допустимо в известняках до 4% кремнезема. Такое увеличение нормы в стандарте мы предложили бы провести за счет уменьшения нормы по глинозему до 1,0—1,5%.

По магнезии норма не вполне увязана с содержанием СаО. Так, указано, что СаО должно быть (в I сорте) не менее 52%, а MgO допустимо до 3,5%. При наличии в известняке 3,5% магнезии и допустимых количеств глинозема и кремнезема (до 3,75%) содержание СаО будет менее 52% и известняк будет подлежать браковке, в то время как он по сути дела будет вполне пригоден, так как магнезия и известь в некотором виде (как флюс) взаимно заменяют друг друга. Поэтому необходимо было бы давать не раздельное содержание СаО и MgO, как это сделано в стандарте, а дать общую норму по этим двум компонентам, указав, что в том числе MgO не более 3,5% (норма в 3,5% в связи с установлением желательности применения доломитизированных известняков также весьма условна и мало обоснована).

По содержанию фосфора мы считаем норму заниженной. Для обычных сортов чугуна (скажем, для мартеновской плавки), по нашему мнению, можно допустить 0,06%. Для известняков, идущих на выплавку бессемеровского чугуна, норма в 0,005% нормальна.

Установление для ручной добычи процентов для кусков размерами 125—220 мм нецелесообразно, так как по этому признаку контроль (осуществляемый, конечно, на-глаз) мало что принесет.

Против установления норм сопротивления на истираемость и раздавливание мы не возражаем, но практически ценность таких норм в условиях разработки известняков каменноугольного возраста в Донбассе и юрского возраста в Крыму (мраморовидные известняки) весьма невелика.

Вопросов методики испытаний, освещенной в проекте стандарта, мы здесь не касаемся.

Заканчивая краткий разбор проекта стандарта на доменный известняк, мы в заключение выражаем пожелание о переработке ИМС этого стандарта на основе более глубокого учета естественных условий основных месторождений флюсовых известняков юга СССР, условий их разработки и изучения использования известняков в металлургическом производстве. Эти опытные работы, по договору с трестом Нерудсталь, будут проведены ИМС специально для этого выделяемой доменной печи.

Выработанный ИКВИОК проект технических условий на поставку известняков карьерами Нерудстали металлургическим заводам юга СССР в 1935 г. (приложение 2), по нашему мнению, неприемлем на основании ниже излагаемых причин.

В § 2 предложены нормы по фосфору и сере не по принципу удовлетворения требований металлургии в допуске этих компонентов в шихту, а по наличию этих компонентов в имевшихся в распоряжении ИКВИОК незначительных по числу химанализов пластовых проб. Такой подход принципиально неверен и не может устроить ни металлургов ни горняков.

В § 3 сообщается о необходимости при инспектировании отбирать пластовые пробы и передавать результаты анализа их карьероуправлению в тот же день. Это положение и до сего времени было обязательным при инспектировании (хотя анализы пластовых проб выполнялись весьма спорадически), зафиксировано оно в инструкции ГУМП (так, как информировали в ИКВИОК), а поэтому необязательно его помещать в технические условия на поставку.

В § 4 ИКВИОК претендует на право утверждения плана горных работ. Такое право является правом и обязанностью горнодобывающих предприятий и организаций, в этой области не специализировавшейся; переуступлено быть не может.

В § 5 устанавливается порядок отбора проб. Против включения в технические условия правил отбора проб мы не возражаем, однако считаем при этом также необходимым и включение в технические условия на поставку описания методов производства испытаний над

отобранными пробами, как это принято делать в стандартах на поставку сырья.

В § 6 предлагается разделение на классы по содержанию кремнезема. При этом устанавливаются два основных класса и поставка известняков с содержанием кремнезема в количествах, более допустимых по классам — по рубрике «вне классов». Наши соображения о нежелательности разделений на классы высказаны нами выше, при рассмотрении проекта стандарта, предложенного ИМС. Здесь только добавим, что если ИМС предложил 2 класса (два сорта), то ИКВИОК введением поставок вне классов устанавливает по существу 3 класса. Второй отрицательный дополнительный момент в предложении ИКВИОК — это чрезвычайно низкие допуски по кремнезему для I класса (1,2%) — норма, не находящая даже в малой доле логического обоснования из металлургической области (ведь практически допустимо иметь для шихтовки известняки с отклонениями в содержании кремнезема в ту или другую сторону от средних значений на 0,5—0,6%; так как поставляемые известняки редко содержат кремнезема менее 0,8—0,9%, то при допущении поставок по I сорту известняков с содержанием до 1,9—2,0% кремнезема мы будем располагать флюсом, отклоняющимся от среднего содержания кремнезема только на 0,5—0,6%).

Указанные в этом параграфе допускаемые количества известняков с повышенным содержанием кремнезема ни в какой мере не вяжутся ни с фактическим соотношением добычи таких известняков в 1934 г. (в 1934 г. добыто известняка с содержанием кремнезема более 3—3,7% от добычи) ни с перспективами работы Еленовского карьера в связи с его реконструкцией.

В § 6 предлагается производить поставку известняка размером до 125 мм на заводы, имеющие малые доменные печи (до 500 м³), а размером до 200 мм — на заводы с большими печами. Не входя в рассмотрение правильности этого предложения по существу (даже несмотря на то, что нам известно желание металлургов перевести питание всех доменных печей на известняк размером до 125 мм), мы возражаем против этого предложения по горным соображениям, ибо ручное дробление известняка раз-

мерами менее 200 мм удорожит горные работы. К тому же, если действительно имеется такая насущная необходимость снабдить малые печи известняком размером до 125 мм, то Нерудсталь не возразит, если объединение «Сталь» при прикреплении заводов к карьерам прикрепит малые доменные печи к известняку Еленовской дробящей фабрики. Изменение же условий дробления при ручной добыче приведет к значительному удорожанию известняка и к снижению добычи.

В § 8 устанавливается по Еленовской дробящей фабрике замусоренность в 3%. В пояснительной записке по этому пункту высказываются соображения о недопустимости существующей нормы в 4,5% мусора и предлагается уже имевшее место мероприятие по обшивке отсевающихся барабанов на дробящей фабрике листами железа с дырами размером в 40 мм вместо нормальных 25 мм.

Соглашаясь с первой частью мотивировки, так как нежелательность такого большого содержания мусора в известняке нам вполне понятна, мы, однако, ничего улучшающего на сегодняшний день предложить не можем. Дефектность сортировочного оборудования дробящей фабрики нами никогда не замечивалась. Наоборот, нами принимаются меры к установлению на дробящей фабрике вибрационных грохотов, могущих уменьшить количество мусора в готовом продукте.

Однако установление в настоящее время более низкой нормы по замусоренности известняка дробящей фабрики целесообразно и может только привести к ненормальным условиям приемки известняка, так как норма останется на бумаге, а механизмы будут продолжать выпускать замусоренный известняк. Предлагаемая же ИКВЮК обшивка листами с большими отверстиями технически неграмотна, так как при этом теряется значительное количество известняка.

В § 9 и 10 описывается порядок инспектирования известняка. Пункты необходимо более конкретизировать, отметив в них также и увязанные со сроками обязательства инспекторов по качеству и ответственность за нарушение сроков представления результатов анализов.

§ 11 предусматривает нормы и размер доплат и скидок за содержание кремнезема. В связи с установлением в проекте классов на известняк приплат и скидки установлены из предположения, что основные цены на классы будут различны. При отсутствии классов мы считаем достаточно обоснованным оставить прежние условия расчета по качеству.

В этом же параграфе предлагаются различные размеры доплат и скидок, имеющие целью стимулировать качество. Не возражая в принципе против установления различных размеров доплат, мы, однако, напоминаем, что при установлении повышенных скидок предлагается устанавливать и повышенные доплаты, в противном случае условия будут односторонне выгодны. Об этом как раз ИКВЮК позабыл.

§ 12—о прикреплении карьеров к заводам—возражений не встречает.

6. Установление технических условий на поставку известняка в 1935 г.

При установлении технических условий на поставку известняка должны быть учтены требования металлургии, естественные условия эксплуатируемых месторождений, основные положения разработки месторождений, с которых будет производиться поставка, действующие технические условия, вся практика поставок известняка в предыдущие годы, проекты стандартов и технических условий и т. д. Все эти вопросы довольно подробно нами выше рассмотрены; и на основании вышесказанного там положений мы и составили предлагаемые технические условия (приложение 3).

Приложение 1

Технические условия на поставку известкового камня с 1 июля 1934 г.

1. Бескищочное содержание SiO_2 для известкового камня устанавливается от 1,90 до 2,00%.

2. Браковочный предел по SiO_2 устанавливается:

а) Для камня карьеров Еленовского, Ново-Троицкого, Баронского, Авиловского, Каракубского и Балаклавского в 3%. (три процента).

б) Для известкового камня, поставляемого с тупиков «Кавказ», Сычевка и Щербенёва Балка Еленовского карьера, браковочный предел по SiO_2 устанавливается в 4,0% (четыре процента). Известковый камень с содержанием кремнезема от 3,00 до 4,00% может быть поставлен заводам в количестве не более 4%

(четыре процента) от всей поставки с Еленовского карьера.

в) Для известкового камня Новотроицких карьеров для отдельных количеств также допускается браковочный предел содержания SiO_2 4% (четыре процента), причем размер этих количеств устанавливается «Сталью» и Нерудсталью на каждый месяц отдельно за 10 дней до начала месяца по представлению Нерудстали.

г) Для всех прочих месторождений устанавливается в 3,25% (три и двадцать пять сотых процента).

3. **Кусковатость.** Размер отдельных кусков устанавливается: при ручной сортировке не ниже 25 и не выше 200 мм, при механической сортировке (Еленовская дробфабрика) не ниже 25 и не выше 130 мм по трем измерениям.

4. **Мелочь.** а) По Еленовскому карьероуправлению допускается мелочь:

1) при ручной сортировке на период апрель—сентябрь не свыше 1% (одного процента), октябрь—март не свыше 2% (двух процентов);

2) при механической сортировке не свыше 4,5% (четыре и пять десятых процента).

б) По Белокрыницкому карьероуправлению не свыше 3% (трех процентов).

в) Для всех прочих карьероуправлений — те же условия, какие предусмотрены для Еленовского карьероуправления при ручной сортировке.

5. **Приплаты и скидки.** а) При содержании SiO_2 в известняке всех предприятий свыше 2% (двух) и до 3% (трех процентов) для всех

карьероуправлений делается скидка с основной цены по 30 (тридцать) коп. за каждый тонно-процент или часть такового.

б) При содержании SiO_2 в камне туликов «Кавказ», Сычевка и Щербенёва Балка, а также Новотроицких карьеров в количествах, соответствующих § 2 разд. «б» и «в» свыше 2% (двух) и до 4% (четыре процента) по 30 (тридцать) коп. за каждый тонно-процент или часть такового.

в) При содержании SiO_2 в камне всех карьероуправлений ниже 1,90% (один девяносто сотых процента) делается доплата по 30 (тридцать) коп. за каждый тонно-процент или часть такового.

6. **Случай невыполнения технических условий поставки.** а) Известковый камень, не отвечающий условиям, предусмотренным § 3 и 4, отправке не подлежит, а при отправке не оплачивается с возвратом заводу-получателю всех понесенных расходов.

б) Известковый камень, не отвечающий требованиям § 3 сего, отправке не подлежит. На случай отправки на завод камня, не отвечающего требованиям § 3, вся стоимость дробления и сортировки относится за счет поставщика, а отсортированная часть мелочи, ниже 25 мм, превышающая допущенные пределы, получателем не оплачивается.

Качество поставленной продукции устанавливается аппаратом инспекции по качеству ГУМП в вагоне на станции отправления и считается обязательным для обеих сторон.

7. Общее положение настоящих условий вступает в силу с 1 июля 1934 г.

Приложение 2

Проект

Технические условия на поставку известняков карьерами Нерудстали металлургическим заводам юга в 1935 г.

1. Все известняки, отправляемые металлургическим заводам юга, подлежат инспектированию УКРИОК в обязательном порядке.

2. Считаясь с требованиями металлургии, а также и качественными ресурсами сырья, допускать к эксплуатации лишь те забой известняков, которые по своему составу не выходят за пределы допусков по следующим компонентам, ухудшающим качество чугуна:

- а) по SiO_2 не выше 4%,
- б) по P не выше 0,025%,
- в) по SO_3 не выше 0,10%.

3. Для оценки качества отдельных напластований каждого забоя инспекцией УКРИОК отбираются пробы из каждого пласта, вступающего в работу, по мере продвижения забоев, и в тот же день производится определение нерастворимого остатка в лаборатории при карьерах.

По результатам опробования устанавливается пригодность известняка для металлургии.

4. Схему ведения горных работ по забоям, имеющим напластования с повышенным содержанием SiO_2 , карьероуправления обязательно согласовывают с районной инспекцией по флюсам.

5. Для паспорта на отгружаемый металлур-

гическим заводам известняк дается результат определения нерастворимого остатка, выполненный в лаборатории при карьерах над пробами, отобранными из отдельных вагонов в следующем количестве: от пульманов и хопперов 2,0—2,5 кг, от малотоннажных вагонов (16—20 т) 1,0—1,5 кг. В пульманах и хопперах набор проб производится по принципу пакета—по линиям диагоналей поверхности загрузки, в малотоннажных вагонах, где загрузка распределяется на 2 части по осям, проба отбирается по принципу двойного пакета. Величина отдельных кусочков, набитых для пробы, не должна превышать 15—20 мм. Отобранные пробы направляются немедленно в лабораторию при карьерах для определения нерастворимого остатка.

6. В соответствии с результатами определения нерастворимого остатка устанавливается 2 класса по качеству известняков:

- I с SiO_2 до 1,20%
- II с SiO_2 от 1,21 до 3,00%.

Выше 3 до 4%, допускается отгрузка данному металлургическому заводу вне классов не более 2% от общего тоннажа отгрузки за соответствующий месяц.

Примечание. По Краснощековским и Бугаевским карьерам, имеющим повышенное содержание нерастворимого остатка в отдельных напластованиях, допускается отгрузка известняка с содержанием нерастворимого остатка в пределах от 3 до 4%, не более 6% из общего тоннажа за соответствующий месяц по специальным нарядам «Стали».

7. По кусковатости для всех классов известняка устанавливаются следующие требования:

а) 25—125 мм в стороне куба по любому измерению — для карьеров, поставляющих известняк металлургическим заводам, имеющим печи относительно малой емкости (до 500 м³);

б) 25—200 мм — для карьеров, поставляющих известняк для доменных печей большей емкости (800, 930 м³ и др.).

8. По замусоренности (ниже 25 мм) для всех классов устанавливаются:

а) Для ручной погрузки от всех карьеров в летние месяцы (апрель—октябрь) не более 1%, в зимнее время (ноябрь—март) не более 2%.

б) По дробилке Еленовки для всех периодов года не более 3%.

9. Результаты испытания качества отгруженного известняка заполняются в наклейках дежурным инспектором с указанием класса известняка и передаются экспедитору карьера для наклейки их на вагонах и проставления сведений о качестве в железнодорожных накладных.

Если известняк нарушает технические условия по габариту (кусковатость или замусоренность) или имеет повышенное содержание по

данным лаборатории, а карьероуправление отправляет вагоны вопреки запрещению, инспектор сообщает экспедитору, а последний заполняет в железнодорожных накладных соответствующие нарушения в качестве известняка.

10. В тех случаях, когда вагоны отправлены до получения результатов испытаний, инспектор сообщает сведения о качестве соответствующему металлургическому заводу по телеграфу.

На известняк, отправляемый из Еленовки, ежедневно сообщаются сведения о качестве по радио тем заводам, которые имеют радиостановки.

ДОПОЛНИТЕЛЬНЫЕ УСЛОВИЯ ПОСТАВКИ, СТИМУЛИРУЮЩИЕ КАЧЕСТВА

11. Цены по классам устанавливаются по особому соглашению, а для стимулирования улучшения качества вводят:

наценку на известняк, имеющий SiO₂ менее 1,00%—30 коп. за тонно-процент;

скидку на известняк, имеющий SiO₂ более 3,00%—50 коп. за тонно-процент.

Не подлежат отправке вагоны с известняком в следующих случаях:

а) при SiO₂ выше 4%;

б) за бракованные инспекцией по габариту (кусковатость и замусоренность).

12. Не реже двух раз в год специальным распоряжением по «Стали» устанавливается схема прикрепления отдельных карьеров к заводам при учете качественных ресурсов сырья и задания заводов на выплавку отдельных марок чугуна.

Приложение 3

Проект треста Нерудсталь

Технические условия на поставку металлургическим и другим заводам флюсового известняка (на 1935 г.)

I. Бесскидочное содержание SiO₂ для известняков устанавливается от 1,90 (один девяносто сотых) до 2% (два процента).

II. Браковочный предел по SiO₂ устанавливается:

а) Для известняка, поставляемого с карьеров Баронского, Авиловского, Каракубского и Балаклавского в 3% (три процента).

б) Для известняка, поставляемого с Еленовского карьера, ввиду подготовки и реконструкции его браковочный предел по SiO₂ устанавливается в 4%. Известняк с содержанием SiO₂ от 3 до 4% может быть поставлен заводом в количестве: по тупику «Кавказ» не более 17% (семнадцать процентов), по прочим тупикум не более 3% (три процента), а всего не более 20% (двадцать процентов) от всей поставки с Еленовского карьера.

в) Для известняка Новотроицких карьеров также допускается браковочный предел содержания SiO₂ в 4% (четыре процента), причем известняк с содержанием SiO₂ от 3 (трех) до 4% (четыре процента) может быть поставлен заводом в количестве 4% (четыре процента) от всей поставки с карьера.

г) Для всех прочих месторождений устанавливается содержание SiO₂ в 3,25% (три целых и двадцать пять сотых процента).

III. Кусковатость. Размер отдельных кусков устанавливается: при ручной сортировке не ниже 25 и не выше 200 мм, при механической сортировке (Еленовская дробилка) не ниже 25 и не выше 130 мм по трем измерениям.

IV. Мелочь. а) По Еленовскому карьероуправлению допускается мелочь:

1) при ручной сортировке на период апрель—сентябрь не свыше 1% (одного процента), октябрь—март не свыше 2% (двух процентов);

2) при механической сортировке не свыше 4,5% (четыре целых и пять десятых процента).

б) Для всех прочих карьероуправлений — те же условия, какие предусмотрены для Еленовского карьероуправления при ручной сортировке.

V. Приплаты и скидки. а) При содержании SiO₂ в известняке, отправленном на заводы со всех карьероуправлений, выше 2% (двух процентов) делается скидка по 30 (тридцать) коп. за каждый тонно-процент или соответственно за часть такового.

б) При содержании SiO₂ в известняке, отправленном на заводы со всех карьероуправлений, ниже 1,90% (одного и девяносто со-

тых процента) делается доплата по 30 (тридцать) коп. за каждый тонно-процент или соответственно за часть такового.

VI. Случаи невыполнения технических условий поставки. а) Качество поставляемой продукции устанавливается аппаратом инспекции по качеству (ИКВНОК) в вагоне на станции отправления и считается обязательным для обеих сторон.

б) Отборка проб известняка в вагоне для передачи их на химанализ производится инспекторами в очках с синими стеклами.

в) Известняк, не соответствующий этим техническим условиям, отправке не подлежит, однако:

1. В случае отправки на заводы известняка с содержанием SiO_2 в количествах, превышающих нормы, предусмотренные § II Технических условий, при условии забракования его инспекцией по качеству (ИКВНОК) до отхода вагона со станции отправления получатель указанный известняк не оплачивает, а кроме того, имеет право взыскать с карьера стоимость провоза и разгрузки его.

2. В случае отправки на заводы известняка с содержанием SiO_2 в количествах, превышающих нормы, предусмотренные § II, если этот известняк при отправке не был забракован ИКВНОК, а превышение норм по кремнезему было установлено в результате химанализа уже после отхода вагона с известняком со станции отправления на карьере, завод-получатель должен разгрузить указанный известняк на отдельный склад и хранить его в течение месяца в распоряжении отправителя, за какой срок стороны достигают соглашения о цене его в случае возможности использования.

Если же известняк будет разгружен под общие с кондиционным известняком эстакады, то завод-получатель оплачивает такой известняк из расчета отпускной цены и скидок по 30 (тридцать) коп. за тонно-процент SiO_2 за количество, превышающее 2% (два процента) SiO_2 .

3. В случае отправки потребителю известняка, забракованного ИК Укр. ИОК, как не отвечающего по кусковатости нормам § III, вся стоимость дробления и сортировки относится за счет поставщика, а отсортированная часть мелочи, ниже 25 мм, превышающая допустимые по § IV пределы, получателем не оплачивается.

4. В случае отправки потребителю вагонов известняка механической сортировки, забракованных ИК Укр. ИОК, как содержащих мелочь в количестве, превышающем нормы § IV, получатель взыскивает с отправителя стоимость отсортировки и вывозки мелочи (мусора), однако по цене, не превышающей 8 (восемь) руб. за 1 т мусора, имеющегося сверх количества, допустимого по нормам § IV.

5. В случае отправки потребителю вагонов известняка ручной сортировки, забракованных ИКВНОК, как содержащих мелочь, в количестве, превышающем нормы § IV, получатель такой известняк совершенно не оплачивает.

VII. С целью регулирования снабжения металлургических заводов в зависимости от их специализации и заданий, известняками различных месторождений объединение «Сталь» совместно с престом Нерудсталь производит два раза в год прикрепление заводов к карьерам.

К. Х. Тагиров

К вопросу об установлении стандарта на металлургические известняки

Среди объектов нерудного сырья, используемых в черной металлургии, известняк, употребляемый в доменном производстве в качестве флюса, занимает первое место как в количественном отношении, так и по значимости его для качества металла.

Известняк в доменном производстве участвует непосредственно в технологическом процессе в составе шихты, поэтому химический состав и физические свойства его влияют непосредственно как на ход процесса, так и на производительность и другие технико-экономические показатели доменной печи. Увеличение производительности доменных печей, достижение наилучших коэффициентов использования объема в весьма сильной степени зависят от подготовки шихты: руды, кокса, а также и известняка. Мероприятия в части сортировки руд по классам, прикрепление отдельных заводов к определенным классам, пуск агломерационных фабрик, требования к коксу в отношении содержания минимума золы, серы, недопущение значительного колебания состава кокса и содержания мелочи (просеивание), не-

сомненно, сыграли крупную роль в достижении настоящего уровня производительности доменных печей. Следующим этапом в улучшении подготовки шихты является улучшение качества флюса, предъявление строгих требований к химическому составу и физическим свойствам известняка и недопущение значительного колебания его состава. Однако необходимо отметить, что до последнего времени этому компоненту доменной шихты не уделялось того внимания, которое он заслуживает по своему значению в доменном процессе.

До настоящего времени на поставку известняка для металлургических заводов существуют технические условия применительно к отдельным карьерам и заводам. Требования эти разноречивы, большей частью ограничиваются небольшим количеством данных по основным компонентам (это касается, главным образом, восточной металлургии) и редко учитывают физические свойства известняков, имеющих также большое значение в доменном процессе, особенно при работе мощных доменных печей. ●

Разработанный Институтом минерального сырья по поручению ГУМП НКТП проект стандарта учитывает все эти возросшие требования черной металлургии к качеству известняка.

Внедрение этого стандарта в практику карьеров и заводов ликвидирует существующий до сих пор разнoбой в вопросах качественной оценки и упорядочит эту отрасль хозяйства черной металлургии.

В настоящее время добыча металлургических известняков производится:

1. На юге СССР в 12 карьерах, из них наиболее крупными и широко механизуемыми являются Еленовские, Каракубские и Балаклавские карьеры.

В дальнейшем вся добыча флюсового известняка будет концентрирована в этих трех крупных карьерах. Химический состав и физические свойства этих известняков (мех. крепость, сопротивление истиранию и др.) вполне удовлетворяют требованиям металлургии (см. статью инж. Браун) 1.

2. На Урале в 23 карьерах. Из этих карьеров наиболее значительным по производительности и механизированным является Агаповский карьер, снабжающий известняком Магнитогорский комбинат. Частично механизированы в настоящее время и в дальнейшем намечена механизация Н. Тагильских (Ивановские), Богославских и Чусовских карьеров. Остальные карьеры незначительны по производительности и разрабатываются кустарным способом металлургическими заводами. Химический состав и физические свойства известняков этих карьеров удовлетворяют требованиям металлургии.

3. В центральной части СССР наиболее крупными карьерами являются Студеновские, снабжающие известняками Новолипецкий металлургический завод, завод «Свободный сокол» и Барсуковские карьеры, которые будут снабжать Новотульский металлургический комбинат и Косогорский металлургический завод.

Ныне разрабатываемые Кураковский и Мышецкий карьеры (Тульский район) незначительны по производительности и разрабатываются кустарным способом.

Известняки центральной части СССР по сравнению с известняками юга и Урала имеют пониженную механическую крепость порядка 300 кг/см² и известняки отдельных пластов этих месторождений имеют свойство рассыпаться с течением времени под действием влаги, углекислоты и кислорода воздуха. Указанные пласты должны быть изучены, в результате чего при селективной добыче пойдут на другие цели. Научно-исследовательская работа в этом направлении в данное время проводится Институтом минерального сырья.

Ниже (табл. 1) приводится химический состав металлургических известняков действующих карьеров СССР.

В результате изучения качества известняков, состояния горных работ на карьерах и требования металлургических заводов к известнякам разработан следующий проект стандарта:

1. Для химического анализа известняка при отправке отбирается проба из каждого вагона в количестве 2 кг. Взятые пробы производятся в пяти точках по диагонали.

Отобранная проба кладется в банку и плотно закупоривается. На каждую банку наклеивается этикетка с указанием карьера, сорта, номера вагона, времени взятия пробы и фамилии лица, взявшего пробу.

2. Проба отправляется в химическую лабораторию, где производится анализ на SiO₂.

Полный химический анализ известняка производится один раз в 15 дней из средней пробы, составленной путем отбора и смешивания повагонных проб.

3. Определение кусковатости и замусоренности (фракция 0—25 мм) известняка производится на горизонтальных ситах один раз в декаду. Отбор проб для ситового анализа производится следующим образом:

а) на карьерах с бункерной погрузкой—отбираем через погрузочные люки выборочно в количестве 5 т с бункера; пробы берутся не менее чем из трех бункеров;

б) на карьерах с ручной погрузкой отбор проб производится путем выбора отдельных вагонеток и тачек, при помощи которых производится погрузка в вагоны в количестве 5 т.

4. Для испытания механических свойств известняка отбирается проба из пластов один раз в квартал в количестве 1/2 т. Из этой пробы отбирается:

а) 3 куска для изготовления трех образцов для испытания на раздавливание;

б) 30 кг для трех определений истираемости в барабане.

В обоих случаях результатом является среднее из трех определений.

Проект стандарта является всесоюзным, следовательно, учитывающим необходимость удовлетворения требований карьеров и заводов юга, востока и центральной части СССР.

Стандарт предусматривает разделение известняка на два сорта по химическому составу и физико-механическим свойствам. Содержание вредных примесей (серы и фосфора) в металлургических известняках действующих карьеров СССР не выходит из рамок требований металлургии. Содержание глинозема редко, лишь в нескольких карьерах, выходит за пределы 1%. Поэтому в основном по содержанию SiO₂ и по механическим свойствам производится разделение известняков на два сорта.

Разделение известняка на два сорта является необходимым и диктуется следующими соображениями:

1. Будет достигнут более равномерный состав известняка в пределах каждого сорта, равномерность состава шихты (в том числе известняка), как известно, является одним из главных условий улучшения работы доменных печей. Здесь особо надо отметить, что выплавка бессемеровских чугунов требует особо незначительных колебаний кремнезема в шихте, и что выплавка ферро-марганца и шпигеля требует, как правило, применения известняков с минимальным содержанием кремнезема для уменьшения потерь марганца в шлаках.

2. Будет создана возможность применения 1-го или 2-го сорта известняка в зависимости от состава руды, характера выплавляемого чугуна, например, при выплавке передельных и специальных чугунов будет применяться 1-й сорт, а при выплавке литейных чугунов 2-й сорт известняка.

Наименование карьероуправления и месторождений	SiO ₂	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	S	P	П. п. п.
I. Уральские карьеры*								
1. Агаповское								
а) Средний анализ	0,6—0,7	53	3,5	0,2—1,0		0,01	0,005	44,10
б) Анализ пробы, присланный в ИМС .	0,24	53,2	2,23	0,12	0,80	0,017	0,0038	44,25
2. Ивановское (Н. Тагил)								
а) Средний анализ	0,99	53,5	0,70	0,2—2		—	—	—
б) Анализ 2-х проб, присланных в ИМС	0,57—0,53	54,80—55,11	0,86—0,51	0,12—0,13	0,13—0,08	0,0085	0,006—0,006	43,39—43,59
3. Богословское (Кобаковское)	—	54,12	0,3	2,0	2,0	0,021	0,02	—
4. Чусовское	—	55,07—55,26	1,01—1,53	0,16—0,54		—	—	43,03—43,59
5. Алапаевское	0,46	54,55	0,07	—	—	—	—	—
6. Белорецкое	0,18—2,20	51,68—54,10	0,10—0,31	—	—	—	—	45,0
7. Ашинское								
а) Средний анализ	0,40	53,96	0,84	0,18	0,18	—	—	—
б) Анализ пробы, присланный в ИМС .	0,36	52,4	2,27	0,10	0,21	0,045	0,025	—
8. Пашийское								
а) Средний анализ	0,6—1,4	52,54	0,6—2,5	0,6—3,65		—	—	—
б) Анализ 2-х проб, присланных в ИМС	0,2—0,57	54,46—52,95	0,59—2,25	0,09—0,14	0,13—0,11	0,025—0,023	0,0014—0,0015	43,59—44,15
9. Сыростанское	0,06	55,6	0,39	—	—	—	—	—
10. Саткинское	0,29—0,93	51,81—54,52	2,52—0,72	1,29—0,53	—	—	—	—
11. Гурьевское (Зап. Сибирь, Кузнецкий металлург. комбинат им. Сталина)	0,16—0,50 0,16—0,45	54,30—55,02 53,40—55,02	0,30—0,62 0,3—0,62	0,33—2,22 0,29—1,18		—	—	—
II. Карьеры центральной части СССР								
1. Студеновское (Липецкий район)								
а) Средний анализ	1,04	54,0	0,60	0,64	0,64	0,29	—	—
б) Анализ проб, присланный в ИМС								
1-го участка	1,08	53,49	0,62	0,15	0,42	0,023	0,0026	43,55
2-го »	1,18	54,51	0,49	0,18	0,55	0,041	0,0018	43,43
3-го »	1,00	54,12	0,71	0,18	0,43	0,023	0,0025	43,77
2. Барсуковское (Тульский район)								
а) Средний анализ	—	51,88—53,60	0,46—1,08	0,64—1,60		0,05—0,08	—	—
б) Анализ пробы, присланный в ИМС .	0,08	54,03	0,84	0,07	0,34	0,032	0,0033	44,07
Карьеры юга СССР								
1. Еленовское								
Средний анализ отдельных зон согласно промышленной классификации ИМС								
1 зона	4,55	54,042	0,584	0,492	0,492	0,0176	0,0109	42,885
2 »	2,02	53,51	0,697	0,272	0,092	0,0969	0,00437	42,875
3 »	3,396	52,425	0,785	0,268	0,205	0,1121	0,0144	41,965
4 »	0,622	54,26	0,665	0,216	0,158	0,0784	0,0078	43,46
6 »	0,547	54,85	0,503	0,195	0,145	0,0755	0,01136	43,57
7 »	3,224	52,932	0,502	0,219	0,156	0,0536	0,012	42,10
8 »	0,968	54,605	0,533	0,177	0,142	0,1398	0,0109	43,51
9 »	2,754	50,766	0,351	1,12	0,989	0,1982	0,00437	42,05
2. Новотроицкое	0,17—0,46	52,0—55,0	0,6—1,62	—	—	0,03—0,13	0,004—0,03	—
3. Каракубское								
Средний хим. состав								
а) Северный участок	0,74	54,42	0,79	0,50	0,50	0,13	0,007	43,21
б) Южный участок	0,79	54,49	0,55	0,49	0,49	0,13	0,003	43,17
4. Балаклавское								
Анализ средних проб, присланный в ИМС:								
1) верхний карьер	1,15	53,80	0,90	0,14	0,56	0,016	0,0059	43,39
2) нижний »	0,56	54,43	1,06	0,11	0,30	0,016	0,0062	43,70
Краснощекотовское карьероуправление								
5. Краснощекотовское	0,96—2,48	51,4—54,0	0,8—2,44	0,47—0,71		0,02	0,011—0,016	42,72—43,45
6. Баронское	0,26—1,05	53,64—55,33	0,58—1,02	0,54—1,37		0,01—0,12	0,002—0,003	—
7. Кипучанское	1,70	53,12	0,91	0,66	0,66	0,02	0,028	43,17
8. Ворошиловское	0,88—1,40	53,07—54,68	—	—	—	—	—	—
Белокалитвенское карьероуправление								
9. Жирновское	0,69	55,01	0,40	0,25	0,25	0,02	0,016	43,36
10. Богурьевское	1,06—2,19	51,62—53,87	0,58—1,42	0,40—1,36		0,05—0,2	0,004—0,021	—
11. Авиловское	0,83	54,91	0,44	0,28	0,28	0,02	0,009	43,35

* Карьеры с производительностью ниже 15 тыс. т в год в данную таблицу не включены.

Проект стандарта

Таблица 2

Компоненты	1 сорта		2 сорта		Примечание
	Дробление и сортировка				
	машинное	ручное	машинное	ручное	
SiO ₂ не выше	1,75	1,75	3,00	3,00	Для известняков, идущих на выплавку бессемеровского чугуна, Р не выше 0,005%.
CaO не ниже	52,00	52,00	50,00	50,00	
Al ₂ O ₃ + Fe ₂ O ₃ не выше	2,00	2,00	3,00	3,00	
MgO не выше	3,50	3,50	3,50	3,50	
P не выше	0,01	0,01	0,03	0,03	
SO ₃ не выше	0,25	0,25	0,35	0,35	Летом для ручной добычи 1%
Кусковатость от 125 до 200 мм в %	0	не больше 10	0	не больше 10	
От 25 до 125 мм в %	97	88	97	88	
От 0 до 25 мм не больше в %	3	2	3	2	
Сопrotивление на истираемость не больше в %	4	4	8	8	
Сопrotивление на раздавливание в кг/см ² не ниже	700	700	300	300	Известняки после 6-мес. лежания на воздухе не должны рассыпаться в порошок

Примечание. Сорт известняка предопределяется содержанием в нем SiO₂.

Это мероприятие даст также заметный эффект в улучшении работы доменных печей (уменьшение количества шлака на единицу чугуна, экономия кокса и т. д.).

3. Деление известняка на два сорта необходимо проводить также в зависимости от физико-механических свойств. По физико-механическим свойствам известняки южной и восточной части СССР относятся к 1-му сорту, известняки центральной части СССР ко 2-му сорту.

Согласно указанному делению известняки большинства карьеров целиком будут отнесены к 1-му сорту (Урал, Кузбасс). Большинство промышленных зон Еленовских и Каракубских карьеров также будут давать известняки 1-го сорта при селективной добыче и некотором усреднении состава при определенном режиме погрузочно-разгрузочных работ на складах дробильной фабрики. Ко 2-му сорту будут отнесены известняки центральной части СССР (Студеновские и Барсуковские карьеры) и некоторые зоны Еленовских и Каракубских карьеров.

В своей статье «Качественная характеристика разрабатываемых месторождений флюсовых известняков юга СССР в связи с установлением технических требований» инж. Браун¹ доказывает нецелесообразность введения двух сортов, считая, что при механизации добычи и подготовки достигается полное усреднение состава известняка. Это дает возможность попутно добывать и окремнелые прослойки в карьере без большого ущерба для усредненного качества известняка. Селективная добыча при этом является излишней.

Эти положения инж. Браун являются неприемлемыми как с горно-технической, так и с металлургической точки зрения.

Разберем указанное на примере наиболее крупного карьера юга СССР — Еленовского рудника.

В Еленовском массиве по содержанию SiO₂ выделено 9 зон². В указанных зонах содержание SiO₂ колеблется от 0,547 до 4,55% (пятая зона из классификации исключается). Содержание же кремнезема в каждой отдельной зоне более или менее постоянно. При смешении всех этих зон в волюметрических отношениях получался бы известняк с содержанием 2,3% SiO₂. Однако такое совершенное смешение всех зон является весьма затруднительным и в настоящее время (до окончания реконструкции Еленовки) невозможным. После полной реконструкции Еленовки, с устройством складов и с введением особых приспособлений на дробильной фабрике станет возможным усреднение состава. Однако это усреднение должно быть проведено с учетом интересов металлургии, т. е. в процессе подготовки и погрузки должен быть усреднен состав известняков отдельных зон выборочно с целью максимального получения в Еленовском руднике известняков 1-го сорта и частью 2-го сорта. Такое усреднение проще и рациональнее и с горно-технической точки зрения, чем усреднение всех зон вкуче.

² См. В. Г. Орловский, Промышленная классификация Еленовских известняков, «Минеральное сырье» № 4, 1935.

Мы присоединяемся к точке зрения инж. Н. Н. Патрикеева, высказанной в его статье «Основы организации открытой добычи на Еленовских карьерах»³ о необходимости селективной добычи и различия химического состава (сорта) отгружаемого продукта в зависимости от требований потребителя.

Стандарт предусматривает содержание SiO_2 в 1-м сорте 1,75%, во 2-м сорте до 3%. Кремнезем является балластной примесью известняка, и повышенное его содержание отражается лишь на техно-экономических показателях работы доменных печей. Однако нельзя забывать, что улучшение техно-экономических показателей (коэффициент использования объема, уменьшение расхода кокса и т. д.) является основной задачей металлургии, в том числе и ее тыла (промышленность нерудных ископаемых). Увеличение содержания SiO_2 в известняке на 1% увеличивает расход известняка на 3,85% (вследствие уменьшения его флюсующей способности), увеличивает расход кокса на 0,91% и уменьшает производительность доменной печи также на 0,91% (данные завода им. Кирова в Донбассе).

Указанные потери превращаются в весьма крупную величину при производстве чугуна в 1935 г. в размере 12,5 млн. т и в конце второй пятилетки в 16 млн. т. Поэтому металлургия справедливо предъявляет жесткие требования к качеству сырья, и мы не можем согласиться на повышение содержания SiO_2 во 2-м сорте до 4%, как это предлагает инж. Браун. Это и не диктуется горно-техническими условиями, ибо почти все действующие карьеры СССР при соответствующей организации работ могут уложиться в указанных рамках стандарта. Лишь ввиду реконструкции Еленовского рудника и дробильной фабрики до завершения реконструкции в виде исключения (примечание к стандарту) содержание SiO_2 может быть повышено до 4%. Однако количество такого известняка должно быть ограничено минимумом, согласуемым каждый квартал с объединением «Сталь».

Предусмотренное стандартом содержание $\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3$ (определяется сумма для облегчения химического анализа) вполне отвечает требованиям металлургии и полностью согласуется с условиями горных работ на карьерах.

Содержание MgO до 3,5% учитывает колебание этого компонента в известняке в различных карьерах СССР. Содержание MgO в из-

вестняках большинства карьеров не превышает даже 2%. Лишь известняк Агаповского карьера в среднем содержит 3,5% окиси магния.

MgO является полезной примесью известняка, и установленное в стандарте допустимое содержание его удовлетворяет как металлургов, так и горняков.

Применение доломитизированных известняков в качестве флюса данным стандартом не предусмотрено. Применение доломитизированных известняков на заводах восточной части СССР не связано ни с какими трудностями. На юге СССР, где содержание серы в коксе значительно, внедрению такого известняка в качестве флюса должна предшествовать серия опытов. Эти опытные плавки уже произведены, и по этим данным может быть разработан специальный стандарт для доломитизированных известняков.

Предусмотренное стандартом допустимое содержание вредных примесей — серы и фосфора — является, безусловно, выполнимым обязательным требованием металлургии. Особенно при выплавке бессеровых чугунов содержание фосфора не должно превышать 0,005%.

Физико-механические свойства известняков 1-го и 2-го сорта установлены в стандарте с учетом характера месторождений, состояния горных работ и являются приемлемыми для металлургов и горняков.

Кусковатость известняка является также весьма важным фактором при оценке качества известняка как флюса.

При механизированной добыче и обработке особое значение имеет содержание в дробленом известняке фракций размером 0—25 мм, т. е. мусора. Содержание мусора не должно превышать 3%. Инж. Браун в своей статье указывает, что современные устройства Еленовской дробильной фабрики не могут обеспечить получения материала, удовлетворяющего этому требованию. Однако это не может служить причиной для установления пониженных требований в стандарте.

Введение стандарта обяжет карьероуправление ускорить замену неудовлетворительно работающими конических грохотов вибрационными грохотами, и тогда норма стандарта будет выдержана.

В заключение необходимо отметить, что разработанный проект стандарта получил одобрение почти всех крупных металлургических заводов юга, ряда заводов и карьеров Урала, центральной части СССР и Кузнецкого металлургического комбината им. Сталина.

³ «Минеральное сырье» № 4, 1935.

И. В. Шманенков и Р. С. Фридман

Сравнительные данные истираемости металлургических известняков

В своей статье¹ об истираемости известняков Еленовского месторождения мы остановились на общих вопросах значения качества известняка с точки зрения истираемости для

¹ См. «Минеральное сырье» № 3, 1935.

доменного процесса. Цель настоящей статьи сообщить данные, полученные при изучении истираемости металлургических известняков ряда месторождений СССР, и сопоставить эти данные с результатами, полученными при испытании еленовских известняков.

Еленовские известняки давно уже зарекомендовали себя со стороны химического состава и особенно механических качеств как первоклассное металлургическое сырье. И среди металлургов достаточно широко укоренилось вполне справедливое мнение о том, что когда пытаются дать характеристику известняка какого-либо месторождения, сравнивают его с еленовским известняком. В данном случае мы это можем сделать с большим основанием, так как в настоящее время методы изучения истираемости известняка могут давать лишь сравнительные результаты.

Принятый нами метод испытания описан в указанной выше статье, поэтому его описание здесь опускаем.

Испытанию подверглись пробы известняка, присланные со следующих карьеров:

1) Студеновского, липецких заводов, 2) Ивановского, Н. Тагил, 3) Агаповского, Магнитогорского завода, 4) Пашийского, Урал, 5) Ашинского, Урал, 6) Н.-Салдинского, Урал, 7) БелоКриницкого, юг СССР.

Пробы эти отбирались карьерами по просьбе Института минерального сырья и должны характеризовать качество добычи в настоящее время².

Химический анализ известняков, произведенный М. Е. Трофимовой и В. К. Альтшулер, приводится в табл. I.

b —среднее количество мелочи в процентах кусков больше 20 мм, получаемое при испытании известняка сравниваемого месторождения;
 K —число, показывающее, во сколько раз получается больше мелочи по сравнению с еленовским известняком.

Среднее количество мелочи в процентах для еленовского известняка нами вычислено на основе испытаний, опубликованных в журнале «Минеральное сырье» № 3, 1935. В результате подсчетов мы получили для еленовского известняка 100— a , равное:

при температуре комнатной—2,4, при 600°—2,6, при 850°—9,0.

Рассматривая табл. 3, мы видим, что при комнатной температуре истираемость еленовского известняка является лучшей в смысле получения наименьшего количества мелочи по сравнению с истираемостью известняков других месторождений.

Повышение температуры до 600° почти не сказывается на увеличении мелочи для еленовского известняка, в то же время сильно сказывается для известняков Белой Криницы. По сравнению с еленовским известняком количество мелочи для 1-го карьера увеличивается в 11,64 раза, а для 2-го — в 8,89 раза. Повышение температуры до 850° сказалось на увеличении мелочи для известняков всех месторождений. Если сравнивать количество мелочи,

Анализы известняков

Таблица 1

Наименование известняка	П. п.п.	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	S	P
Студеновский известняк. Участок 1-й . . .	43,55	1,08	0,42	0,15	53,49	0,62	0,023	0,0026
» » » 2-й . . .	43,43	1,18	0,55	0,18	54,51	0,49	0,041	0,0018
» » » 3-й . . .	43,77	1,00	0,43	0,18	54,12	0,71	0,023	0,0025
Белая Криница. Карьер 1-й	42,98	1,73	0,69	0,63	53,37	0,56	0,010	0,0220
» » » 2-й	42,84	1,89	0,22	0,64	53,52	0,82	0,015	0,0220
Ивановское месторождение	43,59	0,57	0,08	0,13	55,11	0,51	—	0,0060
Магнитогорский	44,25	0,24	0,08	0,12	53,20	2,23	0,017	0,0038
Пашийское месторождение	43,39	0,57	0,13	0,12	54,80	0,86	0,008	0,0060
Ашинский	44,21	0,86	0,21	0,10	52,40	2,27	0,045	0,0250

Результаты испытания известняков на истираемость приведены в табл. 2.

Для удобства сравнения мы составили табл. 3, где даны числа, показывающие, во сколько раз больше получается мелочи ниже 20 мм при испытании различных известняков по сравнению с еленовским известняком.

Эти числа найдены по формуле:

$$K = \frac{100 - b}{100 - a},$$

где a —среднее количество мелочи в процентах кусков больше 20 мм, получаемое при испытании известняка Еленовского месторождения;

² Здесь опускается характеристика известняков Балаклавского месторождения (Крым), поскольку о них имеется специальная статья К. Х. Тагирова и Э. М. Черномордик в журнале «Минеральное сырье» № 3, 1935.

полученной при комнатной температуре, с количеством мелочи, полученной при 850°, то для Еленовского месторождения получим увеличение ровно в 3,75 раза, для Пашийского месторождения — в 2,8 раза. Таким образом мы видим, что пашийский известняк несколько уступает по мелочи при комнатной температуре, зато при 850° он оказывается лучшим по сравнению с еленовским. Вследствие этого при металлургической оценке известняка для доменного процесса необходимо признать пашийский известняк лучшим, чем еленовский, так как он в ответственных зонах доменной печи дает меньше мелочи.

В табл. 4 приведены потери при прокаливании в различных фракциях ситового анализа, полученных после испытания на истираемость. Анализ полученных результатов показывает, что повышенная истираемость при высоких температурах связана с диссоциацией CaCO₃, идущей с поверхности куска к центру. Изменение структуры в связи с переходом CaCO₃ в CaO

№ опытов	Наименование известняка	Колич. в г	Число куск.	Средний размер куска	Средний вес куска в г	Темпер. нагрева известняка в °Ц	Данные ситового анализа										Примечания	
							>20		20-15		15-10		10-5		< 5			
							г	%	г	%	г	%	г	%	взве- щен.	по разн.		%
1	Липецкий известняк Студеновского карьера, 3-й участок . . .	5 000	80	6-3-4		Комнатная	4 675	93,5	19	0,38	10	0,20	20	0,40	105	276	5,53	После обжига охлаждается. Вращ. хол.
5	То же	5 000	112	4-3-2	71	„	4 630	92,7	67	1,34	35	0,70	29	0,58	194	239	4,78	
6	Липецкий известняк Студеновского карьера, 1-й участок . . .	5 000	44	8-6-5	180-190	„	4 570	91,5	55	1,10	47	0,94	22	0,44	280	306	6,12	
7	То же	5 000	40	7-3-4	70-90	„	4 560	91,2	65	1,30	45	0,90	50	1,00	202	280	5,60	
10	Липецкий известняк Студеновского карьера, 2-й участок . . .	5 000	46	8-6-4	170-200	600	4 142	82,7	92	1,84	70	1,40	75	1,50	400	621	12,4	
11	То же	4 940	45	6-4-2	70-110	850	4 240	86,0	69	1,40	50	1,01	50	1,01	256	256	5,18	
9	Липецкий известняк Студеновского карьера, 1-й и 3-й участок	5 000	99	8-5-4	150-180	600	4 570	91,5	104	2,08	57	1,14	47	0,94	150	222	4,55	
12	Белая Криница 1-го карьера, 20-й забой	5 000	25	6-4-2	70-110	„	4 970	90,5	25	0,46	19	0,35	25	0,46	317	461	8,40	
13	То же	5 000	93	7-3-4	70-90	„	4 660	83,2	45	0,80	37	0,72	37	0,72	115	221	4,40	
14	„	5 000	59	6-4-3	70-100	620	3 480	69,7	200	4,0	145	2,9	115	2,3	955	1 065	21,20	
15	„	5 000	41	6-5-3	100-150	850	2 800	56,0	70	1,40	37	0,74	60	1,20	914	2 033	40,61	
17	Белая Криница 2-го карьера, 24-й забой	5 015	84	4-3-2	50-80	„	4 577	91,27	65	1,29	54	1,07	47	0,94	247	247	4,93	
19	То же	5 096	21	7-6-4	190-220	„	4 864	95,5	5	0,098	9	0,18	13	0,26	125	205	4,03	
16	„	5 040	41	8-6-4	250-290	„	4 864	95,5	5	0,098	9	0,18	13	0,26	125	205	4,03	
18	„	4 985	29	320-350	320-350	620	3 865	76,69	105	2,08	110	2,18	88	1,74	865	865	17,16	
21	Ивановское месторождение . . .	5 010	81	120-160	120-160	850	3 245	65,09	80	1,61	80	1,61	74	1,49	1047	1 506	30,2	
20	То же	4 855	24	180-240	180-240	850	4 765	95,1	25	0,50	27	0,54	35	0,70	145	158	3,16	
22	Магнитогорский известняк . . .	5 065	31	70-100	70-100	„	3 880	80,0	65	1,34	40	0,83	64	1,32	267	806	16,6	
23	Пашийский известняк	5 162	25	170-210	170-210	„	4 925	97,4	0	0	5	0,09	5	0,09	65	130	2,57	
24	То же	5 010	39	240-240	240	850	4 785	92,7	20	0,39	22	0,43	34	0,66	137	301	5,83	
25	Ашинский известняк	4 954	20	140	140	„	4 862	97,4	0	0	17	0,34	10	0,199	74	101	2,01	
26	Нижнесалдинское месторождение	4 952	18	160-200	160-200	„	4 795	96,8	12	0,24	7	0,14	15	0,33	82	125	2,53	
						„	4 602	93,0	47	0,95	37	0,75	45	0,91	105	221	4,46	

После обжига делается светлокорицевым

Темносерый; при обжиге белеет

Сравнительные числа истираемости известняка *

Таблица 3

№ п/п	Наименование карьера	t° комнатная		600°		850°	
		%	K	%	K	%	K
1	Еленовский	2,4	1	2,6	1	9,0	1
2	Студеновский. Участок 3-й	6,9	2,88	—	—	—	—
3	» » 1-й	8,5	3,54	8,8	3,39	—	—
4	Белая Криница. Карьер 1-й	8,2	3,42	30,3	11,64	44,0	4,89
5	» » 2-й	6,7	2,80	23,31	8,89	34,91	3,86
6	Ивановский	4,9	2,05	—	—	20,00	2,22
7	Агаповский. Магнитогорск	2,6	1,08	—	—	—	—
8	Пашийский	2,6	1,08	—	—	7,3	0,81
9	Ашинский	3,2	1,33	—	—	—	—
10	Н.-Салдинский	7,0	2,92	—	—	—	—

* Тире означают, что из-за недостатка известняка испытания не проводились.

Таблица 4

№ опытов	Наименование известняка	Температура нагрева в °C	Потеря при прокаливании во фракциях ситового анализа в %					
			сырой известняк	>20	20—15	15—10	10—5	<5
11	Липецкий известняк Студеновского карьера, 2-й участок	850	43,30	42,00	42,40	42,30	41,00	35,85
10	То же	850	43,30	41,95	42,74	42,54	42,42	40,13
15	Белая Криница 1-го карьера, 20-й забой	850	42,95	38,03	37,18	33,70	34,61	22,79
14	» » 1-го » 20-й »	620	42,95	42,60	42,80	42,30	42,45	42,30
18	Белая Криница 2-го карьера, 24-й забой	850	42,80	40,72	40,26	39,54	38,82	35,65
16	» » 2-го » 24-й забой	620	42,80	42,80	42,30	42,40	42,25	41,90
20	Ивановского месторождения	850	43,75	41,50	40,20	39,75	38,50	18,80
23	Пашийский известняк	850	44,75	42,25	42,75	42,20	42,49	40,08

Примечание. Известняк после обжига охлажден и испытан холодным.

ослабляет механическую прочность и влечет за собой более легкую истираемость. Это подтверждается тем, что чем мельче фракция, тем больше она содержит СаО, т. е. дает меньшую потерю при прокаливании.

Таким образом истираемость известняка при высоких температурах связана с температурой и скоростью диссоциации, поэтому для оценки механических свойств известняка изучение условий диссоциации известняков играет боль-

шую роль, не говоря уже о том, что этот вопрос имеет большое значение при оценке вообще металлургических свойств известняка.

Выводы

1. Получены сравнительные данные по истираемости металлургических известняков восьми карьеров СССР.

2. Истираемость известняков повышается с температурой в связи с диссоциацией СаСО₃.

М. А. Карасик

Добыча магнезита на горе Карагай в Сатках на Урале

Описываемое месторождение магнезита находится в 2,5 км от ст. Сатки Пермской железной дороги. Месторождение эксплуатируется заводом «Магнезит», находящимся в ведении союзного треста «Огнеупоры».

Геология месторождения. Разведки на горе Карагай велась геологом Гарань в 1929 г. от Уральского ГГГУ.

Месторождение магнезита залегает в мелкозернистых, частично перекристаллизованных доломитах. Простирание доломитов, вмещающих магнезит, равно 130—160°, угол падения от 15 до 45°. Как доломитовая толща, так и магнезит пересечены в некоторых местах диабазовыми дайками мощностью от 0,5 до 15 м. В кровле залежи магнезита находятся серые

доломиты, в почве — доломиты черные. Залежь разделена на 2 части: мощность верхней 55—72 м, нижней 16 м, разделяющей прослойки от 3 до 12 м.

При разведке магнетита было пробурено 5 рядов скважин — всего 11; согласно разведке длина залежи по простиранию равна 1350 м. Залежь в некоторых местах прослежена на глубину 400—450 м. Протяжение залежи в наиболее мощной части около 270 м.

В контактах с диабазом доломит трещиноватый и раздробленный. В контакте диабаза с магнетитом произошло окремнение последнего.

Магнетитовое месторождение метасоматическое. Ценность этого месторождения характеризуется высоким содержанием MgO , колеблющимся в пределах от 45 до 48%; только в некоторых незначительных участках содержания SiO_2 от 33 до 39%.

Магнетит, загрязненный углисто-глинистым веществом, часто содержит вредный для производства повышенный процент SiO_2 .

Химический состав (средний) магнетитового сырья горы Карагай следующий:

MgO	47,50
CaO	1,19
SiO_2	1,30
$Al_2O_3 + Fe_2O_3$. .	1,39

Потеря при прокаливании . 49,89

Магнетит представляет собой крупнокристаллическую породу серо-голубого и серовато-белого цвета. Структура мелкокристаллическая, величина кристаллов ниже миллиметра до 0,5 см. В крупнокристаллических зонах величина кристаллов от 1 см и выше.

Вес 1 м³ сырого магнетита равен 2,9 т
 , 1 м³ диабаза равен 2,26 т

Коэффициент разрыхления для магнетита 1,36.

Коэффициент крепости для магнетита и доломита равен 7. В описываемом месторождении магнетит сопровождают следующие породы и минералы: 1) доломит серый и белый, 2) дайки диабаза, пересекающие магнетит, 3) кварц, 4) тальк, 5) пирит.

Запас месторождения магнетита на горе Карагай. Общий запас, разведанный УГГГУ, утвержден в 1930 г. РКЗ в размере 50,9 млн. т по A_2 и 19 млн. т по группе В+С.

Следует отметить правильность и пластообразность залегания магнетита горы Карагай как по простиранию, так и по падению.

Расчеты потребности сырья. 1. На заводе «Магнетит» работают сейчас 4 шахтных печи, служащих для обжига магнетитового сырья. Производительность этих печей примерно в год 80 900 т.

2. Две печи системы Пономарева, служащие для той же цели.

3. Четыре трубопечи для обжига металлургического порошка.

Кроме того, на заводе «Магнетит» налажено производство магнетитового кирпича и каустического порошка.

Расчеты потребности сырья

Коэффициент расхода сырья на 1 т продукции равен:

для шахтных печей	2,4
» каустич. »	2,3
» металлург. порошка	2,8

Соответственно вышеозначенным коэффициентам фактическая потребность в сырье для действующих агрегатов равна всего 510 тыс. т. Для нормальной работы завода рудник № 1 должен направлять на печи ежесуточно не менее 2 000—2 200 т магнетитового сырья. Попутных пород добывается при этом 15—16%, т. е. 80 тыс. т.

В настоящее время ввиду значительного оставания горных работ по снятию наносов рудник переведен на расширенную подготовку. Общий объем горной массы, запроектированный к добыче на 1935 г., равен 1 847 320 т.

Добычные работы ведутся на основном карьере № 1 с трех уступов по горизонтам 460, 445 и 430. Высота добычного уступа равна 14,5 м. Вся годовая добыча по карьере № 2 составляет:

Магнетита	133 тыс. т
Пустых пород	13 » »
Наносов	13 » »

Всего 159 тыс. т

Максимальная производительность рудника на горе Карагай согласно разработанному для него проекту установлена в 977 тыс. т в год чистого магнетита.

Основные показатели, принятые для разработки этого месторождения, следующие:

1. Глубина разработки намечена в 65 м
2. Длина карьера по простиранию 435 м
3. Высота уступа принята в 15 м
4. Объемное отношение пустых пород к промышленным запасам магнетита равно 0,7

Система работ. Разработка данного месторождения направлена от лежачего бока отдельными горизонтами с высотой уступа в 15 м.

Порядок разработки, начиная с 431-го горизонта (отметка почвы ныне действующего карьера), принят в основном следующий. Разрезная траншея проходит в магнетите у лежачего бока залежи, и забои передвигаются постепенно к висячему боку. Забои, доведенные до пород всячего, продолжают по последнему до намеченной границы карьера. Таким образом работа по магнетиту и доломиту сосредоточивается в одном горизонте. При такой системе работ вырабатывается залежь на намеченную планом глубину.

Для обеспечения своевременной вскрыши всего участка необходимо заранее подготавливать висячий бок, чтобы этим подготовить дальнейшие горизонты.

Так как магнетит и пустые его сопровождающие породы по своим физическим свойствам близки друг к другу, добыча пустых пород сводится к тем же методам работ, как и магнетита, т. е. к бурению глубоких скважин, па-

лению и погрузке взорванной породы в откаточные вагоны. Бурение скважин производится станками типа Сандерсон, Вирт или Армстронг. Погрузка взорванной породы производится экскаваторами.

Положение горных работ к 1935 г. на горизонте (третьем) 431 (ниж карьера) (добыча на западной стороне пока еще проводится вручную). Вся добыча этого горизонта через тоннель на восточной стороне в 0,5-м³ вагонетках направляется к трубопечам, а в основном вся эта добыча, по которой сортировка ведется тщательно вручную, направляется по двум наклонным подъемникам, находящимся на восточном борту карьера, на верхнюю эстакаду к шахтным печам. По ручной добыче при высоте уступа 4—5 м работало 30 чел. в смену, всего 90 чел. Каждый забойщик (считая бурение) давал 11 т за 7 час. работы, т. е. можно получать горной массы 990 т, из них 15%, пород, т. е. 840 т чистого магнезита.

Средний оборот подъемников 11 мин., т. е. в час 5,5 раза, а за 21 час подъемник поднимает, учитывая единовременный подъем площадки, на которой устанавливаются 4 вагона, $21 \cdot 5,5 \cdot 4 = 460$ т. Потребность шахтных печей $13 \cdot 7 \cdot 2,2 = 485$ т. Так как сейчас имеется резервный подъемник, то, следовательно, потребность шахтных печей добычей и подъемом магнезита с нижнего горизонта обеспечена.

На верхней эстакаде, учитывая безусловную необходимость непрерывной нагрузки шахтных печей, необходимо иметь хотя бы двухнедельный запас сырья на случай аварии подъемников.

При работе регулярно трех трубопечей из намеченного количества четырех печей для обжиги металлургического порошка последним необходимо подавать в сутки не менее 1500 т сырья. С горизонта 431 через тоннель можно получить лишь $840 - 485 = 355$ т, остальные $1500 - 355 = 1140$ до 1200 т необходимо добавлять с других участков.

Переходный период в реконструкции карьера и значительная отсталость подготовительных работ во вскрыши наносов по вскрытому боку делают положение с обеспечением завода сырьем сейчас очень напряженным.

Обеспеченность означенной вскрыши и добычи на 1935 г. экскаваторами и отвозочными средствами. На магнезитом руднике сейчас имеются следующие экскаваторы:

1. 3 экскаватора системы Демаг (электрические) емкостью ковша 2,25 м³.

2. 2 экскаватора системы Бьюссариус, из которых 1-й паровой, 2-й электрический, емкостью ковша 1,0 м³.

3. 1 экскаватор системы Везерхюте (электрический) емкостью ковша 0,90 м³.

4. 1 экскаватор системы Шкода (электрический) емкостью ковша 2,25 м³.

5. 3 экскаватора системы Марион Рапир-Рамсон емкостью ковша 2,25 м³ каждый.

Все вышеозначенные экскаваторы, за исключением рамсонов, нескального типа, легки по своей конструкции и для работы в твердых, вязких породах, какими являются магнезит и доломит, непригодны. В экскаваторах этих ломаются зубья у ковшей, быстро сносятся гусеницы, портятся моторы и т. п.

С получением английских экскаваторов 3 шт. экскаваторов фирмы Демаг должны быть направлены на другие карьеры по добыче нерудного сырья, где им необходимо работать не в скальных, а в сыпучих грунтах, т. е. где они по своей конструкции лучше могут быть использованы. Минимальная производительность на год имеющихся сейчас экскаваторов для добычи горной массы составит:

По трем рапир-рамсонам	1 200 тм ³
» Шкоду	400 »
» Рустопу электрич.	200 »
	<hr/>
	1 800 тм ³

Транспорт. Подача к трубопечам производится с ручной добычи с 431-го горизонта по тоннелю с помощью двух бензиновозов по 20 л. с. каждый. Бензиновоз по горизонтальному пути везет 10 т. В 1 час на расстоянии 500—600 м он перевозит 30 вагонеток, а в сутки 600 т, т. е. бензиновоз доставляет трубопечам остаток ручной добычи, не идущей по наклонному подъемнику к шахтным печам.

Сейчас на руднике налажен подъем с нижнего горизонта больших 16-м³ вагонов с помощью лебедки. Для транспорта магнезита к трубопечам были закуплены думкары польской фирмы Островецкого завода вместимостью в 16 м³ каждый. Думкары эти снабжены пневматически опрокидывающим их механическим устройством. Всего было доставлено по «Магнезиту» 35 таких думкаров колеи 1000 мм. Вес вагона 20 т. Думкары эти оказались очень неудачными, ибо их назначение — перевозка сыпучих, а не скальных пород. В результате их несоответствующего использования происходит чрезвычайно быстрое разрушение вагонов как в части бортов, так и в части опрокидывающегося механизма, работающего сжатым воздухом при давлении в 6 ат.

Наиболее удачным типом вагона для означенных целей был бы сормовский 40-т думкар на 1000 мм колеи. К сожалению, Сормовский завод не только не приступил к изготовлению этих вагонов, необходимых для магнезита и одинаково для асбеста, но даже прекратил налаженное у него производство 40-т думкаров нормальной колеи. Нормальное время на разгрузку польского думкара и постановку обратно кузова на место составляет 1,5 мин., но вследствие быстрого износа опрокидывающих механизмов эта операция доходит до 0,5 часа и более, что, конечно, совершенно недопустимо.

Тяговое оборудование рудника состоит из следующих агрегатов (табл. 1).

Сейчас с Часов-ярских карьеров перебрасываются на завод «Магнезит» еще 2 мощных мотовоза по 80 л. с. каждый.

Работа указанных мотовозов в условиях крутых подъемов и больших радиусов закруглений по карьере завода «Магнезит» не соответствует требованиям производства и является ненормальной. Каждый мотовоз возит по 1—2 думкара. Согласно проекту на карьере должна действовать электровозная откатка. Электровозы сейчас заказаны в СССР и, вероятно, войдут в эксплуатацию лишь в 1936 г. По проекту реконструкции рудника система откатки рудника представляет собой тупиковые звезды на все последовательно разрабатываемые горизонты.

Таблица 1

	Кол. в шт.	Мощ- ность мо- тора в л. с.	Род топлива	Сценной вес в т	Расх. гор. на 1 ркч. в г	Колея в м
Мотовозы	4	55	Нефть или керосин	11,5	1250	1 000
Путиловцы (бензиновозы)	4	80	Нефть	15,7	220	1 000
	2	13	Бензин	—	—	600

Вытяжные пути с нижних горизонтов на верхние имеют 30—40° уклоны и радиусы закруглений 40—50 м. Основной уклон с 431-го горизонта на обогатительную фабрику равен $21/10 \text{ } 00 \text{ } - \text{ } 30/1000$, что затрудняет при означенных радиусах закруглений применить для откатки нормальную колею. По означенной причине запроектирована и введена на руднике 1000-мм колея.

Бурение. Буровые работы проводятся на «Магнезите» двумя путями:

1) первичное бурение производится станками глубокого бурения;

2) вторичное — пневматическими молотками с целью раздробить отдельные крупные куски до необходимых габаритных размеров.

На руднике завода «Магнезит» раньше применялись для глубокого бурения станки фирмы Маршал, в последнее время в эксплуатацию были пущены станки системы Армстронга, изготовляемые заводом «Металлист» в Свердловске. Маршалы на «Магнезите» очень хорошо работали. Станки Армстронга отечественного производства работают не хуже импортных, но еще имеют некоторые конструктивные дефекты, как то: слабым является вал, ведущий шестерни гусеничного хода, и фрикционная муфта включения. Все эти дефекты сейчас заводом устранены.

Основные показатели по канатному бурению следующие:

1. По магнезиту. Средняя сменная производительность станка равна 4,5 пог. м, а в месяц станок фактически дает 240 пог. м. На 1 пог. м бурения получается 45 т горной массы. При улучшенной работе с погонного метра глубокого бурения можно получить 60 т горной массы. Притупление долота происходит на каждые 8—10 м.

Программа работ рассчитана примерно на получение в год глубоких шпуров 30 500 м при работе 9 станков и производительности каждого из них 273,5 м в месяц.

2. По доломиту. Производительность станка в смену 2,5 м. На 1 пог. м бурения приходится 60 т горной массы. Долото притупляется на каждые 3—5 м. Всего для означенной работы по добыче всей горной массы на «Магнезите» необходимо иметь 9 действующих станков и 2 в резерве.

Пневматическое бурение. Так как после взрывов скважин глубокого бурения получаются камни значительных размеров, не отвечающих необходимому габариту, 450 × 450 × 450 мм, крупные куски до пуска строящейся дробфабрики необходимо разбуривать, для чего применяется пневматическое бурение. Для означенной цели в карьере работают станки системы Ингерсол-Ранд весом 16 кг. Расход воз-

духа на 1 станок 2,5 м³ в минуту. Заправка производится на бурозаправочных станках Лейнера и Клеймакс. Заправка долотообразных буров производится вручную.

Основные показатели по пневматическому бурению на руднике «Магнезит» следующие:

1. По магнезиту производительность молотка в смену 24 пог. м.

2. По доломиту производительность молотка в смену 13 пог. м.

При пуске в эксплуатацию обогатительной фабрики (в конце 1935 г.) и при установке там дробилки крупного дробления можно будет грузить на фабрику камень размером в 1 м × 1 м. Для бурения при ручной добыче на руднике находится 4 суливана; из этих молотков постоянно в работе находятся 2. Производительность последних равна: 12 м · 2 = 24 м · 3 = 72 м × 10 т = 720 т. Таким образом эти 4 суливана полностью обеспечивают ручную добычу.

Компрессорное хозяйство. На руднике имеются: 1) два компрессора по 14,5 м³ (старые); дают только по 12 м³; 2) 1 компрессор Ингертоль-Ранд — 5,5 м³; служит для обеспечения потребности бурозаправочной и кузничной; 3) компрессор системы «Атлас» — 4,5 м³; обслуживает 2-й карьер; 4) новый итальянский компрессор системы Черпелли на 35 м³. Всего на руднике 74 м³ воздуха.

Взрывные работы. Взрывные работы также разбиваются на взрывы:

1) скважин глубокого бурения,

2) скважин мелких шпуров для дополнительного бурения.

Для производства взрывных работ применяется в сухих местах аммонал, в мокрых скважинах — сольвинит. Скважины глубокого бурения массово взрываются с помощью детонирующего шнура. При взрывах аммоналом каждая скважина рядом с детонирующим шнуром снабжается отдельным специальным зарядом. Это необходимо делать при взрывах аммоналом и детонирующим шнуром, так как зачастую действие шнура слабо и недостаточно передается слабо действующему аммоналу.

По магнезиту расход взрывматериала на 1 т взрываемой горной массы составляет от 90 до 165 г; капсулей 0,23 шт., на дополнительное дробление тратится от 0,02 до 0,05 кг/т горной массы.

Для бурения мелких шпуров применяются, кроме джексов, и молотки завода «Пневматик» весом 15 кг. Глубина шпуров 0,5 м. Коэффициенту шпуров на 1 м³ ориентировочно равно 1; примерно общая длина шпуров 0,5 · 800 · 0,5 = 200; производительность 1 молотка в

Таблица 2

	Аммонала в г	Сольве- нита в г	Капс. в шт.	Бикфорд- шнура в м	Детониру- ющ. шнура в м
На 1 т горной массы	132,6	18,5	0,269	0,282	0,057

смену 100 м/человеко-смен, на 1 выпал требуется $\frac{200}{10} = 20$; бурильщиков требуется в смену для разбуривания материала, полученного после взрыва, $\frac{20}{11} = 2$ чел. и 1 запальщик. Одним большим взрывом примерно 11 скважин можно получить 4080 м³, из которых 20%, т. е. около 800 м, требуют дополнительного разбуривания.

Для примера приводим следующие данные по массовому взрыву от 6 февраля 1934 г. К взрыву было предназначено одновременно 34 скважины ударного бурения, диаметр приблизительно 150 мм. Многие скважины оказались чрезмерно удаленными от борта уступа, что привело к значительному увеличению линии наименьшего сопротивления, величина которой, как известно, не должна превышать $\frac{2}{3}$ высоты уступа. Расчеты зарядов были основаны, главным образом, на необходимости полного разрушения подошвы уступа для облегчения работы экскаваторов и для лучшей разбурки и разборки забоя.

Прострелы производились от одного до пяти раз без применения засыпки. Ввиду недостаточного объема полученных камуфлетов и большой величины зарядов в самом процессе зарядки некоторые скважины получили уменьшенные заряды против расчетных. Боевые заряды во всех скважинах были снабжены капсюлями № 8, вставленными в патроны сольвенита.

Каждая группа концов детонирующего шнура была снабжена боевым патроном сольвенита. Таких групп всего было 7. Взрыв подготовлялся зимой в неблагоприятных условиях — при снежном буряне и большом холоде. Команда запальщиков состояла из 12 чел., но работало 3—4 чел. все время. В результате взрыва было достигнуто полное разрушение подошвы с частичным подбоем забоя, масса оказалась достаточно мелко взорванной, причем целик около аварийной скважины оказался выдвинут вперед и расколот сильной трещиноватостью. Образованной забой уступа почти по всему контуру представлял отвесную стену. Расход взрывматериалов составлял 176 г на 1 т. Установлена была возможность получения камуфлетов в целях концентрации заряда. Установлено, что в целях избежания закупорки скважин во время засыпки взрывчатого материала ввиду трещиноватости породы надлежит применять железную трубку с воронкообразным верхним концом достаточного диаметра для удобного высыпания туда заряда из ящиков и мешков.

Массовые взрывы на «Магнезите» сейчас имеют уже большой опыт и с успехом проводятся для обеспечения нормальной работы экскаваторов по добыче как полезного иско-

паемого, так и вскрышной породы. Обычно скважины должны располагаться в один ряд параллельно краю забоя. Глубина скважин при высоте уступа 15 м равна $15 + 1 = 16$ м. Расстояние от края забоя до ряда скважин равно от 7,5 до 8 м. Расстояние между скважинами от 3,5 до 4,5 м. Расстояние между рядами скважин принимается 3 м. Диаметр скважин равен 152 мм.

Объем породы, взрывающей одной скважиной, составляет примерно $5,5 \cdot 4,5 \cdot 15 = 371$ м³.

Произведенная на «Магнезите» недавно проверка правильности ведения взрывных работ в общем признала применяемые методы правильными, добавив в основном следующие.

По линии наименьшего сопротивления нужно считать удовлетворительным размер от 0,5 до $\frac{2}{3}$ высоты уступа.

Глубина скважины. Лучшие результаты получились при переборах почвы на 1,5 м.

Оптимальный расход взрывматериала составляет 140 г на 1 т магнезита и 130 г на 1 т доломита.

Взрывчатым материалом служит аммонал, а в мокрых скважинах на низ закладывается 8,5% сольвенита — марка 2В для магнезита не подходит, нужен аммонал № 1 с содержанием алюминия 8—9, более бризантный. Необходимо производить подготовку (разминание аммонала) до взрыва и подсушку его. Необходимо иногда обуривать забои дополнительными скважинами на глубине 0,6—0,7 высоты уступа, расположив их впереди основного ряда, и т. д. Для основного ряда скважин перейти на 8" скважины.

Качество сырья. Неурегулированным сейчас на руднике остался вопрос правильной сортировки сырья особо при отправке такового на завод. Магнезит залегаем большей частью или прикрытый доломитом сверху или в самом доломите. Сейчас рудоуправление намечает в случаях наличия больших пропластов пустых пород такие добывать отдельно от магнезита, чтобы не засорять сырьем. Такое мероприятие нужно считать правильным. Однако при мелких включениях в магнезите пустых пород весь вопрос заключается в правильном своевременном опробовании добычных забоев и в тщательной сортировке при отгрузке магнезитового сырья на завод. Технический надзор здесь решает вопросы качества сырья. Качество подаваемого заводу сырья получит в ближайшем более благоприятное разрешение, когда начнет работать ныне строящаяся на «Магнезите» дробильно-сортировочная фабрика.

Расход электроэнергии по руднику составляет 3 квт·ч на 1 т горной массы.

Саткинское месторождение магнезита является по сие время единственным и лучшим ме-

сторожением кристаллического магнезита не только в СССР, но и в Европе. Это единственный источник обеспечения высокоогнеупорным сырьем всех мартенов нашего Союза, ибо металлургический магнезитовый порошок, служащий для набивки подов, магнезитовый и хромо-магнезитовый кирпич, служащий для облицовки в мартеновских печах наиболее ответственных мест, являются незаменимыми огнеупорами.

При означенном большом значении магнезитового сырья для Союза нужно отметить, что реконструкция карьерного хозяйства значительно отстала по сравнению с поставленными перед ним задачами на ближайшем будущем. Завод как таковой своим строительством опередил карьерное хозяйство. Как уже выше отмечалось, на руднике «Магнезит» наряду с применением новейшего оборудования ведется еще и ручная добыча; вскрыша значительно отстала, что влияет уже не только на количе-

ственную добычу магнезита, а особенно на его качество.

1935 г. должен срочно выправить положение; нужно согласно утвержденному проекту работ перейти на нормальную работу по уступам—на электровозную откатку; нужно в конце 1935 г. пустить в работу рудодробильную фабрику, чтобы уменьшить потребность в добурировании и разрыхлении больших глыб; нужно начать нормальную очистку от доломитов южного борта карьера и вести подготовительные работы с опережением хотя бы на полгода.

Только при условии полного и рационального использования наличных механизмов, развития горных работ по проекту можно будет обеспечить бесперебойное снабжение развивающегося завода сырьем.

Технически грамотное ведение дела обеспечит нормальное развитие горных работ на горе Карагай.

Все предпосылки для нормальной работы карьера на «Магнезите» уже сейчас имеются.

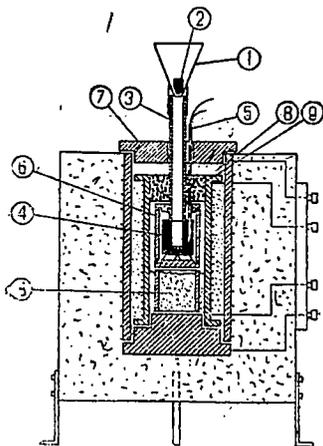
А. С. Базилевич

Теплоемкость и тепловые реакции минерального сырья

Настоящая статья является завершением исследовательских работ, проводившихся в группе высокоогнеупорных материалов ВИОК в 1932—1934 гг. Как известно из нашего предварительного сообщения¹, сущность работ сводилась к следующему.

Количественное определение теплового эффекта реакции, происходящей при нагревании естественного минерала до высокой температуры, до последнего времени было весьма затруднительным и осуществлено было лишь в не-

¹ А. Базилевич, Теплоемкость минерального сырья, «Минеральное сырье» № 3, 1934.



Фиг. 1

Печь для определения теплоемкости: 1—воронка; 2—пробка; 3—корундовая трубка; 4—калориметр; 5—термопара; 6—защитный муфель; 7—крышка; 8—изоляционная засыпка; 9—пористая масса

многих частных случаях, допускавших косвенные пути решения этой задачи.

Вследствие этого не были известны величины валового теплопоглощения различных видов минерального сырья при высоких температурах—величины, имеющие первостепенное значение при различного рода теплотехнических расчетах, связанных с обжигом этих материалов.

Нашей задачей являлось разработать метод, позволяющий осуществить прямое определение суммарного теплопоглощения для любого вида минерального сырья.

В принципе это было осуществлено следующим образом: навеска испытуемого вещества всыпается в металлический (никелевый) калориметр, нагретый до определенной температуры. Происходящее вследствие этого понижение температуры калориметра является мерой количества тепла, поглощенного навеской. Тепловой эквивалент калориметра определяется по эталонному веществу, теплоемкость которого известна.

Первоначальное устройство аппаратуры и результаты опытов были приведены, как уже упоминалось, в цитированном выше предварительном сообщении. В дальнейшем аппаратура подверглась усовершенствованию, а результа-

ты первых опытов проверены. В настоящей статье приводятся окончательные результаты.

1. Описание аппаратуры. а) Калориметр. Калориметр (фиг. 1) представляет никелевый полый цилиндр с каналом в боковой стенке для помещения термоэлемента. Выходное отверстие приемника расточено на конус. В него входит, опираясь на края калориметра, трубка из огнеупорной массы, служащая для всыпания навески. Калориметр помещается в цилиндрическом муфеле. Дно и стенки муфеля снабжены трехгранными ребрами, удерживающими калориметр в центральном положении и не дающими ему прикасаться к боковым стенкам.

б) Печь. Печь (фиг. 1) имеет две обмотки: внутреннюю из платино-иридиевой проволоки и внешнюю из нихромовой. Максимальная температура, достигаемая в печи, 1400° , расхода тока во время подъема температуры около 26 а, а в установившемся состоянии — от 12 до 19 а, смотря по температуре. Регулировка температуры печи производилась посредством ступенчатого реостата и последовательно включенного ползункового.

Муфель с калориметром устанавливался в печи на особой подставке и тщательно изолировался сверху и снизу от тепловых потерь.

в) Вспомогательные приспособления. Для всыпания навески в калориметр имеется жестяная воронка, устроенная так, что застревание или задержка частиц пробы исключена. Отверстие во-

ронки закрывается небольшим фарфоровым тигельком.

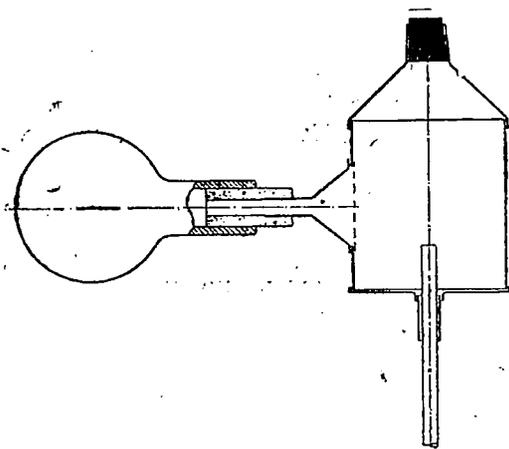
Для удаления навески после опыта есть особое приспособление, изображенное на фиг. 2. Оно состоит из небольшого жестяного бидона, снабженного тремя патрубками. Нижний патрубок соединен с фарфоровой трубкой, боковой — с резиновой грушей, а верхний закрыт пробкой. Для извлечения навески фарфоровую трубку опускают в калориметр, а грушей производят всасывающее движение, вследствие чего навеска увлекается воздухом в бидон. Для предотвращения попадания раскаленных частиц в резиновую грушу боковой патрубок затянут металлической сеткой. Верхнее отверстие служит для всыпания навески.

г) Измерительная аппаратура. Для низких температур ($400-600^{\circ}$) применялась термопара нихром—константан, а для высоких нихром—никель. Это различие диктовалось следующими соображениями. При желании иметь во всех случаях одинаковую степень точности отсчета приходится для низких температур брать очень большие навески. Чтобы избежать этого, мы компенсировали точность отсчета тем, что применяли при низких температурах термопару с большей электродвижущей силой. Навеску же изменяли в сравнительно узких пределах ($1-1\frac{1}{2}$). График электродвижущей силы термопар приведен на фиг. 3.

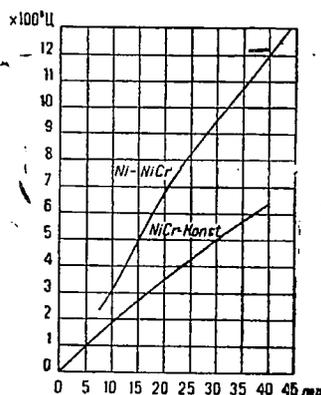
Отсчет температур проводился по полукомпенсационному методу. Величина абсолютной температуры отсчитывалась по положению ползунка на шкале мостика, а понижение температуры после всыпания навески — прямым отсчетом на шкале высокочувствительного зеркального гальванометра конструкции Ленинградского физического института (тип 3-П).

Измерение температуры производилось с точностью до $0,01^{\circ}$.

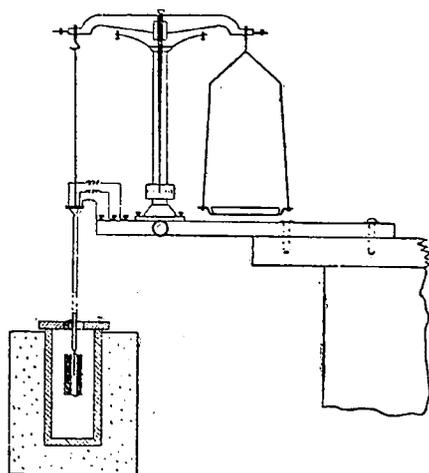
д) Аппарат для предварительного испытания. Для определения потери при прокаливании нами был сконструирован прибор, изображенный на фиг. 4. Он состоит из технических весов, привинченных к краю стола над электропечью. К левой чашке их подвешивается образец, имеющий вид цилиндра с узким каналом в центре. Две термопары устанавливаются таким образом, что



Фиг. 2. Сосалка для извлечения пробы из калориметра



Фиг. 3. Температурная кривая для термопар Ni—NiCr и NiCr—const



Фиг. 4. Прибор для определения потери при прокаливании

спай одной расположен в центре цилиндра, а другой—на его поверхности. Посредством тонких медных проволочек (0,02 мм), не препятствующих колебанию чашек весов, концы термопар присоединены к одноименным проводам. Благодаря этому приспособлению имеется возможность одновременно наблюдать три величины: изменение веса образца вследствие удаления летучих составных частей, абсолютную температуру образца и перепад температуры между его поверхностью и центром, являющийся мериллом количества тепла, поглощаемого образцом в единицу времени. Последняя величина являлась критерием для установления температурных границ протекания реакции.

2. Методика исследований. Подлежащий испытанию материал измельчался, и для определений отделялась путем отсева фракция, проходящая через сито в 2 мм и остающаяся на сите в 0,5 мм. Заготовленные таким образом пробы просушивались при 110° в течение 6—8 час. и сохранялись в бюксах с притертыми крышками. Для испытания брались также навески, чтобы понижение температуры было приблизительно одинаково и соответствовало 300—400 делениям шкалы гальванометра.

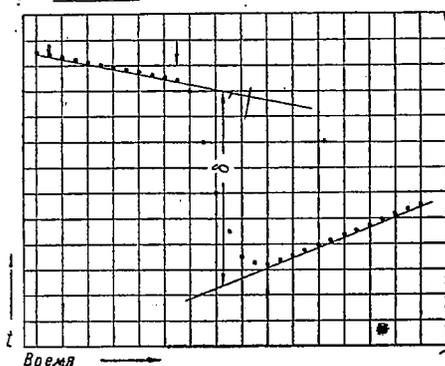
Испытание производилось следующим порядком.

После того как температура в печи установилась, уравнивали электродвижущую силу термопары соответствующей установкой ползунка и записывали эту величину. Затем велась запись показаний зеркального гальванометра через промежутки в 15 сек. К испытанию приступали тогда, когда раз-

ность двух отчетов составляла не более 2—3 делений.

После этого приступали к самому опыту. Производилось 10—12 отчетов, после которых в калориметр всыпалась навеска. Первые 3—4 отчета после всыпания обычно пропускали, так как световой зайчик двигался очень быстро. Всего производилось еще 30—40 отчетов, после чего навеска извлекалась из калориметра и всыпалась в герметически закрываемую пробирку. Эта проба служила для контроля полноты разложения материала во время пребывания в калориметре.

Для вычисления понижения температуры, вызванного всыпанием навески, применяется прием, обычный при калориметрических определениях. Показания гальванометра наносятся на диаграмму, после чего прямолинейные части кривой до и после всыпания навески экстраполируются до середины участка



Фиг. 5. Калориметрическая кривая

между началом понижения температуры и максимумом понижения (фиг. 5). За величину понижения температуры принимается отрезок δ , отсекаемый на вертикали экстраполяционными линиями.

Непосредственное вычисление теплоемкости испытуемого материала по величине δ было бы затруднительно, так как для этого требовалось бы знать точную величину теплоемкости никеля при высоких температурах и другие величины, определение которых затруднительно, а подчас и невозможно.

Поэтому для вычислений применялся следующий прием. Вычислялась условная теплоемкость (S_y) материала по формуле:

$$S_y = \frac{\delta \cdot 100}{(T_a - t_b - 4) p},$$

где δ — понижение температуры, выраженное в делениях шкалы гальванометра;

T_a — температура калориметра в $^{\circ}\text{C}$ перед началом опыта;

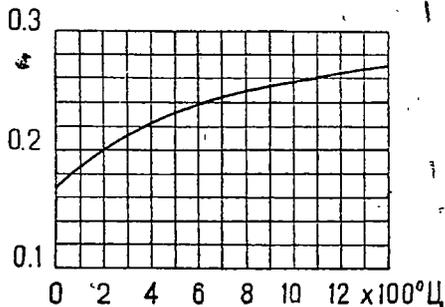
t_b — температура навески в $^{\circ}\text{C}$ перед началом опыта;

4 — приблизительная величина понижения температуры δ в $^{\circ}\text{C}$;

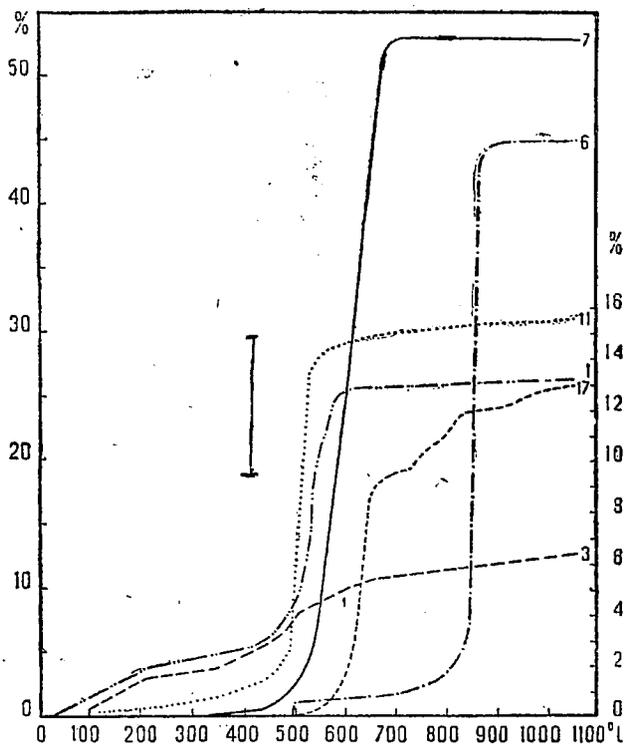
p — вес навески в граммах.

Умножение на 100 производится для того, чтобы избежать написания нулей перед первой значащей цифрой. Таким образом условная теплоемкость отличается от действительной тем, что в ней тепло измеряется не в калориях, а в некоторых условных единицах.

Определение действительного значения теплоемкости производилось путем сравнения условной теплоемкости испытанного материала с условной теплоемкостью кварцевого стекла (плавленого кварца), действительная теплоемкость которого взята по сводной таблице R. Sosman (фиг. 6).



Фиг. 6. Теплоемкость кварцевого стекла в пределах от 0 до t°



Фиг. 7. Кривые потери в весе. Правая шкала: 7 — просянский каолин, 11 — тихвинский боксит, 3 — инзенский диатомит. Левая шкала: 6 — полевской кальцит, 7 — саткинский магнезит, 17 — шабровский тальк

Пример. Определения дали следующие величины условной теплоемкости в пределах от 20° до T .

Для кварцевого стекла при 951° $S_y = 2,67$
 • боксита при 958° $S_y = 4,77$

Действительная теплоемкость кварцевого стекла в пределах от 20 до 950° равна $0,2575$. Отсюда вычисляем действительную величину теплоемкости боксита S :

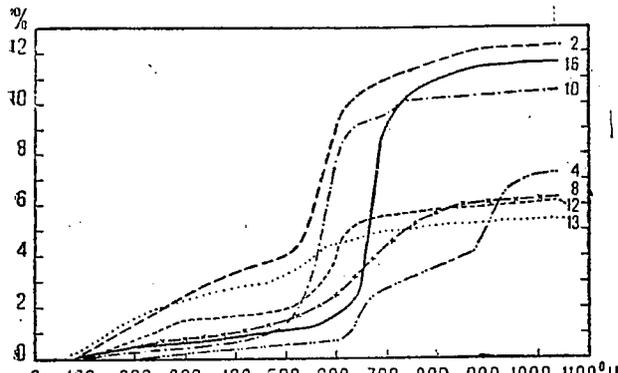
$$S = \frac{4,77}{2,67} \cdot 0,2575 = 0,460 \frac{\text{Кал}}{^{\circ}\text{C}}$$

В качестве эталона кварцевое стекло имеет то преимущество, что оно лишено собственных тепловых реакций, а, кроме того, изменение теплоемкости его выше 500° настолько незначительно, что расхождение температуры даже на несколько десятков градусов не вызывает заметной погрешности.

Полученные таким образом величины теплоемкости подвергались некоторым исправлениям, учитывающим разницу условий разложения в обычных усло-

виях и в калориметре. При нагревании в обычных условиях водяные пары или углекислоты уносят то количество тепла, которое соответствует средней температуре диссоциации. В калориметре же они нагреваются до той температуры, при которой производится опыт, независимо от температуры диссоциации.

Таким образом они уносят некоторый излишек тепла, который должен быть вычтен из непосредственно полученного теплотогощения.



Фиг. 8. Кривые потери в весе: 2 — часов-ярская глина, 4 — халиловский тальк, 8 — халиловский хромит, 10 — боровичский сухарь; 12 — кудиновская глина, 13 — добужский трепел, 16 — баженовский змеевик

Нормальными условиями диссоциации считались условия, имевшие место при определении потери в весе (фиг. 7 и 8). По кривой потери в весе определялась средняя температура диссоциации.

Определение тепла, поглощенного эндотермической реакцией, производилось следующим образом: при одной и той же температуре определялось теплотогощение сырого материала и предварительно обожженного до такой температуры, при которой реакции заканчиваются. Разность теплотогощений, очевидно, соответствует тепловому эффекту реакций.

Для определения теплового эффекта экзотермических реакций применялся иной прием. По кривой нагревания определялась величина самопроизвольного подъема температуры. Полученная величина умножалась на теплоемкость обожженного материала, соответствующую данной температуре.

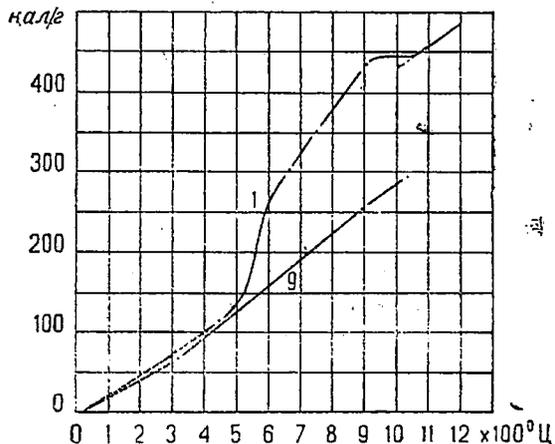
Как показали предварительные опыты, при нагреве минерала в условиях калориметра температура реакции его оказывается смещенной в сторону более высокой температуры, причем величина смещения колеблется от 50 до 150°. Это не мешает точности определения теплового эффекта, так как он не изменяется от того, при какой температуре происходит реакция.

Однако на приводимых нами кривых теплотогощения это обстоятельство сказывается в том смысле, что соответствующий тепловой реакции перегиб оказывается смещенным вверх. Поэтому в дальнейшем для каждого материала указаны температурные пределы реакций в обычных условиях.

3. Экспериментальные данные. Для определения были взяты 18 наиболее характерных образцов естественных минералов и пород, имеющих применение в керамике, огнеупорном и строительном деле. Часть этих материалов была испытана в 1933 г., часть в 1934 г., чем и объясняется порядок их расположения.

Происхождение и химический состав материалов (кроме берилла) приведены в табл. 1. Химического анализа берилла по затруднительности методики сделано не было. Испытанный образец был подвергнут минералогическому исследованию, которое показало, что он является чистым бериллом $BeAl_2(SiO_6)_2$, без каких-либо примесей.

Результаты определений средней теплоемкости от 20 до 1200° приведены в табл. 2. Определения велись через 200°, начиная с 300 или с 400°. Расхожде-



Фиг. 9. Теплотогощение для сырого (1) и обожженного (9) просянского каолина;

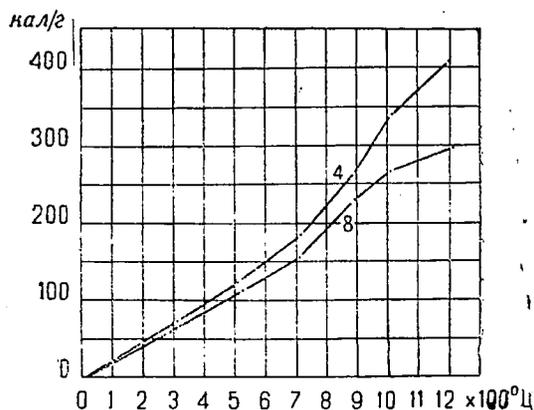
дение в параллельных определениях составляло в среднем $\pm 1\%$. Каждое определение производилось в 3—4 параллельных опытах.

1. Проснянский каолин (фиг. 7 и 9). Эндотермическая реакция, связанная с выделением конституционной влаги, начинается при 500° и практически заканчивается при 700° . Максимум ее имеет место при 542° . Средняя температура диссоциации 465° . Кривая обезвоживания приведена на фиг. 7. Эндотермическая реакция имеет место при 942° и вызывает самопроизвольный подъем температуры на 115° . Результаты определения теплотогощения каолина графически представлены на фиг. 9.

На основании этого графика вычислены значения средней теплоемкости, приведенные в табл. 2. Численное значение теплового эффекта эндотермической реакции $+210$ кал/г, экзотермической реакции -30 кал/г.

2. Часов-ярская глина (фиг. 8 и 10). Часов-ярская глина обнаруживает небольшую эндотермическую реакцию в пределах $200-300^\circ$ и более значительную в пределах $550-600^\circ$; эндотермическая реакция в пределах $900-1000^\circ$ не обнаружена. Средняя температура диссоциации 512° . Значения теплотогощения для $750, 900$ и 1000° , полученные в прошлом году, при проверке оказались неточными и заменены новыми. Тепловой эффект эндотермических реакций $+126$ кал/г.

3. Инзенский диатомит (фиг. 7 и 10). Ясно выраженных тепловых реакций



Фиг. 11. Теплотогощение халиловского талька (4) и халиловского хромита (8)

диатомит не проявляет. Обезвоживание его идет интенсивным образом, начиная с 100° вплоть до 600° , далее удаление влаги идет более медленным темпом, однако, заметная потеря наблюдается даже при 1000° .

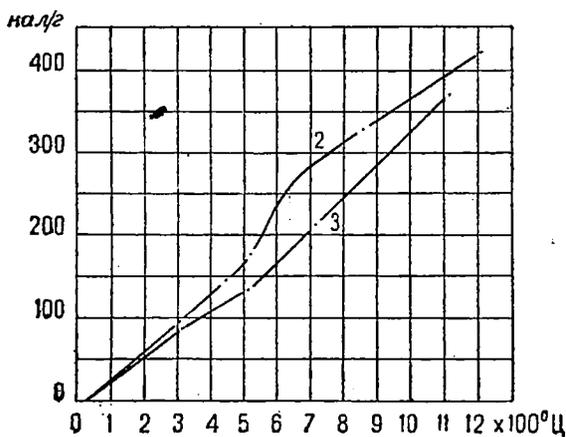
Прежние цифры теплотогощения для 903 и 1009° оказались неточными и заменены новыми. Определения доведены до 1113° , так как при дальнейшем повышении температуры материал размягчался и прилипал к стенкам калориметра. Тепловой эффект эндотермической реакции составляет 66 кал/г.

4. Халиловский тальк (фиг. 8 и 11). Эндотермическая реакция, связанная с дегидратацией талька, начинается с 600° , причем обнаруживает два максимума: один в пределах $600-700^\circ$, другой при 900° . Средняя температура дегидратации 760° .

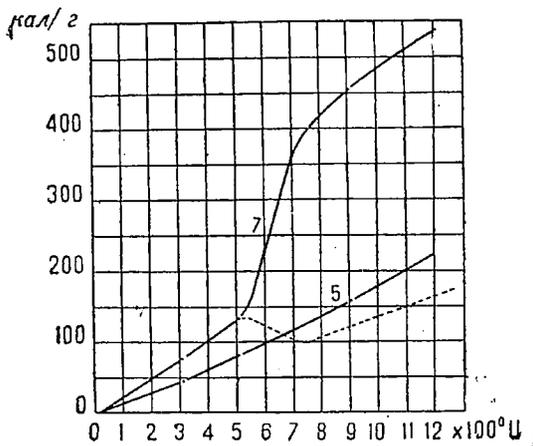
Тепловой эффект эндотермической реакции составляет 91 кал/г.

5. Циркон (фиг. 12). Испытания производились над цирконом, полученным из месторождения Ильменские горы. Для проб отбирались вручную наиболее правильно образованные кристаллы. Потеря при прокаливании у циркона ничтожна. Тепловых реакций материал не обнаруживает. Из всех испытанных материалов циркон обладает наименьшей теплоемкостью.

6. Полевский кальцит (фиг. 7 и 13). Сильная и резко выраженная эндотермическая реакция имеет место при 880° . При этой же температуре происходит интенсивное удаление CO_2 . Средняя температура диссоциации 860° . На



Фиг. 10. Теплотогощение для низзенского диатомита (3) и часов-ярской глины (2)

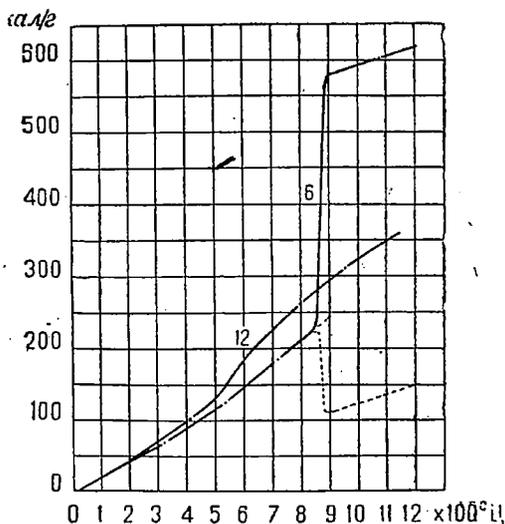


Фиг. 12. Теплопоглощение саткинского магнетита (7) и уральского циркона (5).

фиг. 13 представлена кривая теплопоглощения кальцита, причем пунктирной линией представлено физическое теплосодержание остатка CaO. Тепловой эффект реакции равен +468 кал/г.

7. Саткинский магнетит (фиг. 7 и 12). Резко выраженная эндотермическая реакция имеет место в пределах 500—600°. Реакция эта связана с удалением углекислоты, причем средняя температура диссоциации составляет 600°. На фиг. 12 приведена кривая теплопоглощения магнетита, причем пунктирной линией представлено физическое теплосодержание MgO.

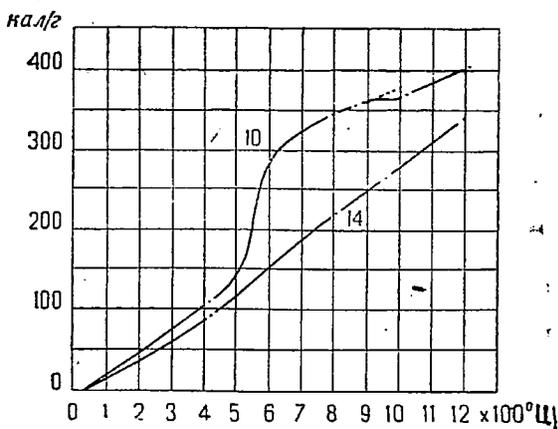
Тепловой эффект эндотермической реакции равен +374 кал/г.



Фиг. 13. Теплопоглощение для кудиновской глины (12) и кальцита (6).

8. Халиловский хромит (фиг. 8 и 11). Исследуемая порода, по данным петрографического анализа, содержит 37—42% серпентина ($H_4Mg_3Si_2O_4$) и 58—63% хромистого железняка ($FeO \cdot Cr_2O_3$). Наличие серпентина объясняется довольно значительной потерей при прокаливании и эндотермическая реакция в пределах 600—700°. Средняя температура диссоциации равна 570°. Тепловой эффект эндотермической реакции равен +40 кал/г.

9. Боровичский сухарь (фиг. 8 и 14). Максимум дегидратации и максимум эндотермической реакции имеет место в пределах 530—620°. Второстепенный максимум дегидратации имеет место в пределах 675—725°, после чего дегидратация практически заканчивается.



Фиг. 14. Теплопоглощение боровичского сухаря (10) и андалузита (14).

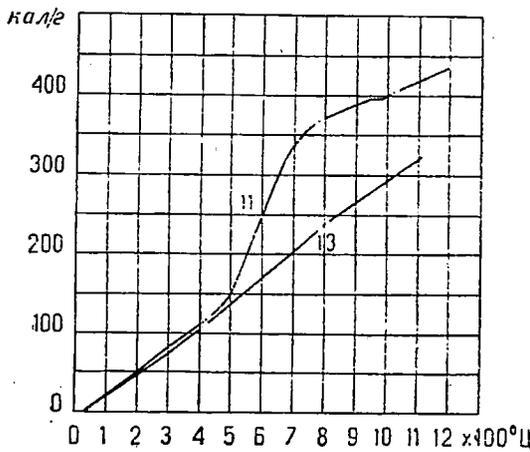
В пределах 930—990° происходит эндотермическая реакция, обуславливающая подъем температуры образца на 56°. Средняя температура диссоциации 564°.

Тепловой эффект эндотермической реакции равен +135 кал/г, экзотермической реакции — 15 кал/г.

10. Тихвинский боксит (фиг. 7 и 15). Для исследования взят маложелезистый боксит Тихвинского месторождения. Предварительное испытание показало, что максимум дегидратации и максимум эндотермической реакции находятся в пределах 495—575°. Средняя температура диссоциации 504°. При температуре 950° начинается небольшая экзотермическая реакция, максимум которой находится при 990°. Подъем температуры образца вследствие экзотермической реакции составляет 17°. Теп-

ловой эффект эндотермической реакции равен $+166$ кал/г, экзотермической -4 кал/г.

12. Кудиновская глина (фиг. 8 и 13). Для испытаний взята красная глина с Кудиновского завода строительного кирпича. Последнее определение было произведено при 1156° , так как при дальнейшем повышении температуры проба прилипала к стенкам калориметра. Эндотермическая реакция происходит в пределах $540-610^\circ$. Средняя температура дегидратации 504° , экзотермической реакции не обнаружено. Тепловой эффект эндотермической реакции равен $+59$ кал/г.

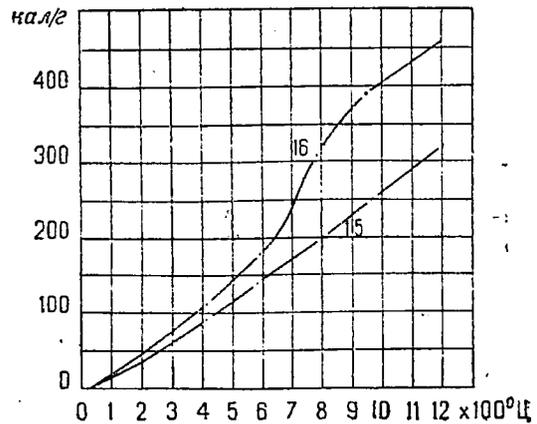


Фиг. 15. Теплопоглощение тихвинского боксита (11) и добужского трепела (13)

13. Добужский трепел (фиг. 8 и 15). Ясно выраженного максимума разложения не имеет. Разложение идет более или менее равномерно в течение всего нагрева. Некоторое ускорение дегидратации наблюдается в пределах $450-500^\circ$.

Средняя температура дегидратации 390° . Определения были доведены до 1121° по тем же причинам, что и для кудиновской глины. Тепловой эффект эндотермической реакции равен $+28$ кал/г.

14. Андалузит из Семиз-Бугу (фиг. 14). По данным минералогического исследования порода состоит из кварца, серицита, корунда и сравнительно небольшого количества (11—17%) андалузита. Таким образом общепринятое наименование андалузит для данной породы довольно условно и характеризует ее только в том смысле, что валю-

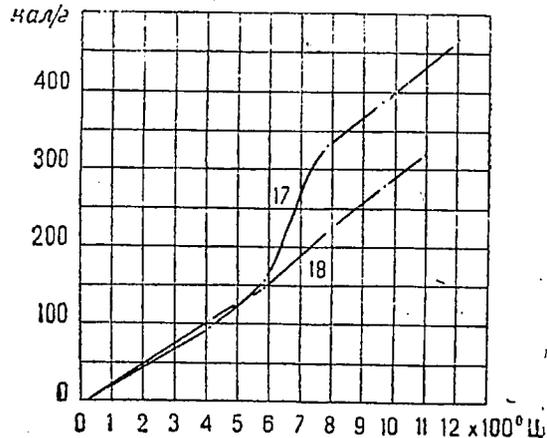


Фиг. 16. Теплопоглощение борисовского кианита (15) и баженовского змеевика (16)

вой анализ ее дает цифры, более или менее приближающиеся к теоретическому составу андалузита.

Небольшая, но ясно выраженная эндотермическая реакция имеет место при 570° . Тепловой эффект ее равен $+21$ кал/г.

15. Борисовский кианит (фиг. 16). Для испытания были взяты хорошо образованные призматические кристаллы зеленого цвета. Приставшие к поверхности частицы слюды удалялись наждачной бумагой. Незначительная эндотермическая реакция имеет место в пределах $600-650^\circ$. Определить ее тепловой эффект обычным путем не удалось: повидимому, он представляет незначительную величину порядка 3—4 кал/г.



Фиг. 17. Теплопоглощение шабровского талька (17) и берилла (18)

Таблица 1

Химический состав исследованных материалов

Наименование материалов	Потеря при прокаливании	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	MgO	Щелочи в пересчете на Na ₂ O	Сумма	FeO	Влага	ZrO ₂	Cr ₂ O ₃
Просянский каолин	13,64	46,36	38,31	0,75	0,53	0,92	0,64	—	100,75	—	0,99	—	—
Часов-ярская глина	9,51	50,92	33,70	1,39	0,92	0,62	0,76	2,95	100,76	—	3,28	—	—
Инзенский диатомит	5,50	83,37	5,79	2,95	0,47	0,30	0,64	1,52	100,73	0,19	4,14	—	—
Халиловский тальк	5,41	53,52	3,70	1,08	1,29	2,04	26,82	0,52	99,67	5,30	0,15	—	—
Циркон	0,50	34,79	2,68	1,94	1,91	1,48	0,37	—	100,82	—	0,16	57,95	—
Полевский кальцит	43,62	0,25	0,10	—	—	54,63	0,87	0,63	100,10	—	—	—	—
Саткинский магнезит	50,47	2,31	0,68	0,98	—	1,17	23,50	0,80	99,91	—	—	—	—
Халиловский хромит	5,02	7,98	15,27	15,62	—	1,67	17,52	0,28	100,82	0,10	0,66	—	37,36
Сухарь боровичский	10,63	54,36	29,18	1,68	1,90	0,90	0,70	—	99,35	—	—	—	—
Тихвинский боксит	14,72	13,30	66,94	2,06	2,23	0,57	0,19	0,59	—	—	—	—	—
Кудиновская глина	5,21	66,54	18,78	3,09	1,01	1,11	1,42	—	97,20	—	—	—	—
Добужский трепел	3,29	79,52	9,91	3,29	0,71	1,48	1,31	—	99,11	—	—	—	—
Андалузит из Семиз-Бугу	2,14	39,88	54,15	1,10	—	0,08	0,32	—	97,67	—	—	—	—
Борисовский кианит	0,27	36,83	60,56	0,61	1,30	0,85	0,35	—	100,77	—	—	—	—
Баженовский змеевик	11,71	40,04	1,26	7,65	—	1,71	38,39	—	100,76	—	—	—	—
Шабровский тальковый камень	25,55	03,57	1,12	6,99	—	0,83	34,45	—	99,51	—	—	—	—

Таблица 2

Средняя теплоемкость исследованных материалов от 20 до t°

Наименование материала	Температура									
	300	400	500	600	700	800	900	1000	1100	1200
Просянский каолин	0,254	0,257	0,273	0,458	0,475	0,488	0,490	0,454	0,424	0,413
Часов-ярская глина	0,332	0,332	0,344	0,436	0,417	0,398	0,384	0,372	0,363	0,354
Инзенский диатомит	0,300	0,285	0,271	0,285	0,298	0,309	0,321	0,328	0,333	—
Халиловский тальк	0,250	0,250	0,252	0,259	0,265	0,285	0,307	0,339	0,344	0,347
Циркон	0,154	0,161	0,165	0,167	0,169	0,174	0,178	0,182	0,186	0,189
Полевский кальцит	0,229	0,240	0,242	0,254	0,264	0,271	0,656	0,604	0,561	0,524
Саткинский магнезит	0,265	0,268	0,273	0,380	0,531	0,558	0,520	0,495	0,473	0,455
Халиловский хромит	0,218	0,222	0,222	0,224	0,224	0,245	0,264	0,471	0,259	0,250
Обожженный каолин	0,222	0,243	0,261	0,272	0,281	0,289	0,294	0,243	—	—
Боровичский сухарь	—	0,268	0,288	0,498	0,477	0,443	0,409	0,375	0,353	0,337
Тихвинский боксит	—	0,279	0,312	0,424	0,495	0,473	0,436	0,408	0,387	0,368
Кудиновская глина	—	0,261	0,277	0,318	0,334	0,338	0,333	0,330	0,323	—
Добужский трепел	—	0,271	0,284	0,293	0,298	0,304	0,301	0,298	0,295	—
Андалузит Семиз-Бугу	—	0,224	0,240	0,260	0,271	0,276	0,278	0,283	0,285	0,287
Борисовский кианит	—	0,230	0,240	0,246	0,252	0,255	0,259	0,264	0,267	0,270
Баженовский змеевик	—	0,282	0,298	0,312	0,344	0,404	0,419	0,412	0,397	0,385
Шабровский тальковый камень	—	0,245	0,256	0,272	0,384	0,426	0,414	0,404	0,397	0,390
Уральский берилл	—	0,263	0,258	0,261	0,274	0,286	0,290	0,292	0,295	—

16. Баженовский змеевик (фиг. 8 и 16). Для исследования взята пустая порода из отвалов Баженовского месторождения асбеста. Так как эта порода по химическому составу тождественна с асбестом, то результаты определений могут быть отнесены также и к асбесту. Ясно выраженная эндотермическая реакция, совпадающая с максимумом разложения, имеет место в пре-

делах 640—750°. Средняя температура дегидратации 632°. Тепловой эффект эндотермической реакции равен +168 кал/г.

17. Шабровский тальковый камень (фиг. 7 и 17). Исследуемая порода, по данным минералогического анализа состоит из 50% талька (3MgO · 4SiO₂ · H₂O) и 40—43% брейнерита (MgFe)CO₃ и небольшого количества серпентина, хлори-

Реализация научно-исследовательских работ в промышленности

Письма заводов

Трест «Огнеупор»—завод «Магнезит», Сатка, Челябинской области.

В связи с окончанием работ бригады вашего Института на заводе «Магнезит» заводоуправление считает необходимым отметить заслуги Института в организации тесной связи с заводом «Магнезит» и в продвижении разработанных Институтым методов микроскопического анализа в производство.

Заводоуправление отмечает, что в результате работы бригады Института явилась возможность на заводе на базе созданного на заводе петрографического кабинета в составе Центральной лаборатории завода и обученных бригадой Геомина кадров успешно применять новые микроскопические методы в текущей работе завода как при опробовании скважин и забоев разрабатываемых рудников, так и при возможной организации контроля технологических процессов завода путем микроскопических анализов сырья и обожженных продуктов.

Заводоуправление отмечает серьезное и преданное отношение к делу и энергичную работу членов бригады Института, благодаря которым было обеспечено своевременное выполнение и перевыполнение намеченного в договоре плана работ бригады.

Полагая, что дальнейшее расширение применения микроскопических методов в производстве завода является задачей технических сил, имеющихся на самом заводе, заводоуправление, однако, считая весьма ценным сохранение связи завода с Институтом, надеется, что завод всегда найдет в Институте необходимую консультацию по всем вопросам, связанным с применением микроскопической методики на производстве завода.

Директор завода «Магнезит» **З. Табаков**

Институт минерального сырья

До начала 1934 г. протяжка вольфрамовой и молибденовой проволоки на Электроламповом заводе производилась с применением импортной смазки аквадаг.

После ряда предварительных опытов, проведенных Институтом прикладной минералогии на Электроламповом заводе установлена возможность замены импортной смазки препаратом, изготовляемым по методу, разработанному лабораторией минеральных суспензий названного института. В настоящее время весь процесс протяжки вольфрамовой и молибденовой проволоки происходит на смазке института марки В.

Опытным годовым работам с этим препаратом установлено:

1. Смазка, изготовляемая Институтом минерального сырья (б. Институт прикладной минералогии) во всех без исключения операциях протяжки вольфрамовой и молибденовой проволоки вполне заменяет применявшуюся импортную смазку аквадаг.

2. Установлено снижение расхода алмазов при протяжке, что следует отнести как на счет улучшения технологии процесса, так и на счет высокого качества смазочного препарата.

3. При протяжке тончайшей вольфрамовой нити с применением смазки производства Института минерального сырья нами установлен мировой рекорд протяжки без обрывов 26 тыс. м.

Директор Электролампового з-да Цветков

Аквадаг

Всесоюзным институтом минерального сырья (б. Прикладной минералогии) разработан способ получения графитовой смазки типа «аквадаг». В настоящее время аквадаг института широко внедряется в различные отрасли промышленности; ниже помещаются отзывы электротехнической промышленности об успешном внедрении его советского аквадага. Разработка способа принадлежит физико-химической группе минеральных суспензий, руководимой Л. В. Лютиным. В организации и налаживании опытно-эксплуатационной установки в институте принимал активное руководящее участие К. А. Плучек.

та и магнетита. Предварительные испытания показали, что эндотермическая реакция имеет 3 ясно выраженных максимума. Первый имеет место при 660° и соответствует диссоциации брейнерита. Второй, незначительный, имеет место при 775° и третий, более значительный, при 970°. Оба они связаны с удалением гидратной воды талька.

Суммарный тепловой эффект эндотермических реакций равен + 203 кал/г.

Исходя из цифр теплового эффекта для талька и магнезита и принимая остальные части породы равными по теп-

лопоглощению тальку, мы получим следующую величину теплового эффекта:

$$Q = 0,43 \cdot 374 + 0,57 \cdot 91 = 213 \text{ кал/г.}$$

Цифра эта удовлетворительно согласуется с найденной экспериментально.

18. Берилл (фиг. 17). Образцы материала получены из изумрудных копей (Урал). Потеря при прокаливании у берилла невелика и происходит в пределах 850—1050°. В этих же пределах наблюдается небольшая эндотермическая реакция, тепловой эффект которой равен + 20 кал/г.

Магнетитовая промышленность Британской Индии

Месторождения магнетита встречаются в Индии во многих местах, главным образом, в Южной Индии, где известны залежи высококачественного магнетита в президентстве Мадрас, главным образом, в округе Салем — в районе Меловых гор, в Серингала вблизи Фрасерпота и в других местах этого округа. Кроме того, месторождения магнетита известны в штате Майсор (Южная Индия) в округах Тричинополи, Майзар и Гассан¹, также в провинциях Белуджистан и Раджпутана.

Большие скопления магнетита низшего качества встречаются в Индии вместе с месторождениями стеатита в штате Карнул — в районах Муддавара и Музила Черуву.

Крупнейшее значение по своим запасам имеют месторождения района Меловых гор, расположенных в президентстве Мадрас между городом Салем и горами Шеварой. Детальное описание этих месторождений и геологическую их характеристику находим у Томас Голланда², характеристика магнетитовых жил и структура кристаллов даны Броуном³.

Дейнс, исследовавший магнетит основного района добычи его в Индии (месторождение Салем), характеризует высокое качество этого материала, где углекислого магнезия содержится до 97%; приводятся средние анализы около 100 образцов магнетита месторождений Салем, произведенные в разное время Дейнсом и другими исследователями этого материала⁴.

Магнетит Индии отличается высоким качеством. Высокая концентрация углекислого магнезия характеризует этот магнетит как отличное сырье для производства высококачественных

огнеупорных материалов. По своему составу индийский магнетит больше приближается к греческому магнетиту, добываемому на острове Эвбея (Греческий архипелаг) и получившему распространение на многих рынках Европы в виде каустического магнетита, в то время как австрийский магнетит в виду высокого содержания в нем железа больше удовлетворял требованиям, предъявляемым к этому огнеупорному материалу металлургической промышленностью (как черной, так и цветной). По этим соображениям до мировой войны индийский магнетит экспортировался преимущественно для приготовления магнезиального цемента и разного рода строительных и абразивных материалов.

В период мировой войны высокий спрос на магнетит, преимущественно со стороны металлургической промышленности США и Англии, и прекращение экспорта австрийского магнетита создали весьма благоприятные условия для использования магнетита Индии также и для металлургической промышленности, причем к нему прибавляли некоторое количество окиси железа.

Основной экспорт магнетита поэтому направлялся в США, Англию и Японию.

В Мадрасе добыча производится, главным образом, из магнетитовых месторождений в районе Меловых гор вблизи города Салем. Месторождения округа Салем находятся в ведении и эксплуатации Индийского магнетитового синдиката, вывозящего большую часть добываемого магнетита за пределы Индии. Магнетит добывается в открытых карьерах и подвергается обжигу для дальнейшего использования его в виде кальцинированного либо каустического магнезия. До мировой войны почти весь магнетит из Салем в обожженном виде экспортировался в Европу для нужд цементной промышленности и различных производств огнестойких материалов.

Добыча магнетита в Майзоре производится несколькими фирмами. Важнейшая роль в этой добыче принадлежит фирме, которая после некоторого перерыва с 1925 г. возобновила добычу магнетита, используя лишь часть до-

Таблица 1

Компоненты	Blount	Dains	Pattison (ящичное опробов.)	Ferguson		Примечание
				1	2	
Кремнезем	0,22	0,29	1,17	0,31	1,70	* Включ. 0,85 углекислого кальция
Окись железа	0,30	0,65	0,14	0,40	0,65	
Глинозем	—	—	—	1,10	0,10	
Окись марганца	—	0,20	0,06	—	—	
Известь	Нер	0,82	0,78	—	—	
Окись магнезия	47,35	46,42	46,28	97,80	97,40	
Двуокись углерода	51,44	50,71	50,10	—	—	
Влага	0,27	0,16	1,30	0,60	Следы	
Сера	—	—	0,03	—	—	
Фосфор	—	—	0,01	—	—	
Итого	99,58	99,26	99,87	100,06*	99,85	
Углекислый магнезий	98,79	97,13	96,88	97,80	97,40	

Таблица 2

Провинции и округа	1913	1925	1926	1927	1928	1929	1930	1931	1932	1933
Мадрас										
Салем	4 380	29 620	28 676	19 966	22 542	22 134	15 563	4 978	13 492	11 131
Майзор	2 112	—	1 785	2 672	1 864	1 363	960	355	372	4 075
Итого	6 492	29 620	30 461	19 638	24 406	23 497	16 523	5 333	13 864	15 206

бываемого материала для нужд своего металлургического завода в Джамшедпуре и передавая остаток другим потребителям внутри страны.

Развитие добычи магнезита в Индии, преимущественно в округе Салем, в период мировой войны, вызванное усиленным экспортом в США, Англию и Японию, сменилось резким падением в послевоенный период.

Однако до настоящего времени США остаются крупным потребителем индийского магнезита, импортирующим до 60% его добычи в Индии. Успешное выступление индийского магнезита на американском рынке, несмотря на то, что США развили добычу магнезита внутри страны и сами превратились в его экспортера, обусловлено высокими качествами и дешевой индийского магнезита, отражающей низкую себестоимость добычи вследствие благоприятных условий разработок, близости основных месторождений округа Салем к портам, а главное чрезвычайно низкой оплатой труда рабочих, занятых на магнезитовых разработках (20—28 коп. за рабочий день).

Сокращение добычи магнезита, наблюдающееся в кризисы (период 1930—1933 гг.), есть при-

мое последствие мирового экономического кризиса, резко снизившего в основных промышленных странах уровень металлургического производства и строительной промышленности, — решающих потребителей этой продукции.

В 1933 г. возросла добыча магнезита в штате Майзор при одновременном и дальнейшем снижении ее в Салеме.

Переработка магнезита одно время, в период мировой войны, производилась в Индии на известном заводе огнеупорных изделий в Кумардуби, район Ранигани (в Бенгалии)⁵. Было поставлено производство магнезитового кирпича из магнезита, добываемого в Майзоре. Кирпичом снабжался металлургический завод в Джамшедпуре. Впоследствии, с переводом последнего на снабжение импортным магнезитовым кирпичом, производство огнеупорных изделий из магнезита на заводе в Кумардуби прекратилось.

Я. И. Долицкий

⁵ Cyril S Fox, The Raw Materials for the Iron and Steel Industry of India, «Trans. Min. and Geol. Industry of India» ч. 2, 1925 г., стр. 183.

Рефераты и библиография

Минеральность рудная база СССР. Е. И. Дворещан, Плавиковый шпат, вып. 14, 1935 г., ЦНИГРИ ГГГУ.

До настоящего времени единственным справочником по неметаллическому сырью являлся сборник «Нерудные ископаемые», изданный КЕПС при Академии наук СССР и дающий сведения на 1926 г. Начинание ЦНИГРИ по изданию отдельных выпусков по минерально-сырьевой базе СССР, конечно, нужно приветствовать. Но, к сожалению, к этому крайне необходимому делу секция экономических исследований сектора минерального сырья при ЦНИГРИ отнеслась несерьезно, а в отношении вып. 14 и недобросовестно. В самом деле, во всем сборнике отсутствуют указания, какие же требования предъявляет промышленность к качеству плавикового шпата, а между прочим уже два года назад выработан стандарт для плавика, обогащаемого ручной сортировкой.

Если взять характеристику сырьевой базы, то положение ее на настоящее время не только не представлено, но и может ввести в заблуждение читателя.

Так например, написано, что «перспективы Абагайтуйского рудника остаются неясными, так как запасы его обеспечивают добычу лишь на ближайшие два-три года». В действительности же рудник не только не собирается умирать, а в настоящее время работает как никогда, и ручной труд заменяется механическим.

Совершенно не фигурируют крупные достижения разведочных работ в Восточном Забайкалье в виде открытия новых месторождений: Седловского (Дагойский участок) и Ольгинского (в 12 км от Калангуйского). Оба названные месторождения уже введены в эксплуатацию и дают приличную добычу при хорошем качестве продукции. Такие крупнейшие месторождения, как Такобское в Таджикистане и Ам-Дерминское на севере, в выпуске отсутствуют. Западносибирский край представлен только одним Ирбиским месторождением, хотя там поисковыми работами выявлены более широкие масштабы плавикообразования.

Правда, автор Е. А. Дворещан и упомянутый на стр. 2 старший геолог С. А. Аржекаев могут сослаться на то, что ими указывается состояние сырьевой базы на 1 января 1933 г., но смешно читать книгу, помеченную 1935 г., рекомендующую разведку на Седловой, где фактически с 1933 г. не только проводилась разведка, а существует рудник, работающий с успехом и сейчас. Для кого же составлен настоящий выпуск? Работники плавиковошпатовой промышленности в нем не нуждаются, потому что они знают состояние сырьевой базы лучше, чем составители выпуска — научные работники руководящего института, а другим лицам этот труд нельзя рекомендовать потому, что введет их в крупные заблуждения.

Что касается геологической и генетической части описания месторождений, то и здесь не совсем благополучно. Мы не настолько плохо

знаем геологию Восточного Забайкалья, чтобы писать: в «древних конгломератах» находится Маньковское месторождение, когда прекрасно известно, что эти «древние» конгломераты относятся к юрскому возрасту. Совершенно непонятно, откуда авторы взяли, что Солонечное месторождение относится к типично пневматолитовым по своему генезису. Правда, проф. Павлов говорил о таком генезисе плавика, но исключительно для Калангуйского месторождения (что является грубой ошибкой).

Даже в истории открытий месторождений авторы не могут привести правильных данных. Почему-то, по их мнению, Калангуйское месторождение открыто в прошлом столетии, когда на самом деле оно было обнаружено в 20-х годах текущего века. Солонечное же месторождение, эксплуатировавшееся еще в конце XVIII в., не упоминается в «истории».

В качестве отношения большинство месторождений совершенно не освещено, хотя авторы и указывают, что Калангуйское месторождение опробывалось целых два года.

Что касается приведенных таблиц по добыче и потреблению плавика у нас и за границей, то цифры этих таблиц представляют только историческую ценность и ни в коей мере не характеризуют последних лет (повторяю опять, что книга отпечатана в 1935 г.).

В заключение необходимо отметить, что составители выпуска не считают для себя почему-то обязательным указывать источники, которые они использовали для своего «труда» самое меньшее на 70—80%. Прямо становишься в тупик, когда читаешь фразу: «В Восточносибирском крае поисковые и разведочные работы на плавиковый шпат по сравнению с другими районами Союза были наиболее значительными»; далее идет ссылка на литературу под № 4 и 5. Эта «литература» представляет собою краткую заметку Войновского-Кригера о месторождении Солонечном, кстати, опубликованную еще в 1927 г. (по мнению авторов, очевидно, самые последние печатные работы по месторождениям), и работу А. Н. Волжова, использовавшего целиком материалы б. Института прикладной минералогии. Куда же исчезли работы проф. П. П. Пилиппенко, инж. Н. С. Лавровича, инж. И. Т. Тарасовой по Забайкалью, геолога А. И. Сулоева по Средней Азии и много других. А между прочим авторы эти работы знают, доказательством чему является списывание ими целиком слово в слово почти целых страниц с упомянутых работ.

В заключение снова следует отметить, что пора нам иметь сводку по минерально-сырьевой базе СССР, но не в таком виде, как преподнесен плавиковый шпат. Нельзя в 1935 г. приводить архивные данные на 1 января 1933 г. Жалко бумагу. Будем надеяться, что остальные полезные ископаемые избегнут этой печальной участи.

Апрель, 1935 г.

Н. С. Лаврович

Хроника и заметки

3 февраля 1935 г. Институт минерального сырья (б. Геомин и ИПМ) в связи с его переходом в систему ГГГУ посетил начальник ГГГУ акад. И. М. Губкин.

Осмотрев лабораторий института и познакомившись с целым рядом приборов, сконструированных нашими научными работниками, И. М. Губкин отметил в книге музея:

Значение музея как наглядного выразителя основной установки работ Института И. М. Губкин отметил в книге музея:

В научно-техническом совете института геологии и минералогии

Заседание 5 февраля 1935 г. было посвящено вопросу промышленной классификации известняков Еленовского месторождения (докладчик инж. В. Г. Орловский).

Докладчик сообщил о проделанной работе по классификации и стандартизации известняков Еленовского месторождения (работу произвела бригада: проф. Заварицкий, Орловский, Курбатов, Кеген). Эта классификация была произведена по признаку большего или меньшего окремнения. Окремнение, являясь очень непостоянным в отдельных пластах, имеет вполне определенную закономерность в распределении для стратиграфических горизонтов. Эта закономерность послужила основанием для распределения всей толщи известняков на 6 промышленных зон.

Докладчик делает вывод, что целый ряд промышленных зон является вполне пригодным для механической добычи, и только для некоторых зон возникает необходимость снижения кондиционного лимита.

В общем же известняк Еленовского месторождения является по качеству первоклассным металлургическим флюсом.

Среднее содержание SiO_2 в отдельных зонах:

Наименование зон	1	2	3	4	5	6	7	8	9
SiO_2	4,55	2,02	3,39	0,62	9,29	0,547	3,22	0,96	2,75
Мощность в л.	22	28	32	30	6	37	7	17	24

Содержание фосфора колеблется в тысячных долях процента. К сожалению, ныне разрабатываемые участки не совпадают с отдельными зонами, а, как правило, каждый участок захватывает отдельные пласты зон, вследствие чего известняк получается неравномерного качества. Основная задача добычи — разрабатывать по установленным зонам.

Обсуждение доклада

А. Мамуровский отмечает в связи с докладом необходимость пересмотра намеченного прежде стандарта на известняки, причем правильно было бы пересмотреть его в сторону

«С большим интересом осмотрел музей Геомина. В его построение вложена совершенно правильно идея показать не только само минеральное тело, но и способы его использования и внедрения в промышленность.

Здесь мы видим воочию, какое колоссальное значение имеет сочетание теории и практики, значение научно-исследовательской работы, направленной не только к познанию свойств изучаемого объекта, но и использования этих свойств на пользу социалистического строительства».

уменьшения жесткости предъявляемых требований.

И. Шманенков, указывая на огромную ценность полученного материала по выявлению качества еленовских известняков, отмечает возможность применения известняков с содержанием кремнезема 4% и выше для производства кремнистого чугуна, что даст возможность совершенно уничтожить отбросы на Еленовском месторождении.

И. Лурье выдвигает вопрос о бережном отношении к Еленовскому месторождению, дабы окончательно не истощить его. Например, для мартеновского производства нет необходимости употреблять такой прекрасный по механическим качествам известняк, и здесь бы с успехом возможно было рационально применять известняки Белой Криницы или другие, не подходящие по механической прочности для утверждения в трест Нерудсталь.

Инж. Логейко отмечает ценность полученных результатов исследования для организации правильной эксплуатации Еленовского месторождения.

Проф. Н. М. Федоровский делает следующее заключение, принятое советом.

1. Работу по классификации и стандартизации еленовских известняков в части геологической одобрить и представить отчет для утверждения в трест Нерудсталь.

2. Отметить, что принятый в отчете графический метод качественной характеристики месторождения весьма наглядно показывает, как необходимо вести добычу известняка для получения определенных сортов.

3. На основании представленного отчета металлургической группе разработать план проведения заводских плавок и представить его на утверждение треста Нерудсталь и ГУМП.

4. Отмечая положительные результаты проделанной работы, поставить перед трестом Нерудсталь вопрос о возможности организации подобного исследования для Балаклавского месторождения известняков.

Вопрос о ороках и принципиальном согласовании этих работ выяснить в тресте Нерудсталь.

5. Отметить большую тщательность и добро-

совестность работы, что ярко выразилось в большом проработанном отчете как по самому месторождению, так и по материалам, переданным от других организаций.

Учесть при переработке стандарта известняков Еленовского месторождения материал настоящего доклада.

М. Н. Казанцева

Огланлинское месторождение адсорбирующих глин в Туркмении

Огланлинское месторождение расположено в 34 км к северо-востоку от ст. Ягман Ср.-Аз. ж. д. и в 12 км от Ягманских каменноугольных копей.

Месторождение было открыто инж. В. В. Гертнером в 1922 г., в 1927 г. подверглось предварительной разведке, с 1931 г. трестом «Туркменовостройматериал» было приступлено к эксплуатационно-разведочным работам.

Месторождение приурочено к северному крылу Большой Балханской антиклинали, в строении которой принимают участие отложения от верхнеюрских до палеогеновых.

Выходы глины прослежены на протяжении около 3 км и приурочены, по данным геолога П. М. Васильевского, к палеогену.

Разведочно-эксплуатационными работами была охвачена полоса длиной до 1 км на глубину 5—6 м (канавы), и только один шурф пройден на глубину 24 м.

Было установлено наличие сравнительно однородной толщцы белых и зеленовато-серых глин, жирных наощупь и пластичных во влажном состоянии. Вблизи поверхности, по плоскостям слоистости и трещинам, заметны отложения окислов железа.

Анализ глин, взятых с глубины 5—6 м, за исключением пробы № 5, взятой, повидимому, из поверхностных слоев, показал следующий состав.

Потери при прокаливании	Пробы в %				
	№ 1	№ 2	№ 3	№ 4	№ 5
SiO ₂	2,53	3,83	5,30	2,73	6,44
Fe ₂ O ₃	73,50	75,09	71,72	73,86	72,05
Al ₂ O ₃	2,31	2,02	1,91	2,77	7,82
CaO	13,41	9,87	12,15	13,10	7,99
MgO	1,23	0,98	1,60	1,02	1,60
K ₂ O	2,91	2,30	2,51	3,03	2,19
Na ₂ O	3,11	0,94	—	0,73	—
SO ₃		3,88	—	—	2,42
Итого	99,94	99,47	99,96	99,69	100,87
Влага гигрос.	14,67	15,61	10,86	15,00	9,40

Ориентировочные запасы глин на разведочно-эксплуатационном участке «Туркменовостройматериал» (если принять залегание глин только

на глубину 10 м при уд. весе 2) определяются следующими данными:

$$1000 \times 100 \times 10 \times 2 = 2 \text{ млн. т.}$$

Испытания на отбеливающие способности огланлинских глин производились инж.-химиком В. Л. Литвинчук в Азии на керосине, машинном и дистиллате, мазуте, крекинг-бензине в паровой и жидкой фазах, на трансформаторном масле и вазелине.

Кроме нефтепродуктов, глины испытывались также и на растительных (хлопковом) маслах.

Испытанию подвергались глины как в естественном, так и в активированном виде. Стандартными образцами для сравнения служили: для естественных огланлинских глин — гумбрин, для активированных — асканит (активированный).

Глины Огланлинского месторождения принадлежат к нескольким типам, различающимся по степени своей обесцвечивающей способности. Лучшей из них нужно считать: белую лучшую, обыкновенную и мыльную, и также трепел ю II участка.

При контактной очистке масел в обычных рабочих температурных условиях (200° и выше) глины Огланлинского месторождения проявляют заметно меньшую обесцвечивающую способность по сравнению с гумбрином и с флоридином. В температурном интервале 75—100° глины значительно превосходят по эффективности гумбрин.

Результаты очистки машинного масла лучшими огланлинскими глинами при 75° одинаковы с теми, которые получены с лучшим гумбрином при 225°.

Отсюда огланлинские глины могут быть применены для обработки тех категорий масел, которые обычно подвергаются очистке в вышеуказанных температурных интервалах, например для трансформаторного масла и вазелина, а также и для растительных масел.

Очистка смазочных масел перекляющей обычно производится при умеренно повышенных температурах того же порядка, 70—100°. Поэтому при этом методе очистки огланлинские глины могут найти себе и более широкое применение.

Огланлинские глины довольно хорошо поддаются активированию серной кислотой, причем некоторые из полученных активированных препаратов приближаются к лучшей германской активированной глине «Ferrana A Spezial I», хотя и уступают активированному асканиту.

Возможно применение огланлинских глин и в качестве формовочной глины. По данным опытов, произведенным заводом «Красный ту-

тиловец» на 20 образцах, огланлинская глина по своему качеству превышает требования стандарта на клейкость.

Географическое положение вблизи железной дороги, моря и местных потребителей (Туркменнефть) открывает широкую дорогу для использования этих глин.

Исходя из этого, в 1935 г. предполагается окончание геолого-разведочных работ и продолжение технологического изучения глины в полужаводском масштабе на опытном заводе АЗНИИ в Баку в следующих направлениях: а) перколяция вазелина, керосина и смазочных масел, б) техно-экономическое изучение контастной очистки машинных масел, в) очистка растительных масел и животных жиров и г) испытание глин в мыловаренном производстве.

А. Климовских

Ашхабад. 1934 г.

Литература

А. В. Данов, Об осмотре Огланлинского месторождения мыльных глин в большом Балхане, ноябрь 1932, Ашхабад (рукопись).

А. В. Данов, Об исследовательских геолого-разведочных работах на Огланлинском месторождении глин-адсорбентов в большом Балхане (Туркменской СССР), сентябрь 1933, Ашхабад (рукопись).

Г. Г. Чернорук, Отчет по испытанию отбеливающих земель Туркмении, коллекции геолога Данова (рукопись).

Г. Г. Чернорук, Пояснительная записка к испытанию образцов глин и диатомитов Огланлинского месторождения из коллекции геолога Данова как адсорбентов (рукопись).

В. Л. Литвинчук, Отчет по испытанию отбеливающих земель Огланлинского месторождения Туркмении.

Конференция по брикетированию

По инициативе правления Клуба работников народного хозяйства им. Дзержинского в мае с. г. предполагается созвать в Москве Всесоюзную конференцию по брикетированию для установления связи между различными отраслями народного хозяйства, имеющими нужду в брикетировании своей продукции или отходов. Обмен опытом на конференции даст возможность выбрать правильные пути развития и рационализации методов процесса брикетирования, применяемых в настоящее время различными хозяйственными организациями Союза.

Проработка вопросов, связанных с брикетированием руд черных металлов и неметаллических ископаемых, будет проведена в рудной секции конференции.

В целях всестороннего освещения вопросов брикетирования руд и неметаллических ископаемых рудная секция конференции обратилась с просьбой принять участие в ее работе к Механобру, Научно-исследовательскому институту треста «Руда», к уральским отделениям Механобра и ИМС, тресту «Союзхромит» и другим организациям.

Основными вопросами, которыми займется рудная секция конференции, несомненно, будут брикетирование порошкообразных железных руд (и концентратов) и хромистых концентратов.

Как известно, в районе Кривого Рога имеются очень богатые, но получаемые в порошкообразном виде руды, как, например, «синька» Ленинского рудника, брикетирование которых представляет важную задачу, повидимому, удачно разрешенную способом брикетирования, предложенным инж. Ярхо.

Этот же способ, вероятно, может быть применен и для брикетирования концентратов от обогащения богатых кварцитов Кривого Рога.

Обмен мнений по этому вопросу и выводы конференции, несомненно, будут очень полезными и для многих других железорудных предприятий Союза, например Бакальского, на Урале и др.

Вопрос о брикетировании хромистых концентратов, несмотря на сравнительно небольшие размеры производства этих последних (10—

15 тыс. т в год), имеет промисловое перспективное значение.

Снабжение производства феррохрома хромитовой рудой производится за счет добычи высокопроцентных руд на Урале, месторождений которых, кроме Гологорского, не обладают очень крупными запасами.

Обогащение выработанных хромитовых руд могло бы стать источником для снабжения хромитовой рудой производства феррохрома.

Условиями плавки требуется, однако, чтобы хромит был в кусках, а потому порошкообразные концентраты, несмотря на высокое содержание в них окиси хрома, без окускования для производства феррохрома мало пригодны.

В лаборатории и отчасти полужаводском масштабе задача окускования хромитового концентрата решена работами уральских отделений Института прикладной минералогии и Механобра.

Процесс окускования ведется по способу брикетирования. В качестве связки испытывались портландцемент, цемент Сорреля, жидкое стекло, тек, негашеная известь, смолы и другие вещества.

Опыты Механобра в 1932 г. показали:

1. Прибавляя пек в количестве 10% от концентрата, можно получить брикет при давлении 960 кг/см², содержание SiO_2 в брикете при 50% его в концентрате снижается до 45,5%.

2. Прибавляя цемент Сорреля в количестве 14%, можно получить брикет при давлении 640—960 кг/см²; содержание окиси хрома в брикете при 50% его в концентрате снижается до 44%.

3. Прибавляя негашеную известь в количестве 5,0%, можно получить брикет при давлении 960—1260 кг/см²; содержание окиси хрома получается при негашеной извести.

Сравнивая эти результаты, видим, что наименьшее снижение содержания окиси хрома получается при негашеной извести.

Известь не содержит в себе железа и потому не изменяет соотношения между закисью же-

леза и окисью хрома, которое не должно превышать 1:2,5.

Представляя собой составную часть шихты при выплавке феррохрома (а также и в химическом производстве), известь является полезной примесью. Отсюда следует, что из испытанных видов связок она является наиболее пригодной.

Для получения брикетов, как мы видели выше, требуется применение значительных давлений (от 960 до 1280 кг/см²) и, кроме того, брикеты подвергаются продолжительной сушке (вызревание), для чего нужно выдерживать брикеты в течение 7—14 дней в теплом помещении.

По данным лабораторных опытов уральского отделения ИИМС (И. Института прикладной минералогии), произведенных в 1933 г., брикетирование с негашеной известью дает результаты, показанные в табл. 1.

Таблица 1

Давление в кг/см ²	% негашеной известки	% воды	Врем. сопрот. сжатия в кг/см ²	
			через 7 сут.	через 14 сут.
500	2,6	6,4	34,7	47,9
500	4,0	10,0	33,9	47,9
500	6,0	15,0	29,2	50,9
500	7,5	18,5	39,7	51,6
1 000	2,0	4,0	37,8	49,7
1 000	3,1	7,9	52,6	68,5
1 000	4,6	11,4	46,4	54,8
1 000	6,0	15,0	49,9	60,4
1 000	7,5	18,5	57,2	71,5
1 500	2,6	6,4	63,9	66,0
1 500	4,0	10,0	54,9	84,2
1 500	5,4	13,6	83,8	103,3
1 500	7,0	17,0	66,0	79,5

Из рассмотрения данных этой таблицы следует, что прочность брикета значительно увеличивается с увеличением давления и удлинением срока сушки (вызревания) брикета.

Сушка брикета может производиться при обыкновенной температуре и при повышенной искусственно; результаты искусственной сушки таковы (табл. 2).

Как видим, повышение температуры сушки чрезвычайно сокращает срок вызревания брикета и превышает временное сопротивление

Таблица 2

Температура сушки в °Ц	% связки		Время вызре- ван.	Врем. сопрот. сжатия в кг/см ²
	негашеная известь	вода		
15—18	3,1	7,9	7 сут.	52,6
15—18	3,1	7,9	14 „	68,5
105	3,1	7,9	4 часа	70,4
200	3,1	7,9	4,5 „	94,2

сжатия, но в то же время брикет становится хрупким и при падении с небольшой высоты дает более 20% мелочи.

Вопрос о прочности брикетов, полученных с применением в качестве связки негашеной известки, вообще еще является спорным, так как имеются указания на их недостаточную прочность.

Неясны также закономерности, существующие между количеством связки, давлением и прочностью брикета.

Поэтому считать результаты произведенных опытов окончательными нельзя, и на предстоящей конференции должны быть намечены пути дальнейшего изучения этого вопроса.

В промышленности неметаллических ископаемых имеется еще ряд производств, связанных с брикетированием, как, например, производство искусственных тальково-магнезитовых кирпичей из отходов при добыче и распиловке тальково-магнезитового камня, производство силикатного кирпича из кварцевого песка, получающегося в качестве отходов при отмучивании каолина, и др.

Некоторые из этих производств не поставлены до сих пор только потому, что не найдены достаточно совершенные методы брикетирования.

Разрешение проблемы использования отходов в промышленности неметаллических ископаемых в большой степени зависит от нахождения экономически и технически целесообразных методов брикетирования, а от использования отходов в неметаллической промышленности иногда зависит и судьба основного производства.

Предстоящая конференция должна, если не разрешить, то четко поставить ряд вопросов, от которых зависит развитие промышленности неметаллических ископаемых.

Ф. Д. Бублейников

Ответственный редактор проф. Н. М. Федоровский

Уполномоченный Главлита № В-21579

Тираж 2500 + 165

Число зн. в н. л. 80 тыс.

Зак. 679

Сдано в набор 11/IV 1935 г.

Зак. № 679.

Технический редактор А. П. Ротов

Ст. Ат. Б5 — 176. X 250.

Подписано к печати 20/V 1935 г.

1/18 доля
4 1/2 печатных листа

КО ВСЕМ

АВТОРАМ

Редакция предлагает авторам руководствоваться при представлении ими машинописного материала нижеперечисленными указаниями, причем при несоблюдении таковых редакция вынуждена будет возвращать рукописи обратно.

1. Рукописи должны представляться переписанными на машинке с одной стороны, по возможности на листах стандартного размера бумаги с интервалами между строками. С правой стороны страницы необходимо оставлять небольшие поля. В редакцию должны представляться первые экземпляры с машинки, т. е. лучшие, а не копии.
2. Рукопись надлежит полностью перенумеровать без пропусков и повторений. Всякие исправления и дополнения должны производиться чернилами, четким шрифтом.
3. Все таблицы, математические выводы и сноски должны дублироваться, т. е. представляться в двух экземплярах.
4. Все математические и химические формулы, не могущие быть изображенными пишущей машинкой, должны вставляться в текст от руки обязательно чернилами и весьма четко (каллиграфически). То же относится и ко всем иностранным текстовым обозначениям.
5. Все чертежи и фотографии, иллюстрирующие данную работу, должны прилагаться отдельно, подколотыми на отдельном листе в порядке их нумерации (отнюдь не подклеивать), с указанием на обороте каждого рисунка его номера, фамилии автора и с четко написанным текстом, объясняющим рисунок. В самой же работе необходимо на полях указать места рисунков (рис. 1, рис. 2 и т. д.).

Чертежи должны помещаться только на одной стороне листа.

Все надписи и детали на чертежах должны быть особо четкими, и в тех случаях, когда авторы пользуются готовыми чертежами, детали и надписи, не относящиеся к данной теме, должны быть вычеркнуты.

6. Никакие исправления в тексте карандашом (простым, химическим или цветным) не допускаются.
7. Рукописи (вне зависимости от принятия или непринятия их к печати) не возвращаются. Редакция оставляет за собой право сокращения статей и переработки их.
8. В конце статьи должны быть разборчиво и полностью написаны: фамилия, имя, отчество и подробный домашний адрес автора.

Редакция

**Ко всем работникам
заводов, рудников, карьеров
и научно-исследовательских институтов,
работающих в области нерудного
сырья для металлургии,**

В 1935 г. журнал «Минеральное сырье» регулярно освещает научно-технические и производственные вопросы промышленности нерудных ископаемых в металлургии при активном участии работников треста „Нерудсталь“ и Отдела нерудных ископаемых ГУМП НКТП.

Редакция журнала приглашает вас принять участие в этой работе путем присылки статей, заметок, проектов и других материалов для помещения их в журнале и этим способствовать рациональной организации промышленности нерудных ископаемых на основах достижений современной техники.

Организационно-редакторская группа, ведающая вопросами нерудного сырья, состоит из С. Д. Горбачевского, М. С. Гофштейна, Н. Н. Патрикеева, К. Х. Тагирова и И. В. Шманенкова.

РЕДАКЦИЯ

Продолжается подписка на журналы ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И ГЕОЛОГОРАЗВЕДКЕ на 1935 г.

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Ежемесячный орган Всесоюзных научных инженерно-технических обществ угольной и горнорудной промышленности.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 30 руб., на 6 мес. — 15 руб., на 3 мес. — 7 р. 50 к.

ГЕОДЕЗИСТ

Ежемесячный научно-технический и производственный журнал.

Орган Госуд. межд. геодезического совета.

Подписная цена: на 12 мес. — 18 руб., на 6 мес. — 9 руб., на 3 мес. — 4 р. 50 к.

УГОЛЬ ВОСТОКА

Ежемесячный технико-экономический и производственный журнал треста Кузбассуголь. Издаётся в Новосибирске.

Журнал рассчитан в основном на средний адм.-технический персонал угольного Кузбасса.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 12 руб., на 6 мес. — 6 руб., на 3 мес. — 3 руб.

РАЗВЕДКА НЕДР

Орган Главного геологического, гидрогеологического и геодезического управления НКТП СССР (ГГГГУ).

24 номера в год

Подписная цена: на год — 10 р. 80 к., на 6 мес. — 5 р. 40 к., на 3 мес. — 2 р. 70 к.

ПРОБЛЕМЫ СОВЕТСКОЙ ГЕОЛОГИИ

Орган Главного геологического, гидрогеологического и геодезического управления (ГГГГУ), ЦНИГРИ и НИТО геологов.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 26 р. 40 к., на 6 мес. — 13 р. 20 к., на 3 мес. — 6 р. 60 к.

ТОРФЯНОЕ ДЕЛО

Орган Главторфа и Научно-исследовательского торфяного института.

Журнал является пособием для студентов торфяных вузов и техникумов.

10 номеров в год

Подписная цена: на год — 12 руб., на 6 мес. — 6 руб.

СОВЕТСКАЯ ЗОЛОТО-ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

Орган Главзолото, НКТП.

10 номеров в год

Подписная цена: на год — 18 руб., на 6 мес. — 9 руб., на 3 мес. — 4 р. 50 к.

ТЕХНИКА ГОРНЯКУ

Ежемесячный массовый горно-технич. журнал.

Орган Всесоюзного угольного научно-инженерного общества.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 6 руб., на 6 мес. — 3 руб., на 3 мес. — 1 р. 50 к.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

Орган Института минерального сырья,

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 16 р. 80 к., на 6 мес. — 8 р. 40 к., на 3 мес. — 4 р. 20 к.

ГОРЮЧИЕ СЛАНЦЫ

Орган Союзсланца.

Рассчитан на инженерно-технический персонал предприятий, научных работников, хозяйственников, десятников и мастеров.

6 номеров в год

Подписная цена: на год — 9 руб., на 6 мес. — 4 р. 50 к.

ПО НЕФТЯНОМУ ДЕЛУ

НЕФТЬ

Популярно-технический журнал Главного управления нефтяной промышленности НКТП СССР

Журнал рассчитан на рабочих средней и высшей квалификации, на техников и учащиеся нефтяных техникумов.

20 номеров в год

Подписная цена: на год — 10 руб., на 6 мес. — 5 руб., на 3 мес. — 2 р. 50 к.

НЕФТЯНОЕ ХОЗЯЙСТВО

Ежемесячный орган Главного управления нефтяной промышленности НКТП СССР.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 30 руб., на 6 мес. — 15 руб., на 3 мес. — 7 р. 50 к.

ГРОЗНЕНСКИЙ НЕФТЯНИК

Ежемесячный научн.-технич. журнал, орган Грознефти и Союза нефтяников.

12 номеров в год

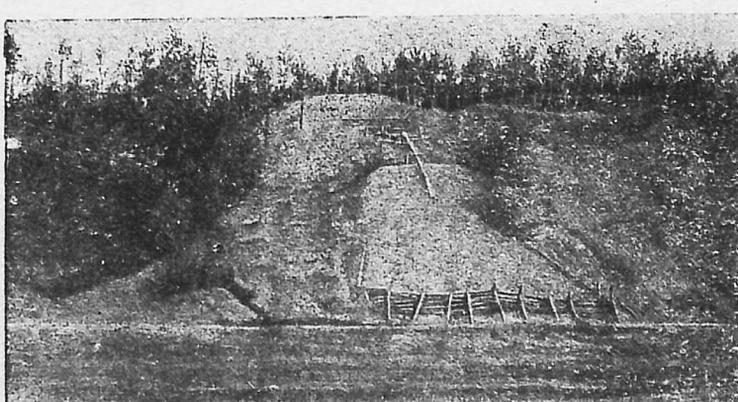
Подписная цена: на год — 20 руб., на 6 мес. — 10 руб., на 3 мес. — 5 руб.

Подписку на журналы и деньги направляйте по адресу: Москва 19, Гоголевский бульвар 27, Главной конторе периодических и подписных изданий ОНТИ „Техпериодика“.

Деньги можно также перечислять на расчетный счет Главной конторы ОНТИ „Техпериодика“ № 3708 в Моск. обл. конторе Госбанка.

Подписка принимается: отделениями, магазинами и уполномоченными ОНТИ, снабженными соответствующими удостоверениями, по квитанционным книжкам со штампом 1935 г. на квитанции (без штампа квитанционные книжки недействительны), а также общественными сборщиками подписки на предприятиях, всеми отделениями и магазинами Когаза, всеми почтовыми отделениями и письмоносцами.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ



ГОС. ОБЪЕДИН. НАУЧНО-ТЕХНИЧ. ИЗД-ВО

№ 5

МОСКВА-ЛЕНИНГРАД

ГОД X

1935

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

О Р Г А Н
ВСЕСОЮЗНОГО ИН-ТА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

№ 5

1935 г.

Год X

И. И. Орешкин

Нагайбакское месторождение пылевидного кварца¹

Нагайбакское месторождение пылевидного кварца находится в Челябинской области в Нагайбакском районе на восток-северо-восток от г. Магнитогорска в 75 км от него и в 45 км к северу от ст. Джабьк Южноуральской железной дороги.

Ближайшие селения: в 0,25 км мордовский переселенческий хутор (участок № 49), в 3 км Ново-Алексеевский (фиг. 2), на водоразделе между реками—на западе Гумбейкой (бассейн р. Урала), на востоке Тогузаком (бассейн р. Тобола).

Окрестности месторождения слабо холмистые, покрытые кое-где островками леса, равнина с признаками перехода в степь.

Вследствие такого характера рельефа обнажения коренных пород в районе месторождения почти не встречаются.

Общие сведения по геологии окружающей местности имеются в работе А. Н. Заварицкого: 1) «Гумбейский золотonosный район», 2) «Тогузакский золотonosный район»². Более детальные—в работе Н. Н. Горностаева «Геологические исследования в Полтавском районе на Южном Урале»³. В обеих работах месторождение пылевидного кварца не упоминается, так как оно было открыто позже.

Открытое в 1930 г. месторождение пылевидного кварца в целом еще не подвергалось геологическому изучению. В 1931 и 1934 гг. геологическим отделом Магнитогорского комбината на месторождении производились поисковые и предварительные раз-

вездочные работы, которыми была охвачена площадь в 4 км².

В настоящее время на месторождении имеется 3 небольших карьера, заложенные Челябинским тракторным заводом в 1933 г., разрабатывающим пылевидный кварц как формовочный материал.

Изучение этих карьеров и глубоких дудок (1934 г.) вокруг карьеров дает ясную картину о характере скоплений пылевидного кварца.

Карьеры расположены в наиболее высокой части местности, где наносы не превышают 1—1,5 м. Приблизительные размеры карьеров: 15×12 м, 14×6 м и 7×6 м; глубина их—7 м.

В карьере белый пылевидный кварц залегает рыхлыми слоистыми массами с хорошо наблюдаемыми условиями залегания. Прежде всего бросается в глаза неоднородность самого материала, которая сказывается в мелкополосчатой окраске рыхлой массы и содержании в ней мелких чистых кремневых прослоек и полужатвердевших кусков из того же материала.

Рыхлый материал состоит из белой мучнистой массы с прослойками до 10 см белосерого, слегка желтоватого цвета. В этих прослойках попадаются куски совершенно чистого белого кремня. Сероватые прослойки составляют в некоторых местах до 25% от всей толщи.

Совершенно белая мучнистая масса также содержит в себе полужатвердевшие куски того же материала и твердые кремневые образования. И те и другие, как показало изучение их в лупу, имеют значительное количество мелких пор. Очень часто внутри кусков полуплотной пористой массы пылевидного кварца имеются участки сплошного окремнения, которые также несколько пори-

¹ Данные геологического обследования месторождения по заданию Института минерального сырья в 1934 г.

² Материалы по общей и прикладной геологии, вып. 16, изд. Геологического комитета, 1926 г.

³ Труды Всесоюзного геологоразведочного объединения НКТП СССР, вып. 270, 1933 г.

сты. Судя по форме окремнения, оно представляет явление вторичного порядка (окремнение рыхлой массы пылевидного кварца).

Полузатвердевшие куски пылевидного кварца местами несут яркие следы рассланцованности, распадаясь иногда на мелкие тонкие плитки: вместе с окремненными участками они составляют приблизительно 30—40% от всей вскрытой толщи. Во всех трех карьерах материал выглядит совершенно чистым, хотя и несколько неоднородным, только в виде исключения встречается незначительное загрязнение его, повидному окислом железа, придающим ему розовую окраску.

Изучение бортов карьеров, сопровождавшееся их расчистками, показало, что скопления пылевидного кварца имеют ясно выраженную тонкослоистую текстуру, состоящую в некоторых местах из белых и желтоватых полосок толщиной до 2 мм, причем наблюдается типичная параллельная изогнутость полосок.

Предварительное изучение под микроскопом наиболее белой массы пылевидного кварца из карьера установило следующее:

Материал целиком состоит из очень мелких зернышек кварца; только изредка среди массы кварцевых зернышек встречаются такие же мелкие единичные обломочки с признаками волокнистого строения, представляющие остатки микроорганизмов. Величина зерен измеряется несколькими тысячными долями миллиметра и менее; более крупные—до 0,01 мм.

Химические анализы наиболее чистого материала (табл. 1):

Анализ центр. анал. лаборатории Института прикладной минералогии (сообщен А. И. Ивановым).

Принадлежность материала кварцу подтверждается также и рентгеновскими снимками.

Материал, согласно этим данным, следует назвать «пылевидным кварцем» вместо существующего (пока еще непризнанного) «пылевидный кремнезем», которое менее рационально.

Отмеченная слоистая текстура скоплений мелкообломочного материала типична для от-

ложений на дне водоемов. Таким образом в тонкослоистой текстуре скоплений мы имеем указание на осадочное происхождение месторождения.

В трех рядом расположенных карьерах простираание и падение слоистых масс не совпадают. Менее значительное несоответствие элементов залегания слоев наблюдается в одном и том же карьере, где, судя по изгибам кремнистых прослоев, мы имеем мелкие плитчатые нарушения. В одном месте наблюдалась поперечная трещина, круто пересекающая соли, с признаками смещения.

Элементы залегания слоистых масс в карьерах:

1)	Простираание	170°	∠	16°	(СВ)
2)	»	207°	∠	41°	(ЮВ)
3)	»	167°	∠	22°	(СВ)
4)	»	80°	∠	61°	(СЗ)
5)	»	75°	∠	65°	(СЗ)
6)	»	207°	∠	26°	(ЮВ)

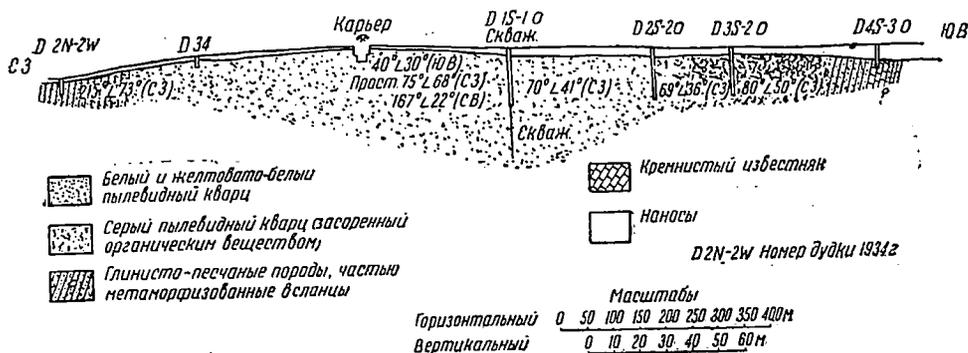
Следовательно, в карьерах простираание меняется от почти широтного с падением на северо-запад до почти меридиального с падением на юго-восток, что свидетельствует о сильной дислоцированности слоистых масс.

Разведочные дудки вокруг карьера отстоят на 200 м друг от друга. Они вскрыли распространение пылевидного кварца на площади до 4 км². Осмотр дудок подтвердил выводы, сделанные при описании карьеров, о неоднородности материала. Так, в некоторых дудках кроме совершенно белого встречается желтый (охристый) материал, в других белосерый и редко розоватый и зеленоватый (в сыром виде) от различных примесей к кварцу.

Сероватый материал очень часто имеет сланцеватую текстуру, разрушающуюся при сжатии между пальцами. Обычно в одной и той же дудке на протяжении нескольких метров прослеживаются слои нескольких окрасок: желтой, сероватой и чистой белой. Сланцеватость должна быть отнесена к явлениям вторичного порядка, как следствия тектонического сжатия слоев. Интенсивная в отдельных листах серая окраска пылевидного кварца объясняется присутствием в нем ор-

Таблица 1

№	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	Потери при прокаливан.	H ₂ O	Сумма
1	95,26%	3,27%	Не обнар.	0,79%	Следы	Нет	1,03%	—	100,35%
2	92,81%	5,35%	0,06	0,17%	0,22	0,08	1,62%	0,17	100,48%



Фиг. 1. Нагайбакское месторождение пылевидного кварца. Разрез вкрест полосы

ганческих примесей, так как она исчезает при прокаливании.

В состав рыхлого материала, кроме кварца, входит, повидимому, ряд других минералов, а именно: полевой шпат, серицит, окислы железа и др.; это подтверждается тем, что в некоторых (менее чистых) рыхлых массах SiO₂ составляет всего 80—85%, а остальные 15—20% приходятся на Al₂O₃, Fe₂O₃, CaO, MgO и др., вследствие чего материал до некоторой степени является глинистым.

В многочисленных дудках элементы залегания слоев также непостоянны. Все же можно подметить преобладающее простирание и падение, именно из 14 наблюдений преобладающими элементами залегания слоев оказались следующие:

Простирание 110° ∠ 25° (СВ)—75° ∠ 50° (СЗ)

Описанный рыхлый материал сплошь занимает обширную площадь шириной более 1 км и длиной в широтном направлении более 2 км. Только в крайней части этой полосы в одном месте наблюдалось согласно переслаивание его с бурым, в значительной части состоящим из пылевидного кварца, сланцем, из чего можно заключить о залегании пылевидного кварца среди толщи сланцев.

В северной и южной частях полоса пылевидного кварца граничит с одними и теми же рыхлыми породами, часто имеющими сланцевую текстуру и состоящими также в значительной степени из пылевидного кварца, засоренного глинистым веществом. У юго-восточной ее границы был обнаружен кремнистый известняк (фиг. 1). В направлении длины полосы на протяжении 2 км не было обнаружено никаких следов ее скорого выклинивания.

Почти полное отсутствие обнажений в районе месторождения затрудняет выяснение его геологических условий залегания. Судя

по общему облику вскрытой части месторождения и находкам в окрестностях месторождения щебенки глинисто-кремнистого сланца (так, щебенка бурого глинисто-кремнистого сланца, повидимому образовавшегося из засоренного того же кварцевого материала, была найдена в 1—1,5 км к югу от месторождения), следует предполагать здесь наличие мощной песчано-глинистой толщи, частично метаморфизованной в глинисто-кремнистые сланцы, среди которой пылевидный кварц залегает слоистыми массами, как часть этой толщи.

Широкое распространение сланцев в районе месторождения констатируется также П. Н. Балавинским (схематическая геологическая карта).

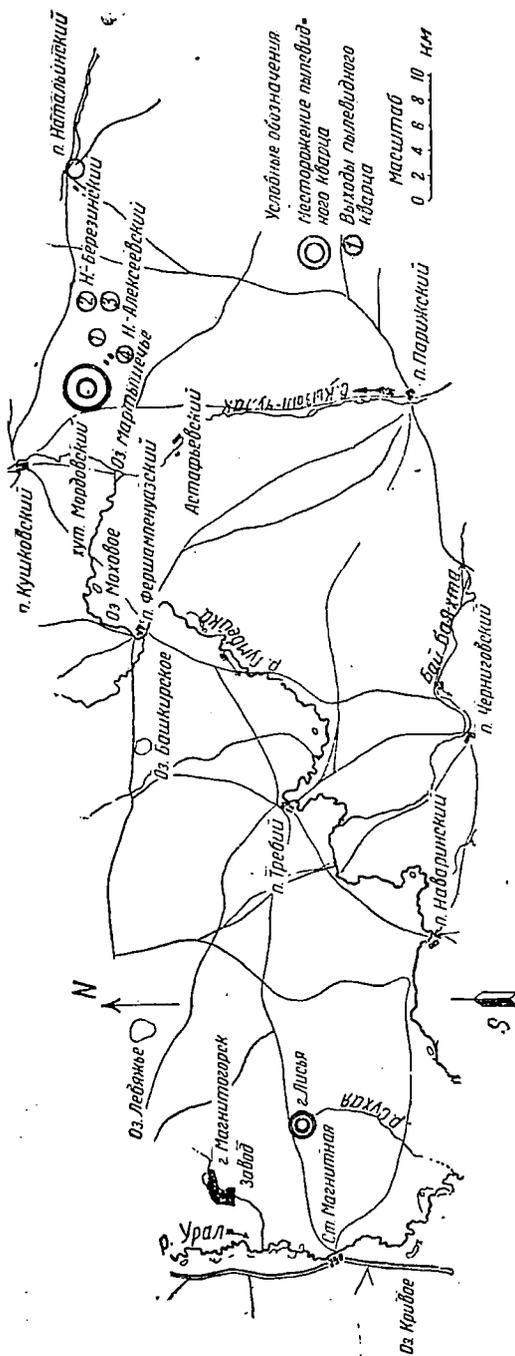
К северу от месторождения неподалеку от него развита зеленокаменная толща эффузивных пород, а к югу—толща известняков каменноугольного возраста.

За полосой известняков южнее, около Астафьевского поселка, развита песчано-глинистая толща, относимая к нижнему карбону (с месторождением угля).

Здесь же находится довольно крупное месторождение вторичного каолина, обогащенного мельчайшими зернами кварца.

Толща, содержащая месторождение пылевидного кварца, отделяется от этой песчано-глинистой толщи полосой известняка, который стратиграфически находится над песчано-глинистой толщей (по Н. Н. Горностаеву). Повидимому, скопления пылевидного кварца вместе с вмещающими в значительной степени метаморфизованными породами принадлежат той же толще песчано-глинистых образований нижнего карбона, широко развитой в этом районе.

Еще далее к югу имеются выходы гранита так называемого джабык-карагайского массива.



Фиг. 2. Выкопировка из 10-верстной карты окрестностей г. Магнитогорска (лист № 14)

Осмотр ближайших окрестностей к востоку и юго-востоку от разведанной площади дал возможность предполагать наличие здесь огромных, но, повидимому, неоднородных по чистоте материала скоплений пылевидного кварца. Это подтверждается многими находками кротовых норок с выбросами земли, засоренной белой массой пылевидного кварца, и произведенными мною поисковыми разведочными работами.

Совершенно белый пылевидный кварц, залегающий на глубине 1 м от поверхности, был мной обнаружен в направлении азим. 35° (приблизительно) в 2 км от Н.-Алексеевского хутора (точка № 1). Затем такого же характера материал, как на разведанном участке, был обнаружен к северо-востоку от Н.-Алексеевского хутора приблизительно в 5 км от него, в 200 м к югу от Н.-Березинского хутора, где имеется яма глубиной до 5 м (точка № 2) целиком в пылевидном кварце.

Затем сероватый такой же материал был обнаружен на глубине 1 м в 1,5 км к югу от Н.-Березинского хутора (точка № 3).

Эти 3 пункта находятся между разведанным участком месторождения (у мордовского поселка) и пос. Натальинским (фиг. 1), около которого, по сообщению сотрудников геологического отдела, также обнаружены скопления пылевидного кварца.

Сероватая масса пылевидного кварца была далее обнаружена мной, совместно с осматривавшим месторождение К. И. Висконтом, на такой же глубине в 1—1,5 км от Н.-Алексеевского хутора в направлении азим. 150° (приблизительно).

Приведенные сведения дают возможность предполагать наличие огромных запасов пылевидного кварца в Н.-Алексеевско-Натальинском районе.

Однако необходимо отметить, что наиболее ценная без железа чистая масса пылевидного кварца представляет только относительно небольшую часть среди сероватой и охристой его масс.

Нет нужды говорить о необходимости всестороннего изучения Нагайбакского месторождения; размеры его говорят сами за себя. Прежде всего очень важное значение будет иметь решение вопросов геологии и генезиса месторождения. Затем не менее важное значение будет иметь постановка лабораторных исследований по применению этого материала в различных отраслях промышленности, что уже частично делается Институтом минерального сырья.

Уже сейчас известна пригодность наиболее чистой массы этого материала для фор-

Геологической партией Магнитогорского комбината, возглавлявшейся инж. В. Н. Ивановым, на предварительно разведанной площади в 4 км² были обнаружены запасы пылевидного кварца до глубины 20 м в 70 млн. т (категория В); в эту цифру вошли чистые и несколько засоренные массы. Уже эти данные говорят о крупных размерах месторождения.

мовки тонких деталей (металлургия), как сырье для производства стекла и фарфора, как абразивный материал (металлообрабатывающая промышленность), как наполнитель для граммафонных пластинок и бумаги, как добавка к кислотоупорной замазке, как строительный материал—выделка облицовочных плиток.

Нагайбакское месторождение является единственным в районе г. Магнитогорска.

Наличие белого пылевидного кварца также было обнаружено⁴ на Лисьей горе, приблизительно в 5 км от г. Магнитной, в направлении асим. 14°, где он был случайно обнаружен дудками в результате разведки на щебень. Здесь пылевидный кварц залегает среди серовато-белых кремнистых сланцев.

Уже теперь возможно сделать некоторые выводы о генезисе Нагайбакского месторождения. Во время моего пребывания на месторождении местные работники высказывали предположения об образовании пылевидного «кремнезема» из известняков в результате выщелачивания известняков, содержащих SiO_2 .

⁴ Геологическим отделом Магнитогорского комбината.

Действительно, процессы окремнения известняков имели значительное распространение в этом районе. Но наблюдения в окрестностях месторождения не обнаруживают никаких следов переходов от известняков к скоплениям пылевидного кварца. Залегаящие рядом у Астафьевского поселка известняки не имеют ясно выраженных следов окремнения и представляют хорошо сохранившуюся породу. С другой стороны, скопления пылевидного кварца совершенно лишены примесей карбонатных частиц. Затем с такой точкой зрения на происхождение месторождения не согласуются очень большие размеры накопления пылевидного кварца, если считать, что он составлял сравнительно незначительную примесь к известнякам в виде рассеянной массы.

Согласное залегание среди метаморфизованной песчано-глинистой толщи, мелкослоистая текстура скоплений и структура самого материала указывают на образование месторождения пылевидного кварца из обломочного материала, который накапливался на дне Нижнекарбонového моря⁵.

⁵ Литература по геологии района приводится в отмеченной выше работе Н. Н. Горностаева.

Инж. Г. А. Браун

Разведка месторождений флюсового и огнеупорного сырья для металлургии Юга СССР

1. Предпосылки

При стихийном развитии металлургии капиталистической России тыл ее—примитивные кустарные карьеры флюсов и огнеупоров—был в загоне, месторождения не изучены, а все это вместе взятое приводило часто к необходимости ввоза нерудного сырья из-за границы.

Колоссальный рост и техническое перевооружение металлургии за годы первой пятилетки вызвали необходимость перестройки и добывающей промышленности по флюсам и огнеупорам.

Однако даже к 1931 г. мы стояли перед почти полной неизученностью нужного для металлургии нерудного сырья Юга СССР. Наши знания ограничивались знакомством с общей геологией районов или, в лучшем случае, имелись результаты беглых обследований отдельных месторождений.

2. Задачи разведки

Геологоразведочные работы с 1931 г. направлялись исходя из необходимости удовлетворения следующих требований:

1. Намечаемой коренной реконструкции промышленности по добыче флюсов и огнеупоров.

2. Обеспечения возможности концентрации добычи в ограниченном числе пунктов для эффективного применения всех достижений техники в области механизации добычи и переработки флюсового сырья.

3. Выявления второстепенных местных сырьевых баз для организации на них резервных и вспомогательных предприятий на случай затруднений в транспортировке флюса основных карьеров.

4. Удовлетворения все возрастающих требований к химическому составу и особенно к физическим свойствам сырья.

5. Выявления потенциальных возможностей отдельных месторождений и районов для обоснования выбора наиболее рентабельных участков по всем горнотехническим и экономическим показателям.

6. Обеспечения 20-летней потребности во флюсах достаточно разведанными и опробованными запасами.

3. Затраты на разведки

Неизученность месторождений лимитировала реконструкцию нерудной промышленно-

сти. Поэтому внимание разведкам и затраты на них росли из года в год (табл. 1).

Из таблицы видно, что разведочные работы особенно увеличились в 1933 г., т. е. с момента организации треста «Нерудсталь». Основное внимание было уделено известнякам и доломитам, так как глины и кварциты в значительной мере добывались трестом «Огнеупоры».

4. Результаты разведок

Разведочными работами выявлены огромные запасы известняков (табл. 2).

Таблица 1

Затраты на разведки флюсового и огнеупорного сырья по тресту «Нерудсталь»

Полезное ископаемое	Затраты по годам (в тыс. руб.)				
	1931 г.	1932 г.	1933 г.	1934 г.	Всего за 4 года
1. Известняки флюсовые	180	440	1 830	1 610	4 060
2. Доломиты	50	340	820	210	1 420
3. Кварциты диносовые	—	140	60	440	640
4. Глины огнеупорные	—	100	80	370	550
Итого	230	1 020	2 790	2 630	6 670

Таблица 2

Запасы металлургических известняков по данным 1932—1933 гг. и предварительным 1934 г.

Район и месторождение	Запасы в млн. т			
	А	В	С	Всего
I. Основные флюсовые базы				
1. Еленовское ¹	123	92	18	233
2. Ново-Троицкое	—	15	16	31
3. Каракубское	108	104	40	252
4. Балаклавское	30	26	30	86
5. Караньское	153	169	186	508
Итого	414	406	290	1 110
II. Второстепенные флюсовые базы				
1. Центральный Донбасс	1	5	—	6
2. Восточный Донбасс	3	—	21	24
3. Б. Криница	1	9	—	10
4. Галагановка	17	7	3	27
Итого	22	21	24	67
Всего	436	427	314	1 177

¹ Северный участок и Мандрыкинский (включая доломитизированные известняки).

Таблица 3

Разведанные запасы доломитов (по разведкам 1932—1934 гг.)

Район и месторождение	Запасы в млн. т			
	А	В	С	Всего
1. Никитовский район				
а) Большая и Малая Голмы	18,2	3,6	—	21,8
б) Кодемо II и Михайловская	2,7	2,3	1,4	6,4
2. Ямской район				
а) Дальнесеребрянский участок	12,7	1,7	3,1	17,5
3. Н.-Троицко-Еленовский район				
а) I доломитный участок	4,3	2,3	—	6,6
б) II » »	—	0,6	—	0,6
в) Мандрыкинский »	—	—	19,7	19,7
Итого	37,9	10,5	24,2	72,6

Выявлены достаточные запасы доломитов (табл. 3).

Трестом «Нерудсталь» разрабатываются только некоторые месторождения огнеупорных глин, так как значительное количество карьеров находится в ведении других организаций. Поэтому разведкой охвачены только эти месторождения. Но и по этим месторождениям запасы огромны (табл. 4).

Много сделано в части разведок диасовых кварцитов. Но незначительные по сравнению с 20-летней потребностью запасы и неудовлетворительные зачастую условия залегания кварцита в месторождениях заставляют нас оценивать успехи наши в этой области как еще недостаточные.

Но и при этом разведано за период с 1930 г. более 14 промышленных месторождений с запасами около 20 млн. т (табл. 5).

Для освещения вопроса о достаточности разведанных запасов приводим таблицы

20-летней потребности металлургии Юга СССР в флюсах и огнеупорах (табл. 6). В этой же таблице мы указываем количество разведанных и квалифицированных по промышленным категориям (т. е. по $A_2 + B$) запасов.

Таблица 4

Запасы огнеупорной глины

Месторождение	Запасы в млн. т			
	А	В	С	Всего
Часовярское	—	—	—	181,4
Пятихатское	2,4	1,6	2,9	6,9
Кировское (Одесской обл.)	0,8	0,4	0,2	1,4
Желановское	4,7	0,2	0,2	5,1

Таблица 5

Разведанные запасы диасовых кварцитов

Месторождения	Запасы в млн. т			
	A_2	В	C_1	Всего
Зачатьевское, Антоновское, Анновское, Успенское, Роевское, Старо-Михайловское, Лозовское, Ясиноватское (Авдеевское), Очеретинское, Новоселовское, Розовское, Добропольское, Максимилацковское, Пантелеймоновское	5,9	9,4	4,5	19,8

20-летняя потребность металлургии Юга СССР в огнеупорных и флюсовых материалах (в млн. т)

	Потребность по годам (в годовом продукте)*					Необходимо добыть за 20 лет**	Разведанные промышленные запасы А ₂ + Б
	1933—1937	1938—1942	1943—1947	1948—1958	За 20 лет		
1. Известняки флюсовые	33,8	59,8	46,3	152,1	342,0	450,0	863,0
2. Долмиты	3,5	6,1	9,7	15,3	34,6	45,0	48,4
3. Кварциты дианасовые	2,2	3,7	5,9	9,6	21,4	27,7	15,3
4. Глины огнеупорные	4,9	8,9	14,8	23,1	51,8	67,4	более 60,0***

* При 10% ежегодном приросте.

** С учетом потерь при добыче в размере 30%.

*** Запасы еще не подсчитаны.

5. Размещение добывающих предприятий в результате разведок

В результате разведочных работ создалась возможность выделения основных и второстепенных сырьевых баз.

По известнякам основными базами являются месторождения: Еленское (с. Нговетронцк), Каракубское и Балаклавское. На этих трех месторождениях можно организовать крупные и рентабельные горнодобывающие предприятия, способные целиком покрывать потребность металлургии Юга в течение многих лет. Для облегчения транспортировки целесообразно продолжать разработку Жирновского и Краснощековского месторождений.

Разведками установлена неперспективность (по запасам и условиям залегания) месторождений центральной части Донбасса и непригодность (по условиям залегания и физическим свойствам) известняков Приднепровья.

По доломитам подтверждена промышленная ценность издавна разрабатывавшихся месторождений Никитовского и Ямского районов. Но установлена необходимость перехода на подземную разработку, ввиду доработки в ближайшие 2—3 года участков, годных для открытых работ.

Не решен в полной мере вопрос о промышленном значении Н.-Троицкого месторождения. Несмотря на довольно отрицательные результаты разведок собственно н.-троицких участков, есть надежда на выявление более рентабельных участков в Н.-Троицком районе (Мандрыкинский участок).

По дианасовым кварцитам результаты могут быть нами оценены менее оптимистически, так как выявленные месторождения по качеству сырья, а особенно по горнотехниче-

ским предпосылкам оставляют желать лучшего.

Изменчивость качества на небольших пространствах месторождения, значительная мощность покрывающих пород по сравнению с мощностью полезного ископаемого и незначительные запасы отдельных месторождений при большом удалении их от железных дорог делают большинство из разведанных месторождений полупромышленными (малорентабельными).

С целью выхода из создающегося положения были предприняты поисковые работы в новых районах. Из таких работ заслуживает внимание разведка Тарасовского района (Азово-Черноморский край). Там обнаружены запасы кварцитов в 10—12 млн. т, из которых по промышленным категориям около 4 млн. т. Но еще окончательно не установлены рецептуры изготовления доброкачественного дианаса из тарасовских кварцитов.

По огнеупорным глинам разведки на основном (Часовярском) месторождении не завершены. Однако промышленная ценность этого месторождения вне сомнений. За отчетный период выявлено совершенно новое месторождение высокоглиноземистых глини (Кировское) и близко расположенное от днепровской группы металлургических заводов—Пятихатское месторождение.

6. Основные задачи

Подводя итоги, можно вполне обоснованно заявить, что за последние четыре года проделана разведочная работа на флюсовое и огнеупорное сырье Юга СССР, равной которой ни по размаху ни по эффекту в этой промышленной отрасли не было.

В результате разведок выявлена солидная сырьевая база доброкачественных флюсовых известняков, доломитов и огнеупорных глин, а также удовлетворяющая на ближайшие годы кварцитная база.

Дальнейшие разведочные и сопутствующие им научно-исследовательские работы по известнякам, доломитам и огнеупорным глинам должны быть направлены к уточнению отдельных вопросов, связанных с разработкой (доделки по гидрогеологии, промышленная разведка отдельных участков, опробование при эксплуатации и т. п.), к более глубокому изучению условий образования полезных ископаемых (законы доломитизации и окремне-

ния и т. п.), к изучению возможностей внедрения в производство новых видов сырья (получение искусственных смесей доломитов, при которых возможно использовать в настоящее время на торговые сорта, получение концентратов глинозема из неторговых глин (балыков) и т. п.), к изысканию месторождений, еще более приближенных к потребителям.

По кварцитам необходимы широкие поисково-разведочные работы, тесно связанные с научно-исследовательской работой по внедрению в динасовое производство новых видов сырья и новых технологических процессов его приготовления.

В. В. Богданович

Боевское месторождение графита на Урале

(Из работ Уральского отделения ИПМ)

Боевское месторождение графита расположено в Багарякском районе Челябинской области, в 35 км к юго-западу от ст. Синарской (магистраль Свердловск—Шадринск), на правом берегу р. Боевки, близ впадения ее в р. Багаряк. К северу от Боевского месторождения, в 1,5 км, расположено Фадинское месторождение графитизированного антрацита (фиг. 1). Весь район, окружающий месторождение, представляет слегка всхолмленную поверхность, разделенную речками Боевкой и Багаряком. Наиболее крутые возвышенности расположены в устьи р. Боевки, в области контакта каменноугольных пород с кристаллическими и метаморфическими сланцами, где заметно обособляются г. Серебряная и г. Графитовая, на которой и расположен графитовый рудник.

Месторождение открыто в 60-х годах прошлого столетия и периодически разрабатывалось небольшими штольнями и шахтами рядом старательских артелей и государственных объединений. В настоящее время рудник разрабатывается трестом «Союзграфиткорунд».

За время существования рудника с 1875 г. по 1932 г. (I и II кварталы) добыто 9 996,3 т графита, который шел на металлургические и машиностроительные заводы Урала, Украины и ряд московских заводов.

Геологическое окружение. Комплекс пород, слагающих окружающий Боевское месторождение графита район, представлен, главным образом, метаморфическими образованиями наряду с массивно-кристаллическими поро-

дами, представленными здесь гранитами и их аплитовидными разностями (фиг. 2). Геологическое строение рисуется в следующем виде:

Граниты и их аплитовидные разности тянутся мощной полосой в ССЗ направлении вдоль западной границы распространения метаморфических пород. Часто сопровождаются жильным кварцем, иногда вольфрамоносным.

Кристаллические сланцы представлены, главным образом, гнейсами—роговообманковыми, роговообманково-биотитовыми, биотитовыми, хлоритовыми, а также и кварцитами. Встречаются они по правому берегу р. Боевки, а также по левому берегу р. Багаряк, где значительные толщи амфиболитов и рогово-

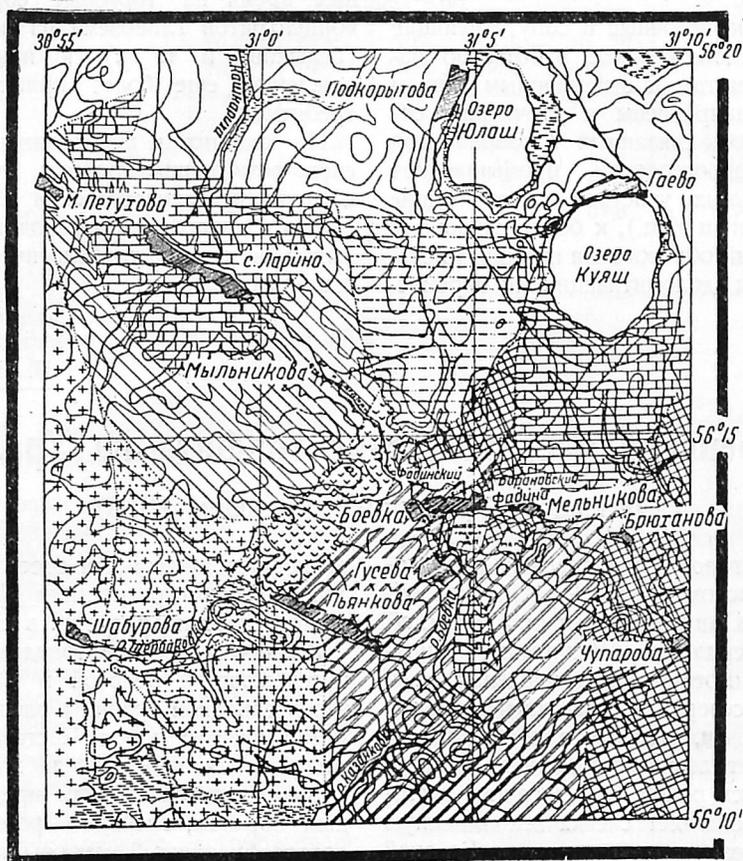


Фиг. 1. Местоположение Боевского месторождения графита

ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ КАРТА ОКРЕСТНОСТЕЙ БОЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

СОСТАВЛЕНА ФИНАКОВИНЫМ В 1917 г.

МАСШТАБ 4 ВЕРСТЫ В ДЮЙМЕ



УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ

<p> биотитовый гранит.</p> <p> зеленые сланцы.</p> <p> нижне-амфиболитовые породы.</p> <p> кристаллические сланцы и диориты.</p>	<p> "горный" и мраморовидный известняк.</p> <p> железистые сланцы.</p> <p> известково-гранатовые сланцы.</p> <p> биотитовый.</p>
--	--

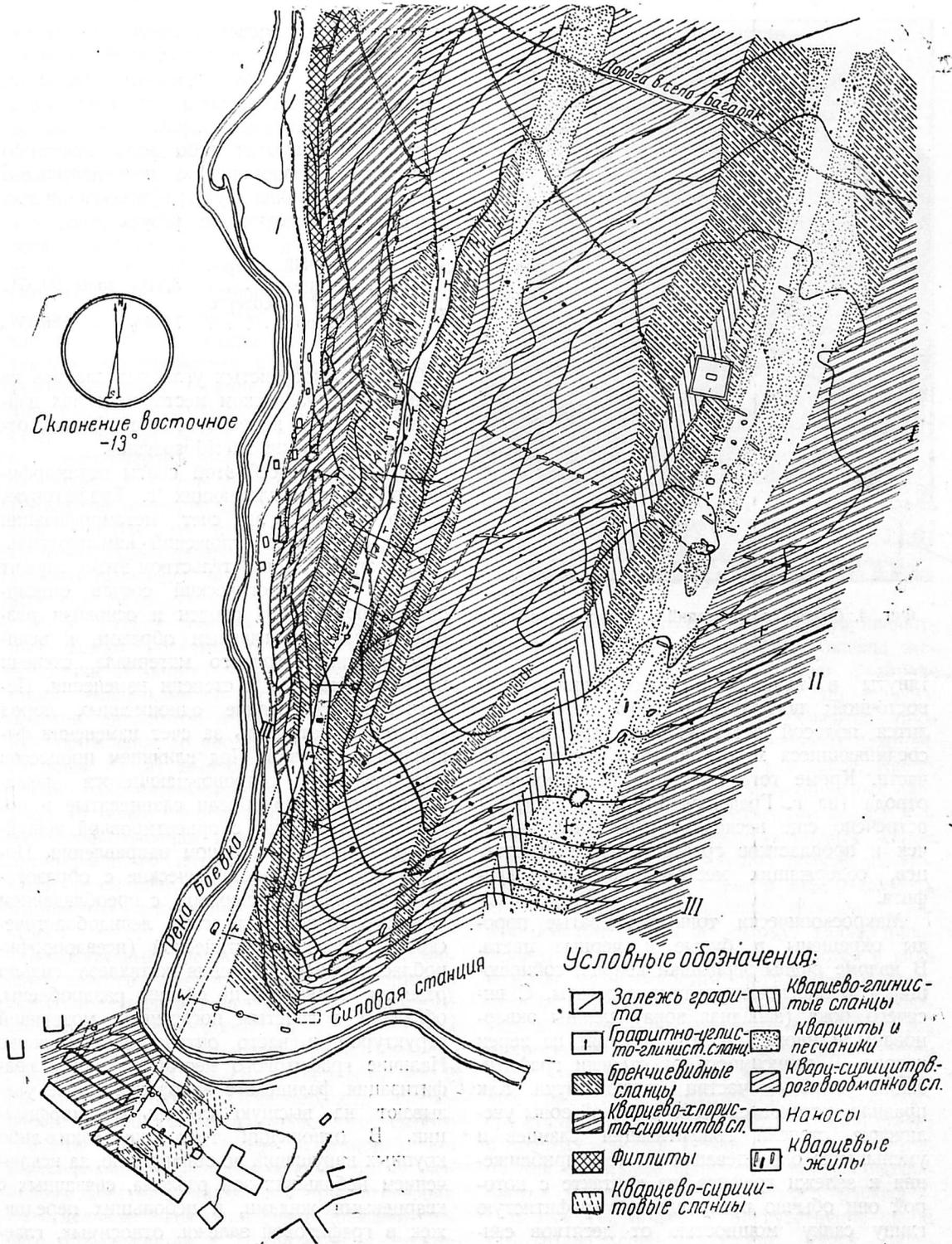
Фиг. 2

обманковых сланцев слагают г. Серебряную; в этих же толщах залегает целая серия кварцевых вольфрамоносных жил. Простираение сланцев СВ 20—40°; падение на В 20—40°.

Зеленокаменные сланцы представлены, главным образом, хлоритовыми разностями. Вся эта серия пород располагается на восток от массивно-кристаллических, частью прикрывая эти последние.

Метаморфические осадочные породы распространены в районе Фадинского и Боевского рудников и по р. Багаряку. К породам этой

группы относятся мраморовидные известняки, известково-гранатовые, углистые, графитистые, глинистые, брекчиевидные сланцы, филлиты и песчаники. Боевское графитовое месторождение и Фадинское антрацитовое приурочены к породам осадочно-метаморфической толщи восточного склона Урала, относимой акад. Карпинским к угленосной свите верхнего отдела нижнекаменноугольной системы S_1^h . Угленосная свита, в пределах участка г. Графитовой, подвергавшегося разведке, представлена сланцами кварцево-хлоритово-



Фиг. 3. Геологическая карта Боевского месторождения графита (сост. В. В. Богданович)

серицитовыми, кварцево-серицитово-роговообманковыми, брекчиевидными, кварцево-глинистыми, графитно-углисто-глинистыми, кварцево-серицитовыми, филлитами, кварцитами и

песчаниками. Общее простирание свиты ССВ 15—30°, падение В 42—73° (фиг. 3).

Графитно-углисто-глинистые сланцы, вмещающие промышленную залежь графита, вы-



Фиг. 4. Отпечатка растений в углистом сланце

тянуты в виде двух полос—западной и восточной; последняя в свою очередь делится полосой песчаников на две полосы, соединяющиеся между собой в южной своей части. Кроме того, на площади рудничного отвода (на г. Графитовой и в д. Гусевой) встречено еще несколько небольших линзочек и пропластков графитно-углистых сланцев, содержащих местами прожилки графита.

Макроскопически тонкосланцеватые породы окрашены в бурые и черные цвета. В изломе видны зернышки кварца, собирающиеся в плоско-линзоватые агрегаты. С всякого бока (западная зона) сланцы окварцованы и иногда на 50% состоят из зерен кварца. В зависимости от степени графитизации углистых частиц марают руки. Как правило, установлено для западной зоны увеличение степени графитизации сланцев и уменьшение окварцевания по мере приближения к залежи графита, на контакте с которой они обычно превращены в графитистую глину салку мощностью от десятков сантиметров до нескольких метров. Сланцы часто пересекаются в различных направлениях жилами кварца мощностью до нескольких сантиметров, содержащих шестоватые выделения пиррофиллита. Встречена резкая вкрапленность пирита. Под микроскопом имеем по-

роду с ясно сланцеватой текстурой, состоящую из скоплений глинистых графитно-углистых частиц, чешуек серицита, хлорита, отдельных остроугольных зерен кварца и водных окислов железа. Графитно-углистые частицы располагаются либо полосками либо в тесном прорастании с перечисленными минералами. Анализ двух графитно-глинистых сланцев дал следующие результаты.

Д. No 41 обр. 468 со.ерж.			
графит. углерода	3,51%	золы	90,55%
Ш. No 71 обр. 559 содерж.			
графит. углерода	7,90%	»	86,55%

Среди тонкослоистых углистых сланцев на Боевском и Фадинском месторождениях найдены отпечатки каменноугольной флоры, относимой к группе Pteridospermas.

Образование всей этой свиты метаморфических пород, слагающих г. Графитовую, нужно отнести за счет метаморфизации песчано-глинистых отложений каменноугольного возраста. Доказательством этому служит то, что минералогический состав описанных пород весьма сходен с основной разницей относится, главным образом, к величине частиц исходного материала, степени их классификации и степени изменения. Полосчатое чередование одноименных пород можно рассматривать за счет изменения фациальных условий. Под влиянием процессов метаморфизма, сопровождающегося давлением, породы приобрели сланцеватые и полосчатые текстуры, с ориентировкой чешуйчатых минералов в одном направлении. Породы все полнокристаллические с образованием вторичных минералов, с преобладанием структур гранобластической, лепидобластической и порфиробластической (псевдопорфиробластической). Явления катаклаза сильно развиты. Зерна кварца обычно раздроблены, обладают волнистым погасанием, мозанчной структурой и часто оптически аномальны. Наличие графитового месторождения и графитизация фадинского антрацита также указывают на высшую степень метаморфизации. В отношении тектоники каких-либо крупных нарушений не обнаружено, за исключением небольших зон разлома, связанных с кварцевыми жилами, и небольших передвижек в графитовой залежи, относимых, главным образом, к верхам последней.

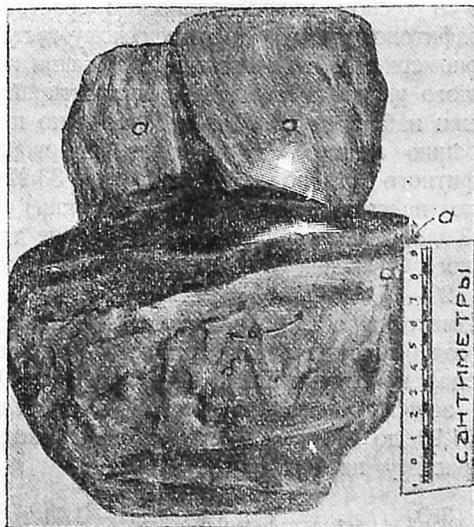
Месторождение графита. Промышленная залежь боевского графита залегает в западной зоне графитоносных сланцев и детально прослежена разведочными выработками по простиранию на 810 м от дудки № 42 до

дудки № 20 (д. Гусева) и по падению до глубины 80 м (фиг. 5, см. обложку).

Графит залегаёт в виде линзообразно-пластообразной залежи, местами имеющей разрывы, непостоянной мощности по простиранию и падению, замещаясь сланцами и иногда переслаиваясь с ними. Средняя мощность залежи 1—2 м, доходящая в разрывах до 10 м. Падение и простирание залежи согласно с вмещающими сланцами. Угол падения изменяется в пределах 47—66° на В. По простиранию западная залежь графита делится на три участка: а) северный, считая к северу от шахты № 7, где залежь заметно выклинивается по падению и простиранию, имея, видимо, ряд разрывов (по линии шурфов № 31—40) и пережимов, особенно в верхних зонах, до глубины 20—25 м; б) центральный, в пределах шахты № 7 и шурфа № 7, где мы имеем наиболее выдержанное простирание и мощность; в) южный участок, от шурфа № 7 до скв. № 9—9а. Здесь залежь по падению довольно хорошо выражена, но резко обрывается между скв. № 6 и 9.

У д. Гусева имеется отдельная небольшая залежь графита. В Фадинском месторождении антрацита графит залегаёт небольшими линзочками и пропластками среди пластов антрацита и вмещающих сланцев. Месторождение до уровня грунтовых вод (до глубины 25 м) выработано и в настоящее время разрабатывается рядом капитальных шахт из более глубоких горизонтов. Восточная графитоносная полоса не представляет промышленного интереса, так как пройденными здесь разведочными выработками промышленных скоплений графита не встречено.

Вещественный состав. Графит промышленного качества представляет собою плотную скрытокристаллическую массу землистого сложения, стальносерого до черного цвета с серебристым и металлическим блеском. Удельный вес 1,71—2,57. Твёрдость до 2 по шкале Мооса. Огнеупорность грубоотсортированного и измельченного сырого графита 1630°—1690° (по Юрганову). По классификации графитов, основанной на различном действии окислителей при нагревании на отдельные виды последнего, боевский графит приближается к графититам. Боевский графит обычно представлен в виде желвакообразных тонко рассланцованных пластин от 2 до 15 см в поперечнике, обладающих блестящими поверхностями (зеркала скольжения), являющихся, повидимому, результатом сдавливания графитовой залежи, сказав-



Фиг. 6. а — Псевдоморфоза кварца по асбесту. б — Кварцевая жила в графите. в — Лучисто-шестоватые кристаллы пирофиллита

шимся в придании ему своеобразной пloidности.

Постоянными спутниками графита являются: кварц, тальк, пирофиллит, окислы железа, глинистые продукты, асбест и характерные псевдоморфозы кварца по асбесту (фиг. 6). Кроме того, встречаются пропластки графитно-углисто-глинистых сланцев, легко отсортировывающихся в забое. Кварц встречается либо в виде линзообразных скоплений среди графита размерами до 0,5 м в поперечнике, либо в виде кварцевых жилок мощностью 2—5 см, идущих по сланцеватости. Асбест встречен также в виде отдельных прожилков и линзообразных скоплений, давая псевдоморфозы по кварцу. Тальк, пирофиллит и окислы железа встречаются в виде налетов по плоскостям скольжения и сланцеватости либо в виде прожилков и шестоватых выделений по трещинам в кварце. Под микроскопом в отраженном и проходящем свете графит состоит на 60—70% из основной графитовой скрытокристаллической массы, стальносерого цвета (в отраженном свете) с твердостью до 1, среди которой встречаются отдельные чешуйки и спутанноволокнистые агрегаты кристаллического графита.

В качестве примесей присутствуют: кварц (10—20%), серицит, хлорит, тальк, пирофиллит (суммарно до 5—10%), окислы железа (лимонит, гематит до 10%) и глинистые материалы. Перечисленные минералы располагаются в основной графитовой массе отдельными зернами и чешуйками и послонно, чередуясь с графитовыми полосками, нахо-

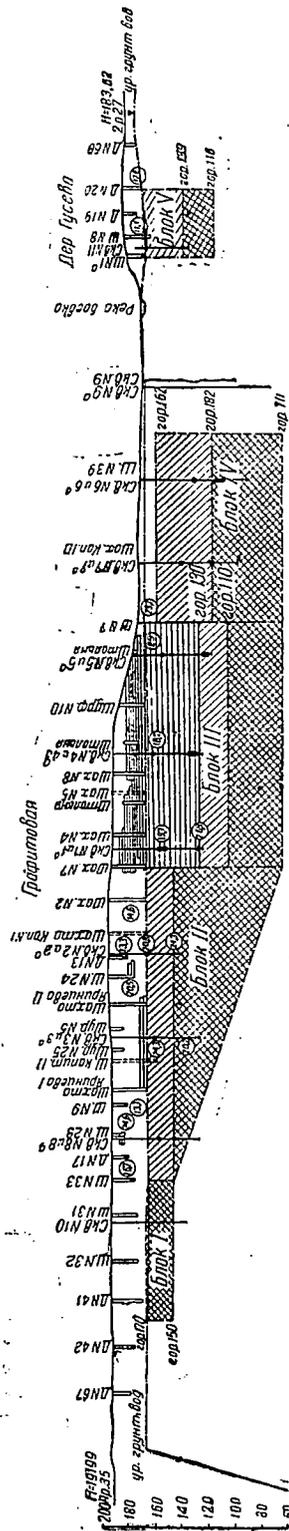
дась в тесном микроскопическом срastании с графитовой массой. По химическому составу закономерности в изменении содержания графитного углерода по падению и простиранию залежи наблюдаются. Пробы, взятые по простиранию месторождения, дают содержание графитного углерода от 11,10 до 33,22% и по падению (из буровых скважин) от 11,98 до 26,83%. Среднее содержание графитного углерода в Боевском месторождении 20—25%.

Изменения в химическом составе зависят от содержания грубых примесей (сланцев, кварца) и содержания золы в графите. Общая зольность графита имеется в пределах от 61,90 до 81,50%. В состав золы входят по расчету на графит (в%):

SiO ₂	32,08—41,76
Al ₂ O ₃	21,05—29,78
Fe ₂ O ₃	0,97— 8,14
P ₂ O ₅	0,00— 0,00
Cr ₂ O ₃	0,02— 0,03
TiO ₂	0,15— 0,80
Mn ₂ O ₄	сл. — 0,03
CaO	0,38— 1,61
MgO	сл. — 0,47
H ₂ O гигр. (105°)	0,57— 0,96

Содержание серы в графите не превышает 1,48% и CO₂—1,10%. Содержание грубых примесей колеблется от 4,10 до 28,85% (по Юрганову). Как правило, с глубиной уменьшается содержание грубых примесей. С увеличением мощности залежи возрастает процентное содержание углерода.

Генезис. Боевский графит есть продукт метаморфизации каменного угля. Под влиянием протекавших здесь процессов метаморфизма вмещающие месторождение каменноугольные осадки превратились в различного рода сланцы, а находившийся в них углерод, первоначально в виде угля, превратился в скрытокристаллический графит. Интенсификацию последних, безусловно, нужно увязать с позднейшей интрузией гранитного массива (относимой к верхам карбона и началу пермского периода), расположенного на запад от Боевского графитового месторождения и давшего, в виде боковых дериватов, серию аплитовых даек и вольфрамоносных кварцевых жил. Наличие к северу от Боевского месторождения, в 1,5 км, Фадинского месторождения графитизированного антрацита, частично перешедшего в графит, по химическому составу и физическим свойствам тождественного Боевскому, также говорит в защиту высказанного положения. Непостоянство мощности, выклинивание в ряде участков, замещение залежи графита сланцами, пластинообразная



Фиг. 7. Боевское месторождение графита. Вертикальная проекция на плоскость простирания с разбивкой руд по категориям

форма кусков графита при наличии отшлифованных поверхностей и своеобразной плоччатости являются результатом динамических процессов, сильнее сказывающихся на более

пластичной графитовой (угольной) массе, чем на окружающих породах. Последнее положение является характерным для угольных и графитовых месторождений всего восточного склона Урала. Небольшое содержание летучих в боевском графите и фадинском антраците указывает на то, что температура являлась одним из важных факторов метаморфизма, принимая во внимание, что одним из основных условий образования графита является полное удаление летучих веществ угля, что достигается при высоких температурах.

Запасы. По подсчету на 1 июля 1932 г. запасы боевского графита по категориям составляют:

$$\begin{aligned} A_2 &= 48\ 960\ \text{т} \\ B &= 78\ 998\ \text{»} \\ C &= 66\ 712\ \text{»} \end{aligned}$$

В основу подсчета легли разведочные данные 1931 и 1932 гг. и эксплуатационные материалы прежних и настоящих лет. Для удобства подсчета и наглядности месторождение разбито по простиранию на 5 рудных блоков, в которых выделены запасы руд по категориям согласно номенклатуре Союзразведки (фиг. 7). Средняя мощность для каждого блока вычислялась на основании замеров по разведочным шурфам, буровым скважинам и эксплуатационным выработкам. Удельный вес графита в блоке определялся взвешиванием определенного объема добытой горной массы и в среднем принят равным 2. Размеры блоков определены графически.

Обогащение боевского графита. Вопросом обогащения боевского графита, с целью получения высокосортных концентратов, занимался целый ряд организаций. Из проведенных работ по обогащению последнего можно перечислить: работу проф. Ортина (Свердловск) 1925 г., работу проф. Юрганова (Ленинград) 1927 г., работу Ленинградского Механобра и Уральского Механобра 1931 г. Все вышеуказанные попытки обогащения боевского графита не дали положительных результатов и доказали, что применение стандартного метода чистой флотации при обогащении боевской руды не дает положительных результатов, благодаря, главным образом, слишком тесному срастанию аморфного графита с нерудными минералами. В своем естественном состоянии он употребляется в размолотом виде в качестве припыла и литейных чернил в металлургии, не требуя для этого дополнительного обогащения, за исключением грубой ручной сортировки в забое.

Заключение

В заключение можно сделать следующие выводы:

1. Боевское месторождение графита является в настоящее время единственным разведанным и эксплуатируемым промышленным месторождением на Урале.

2. Месторождение приурочено к породам осадочно-метаморфической толщи каменноугольной формации.

3. Разведками установлено, что из известных на площади рудника двух графитоносных зон—восточной и западной—только последняя содержит промышленную залежь графита, прослеженную по простиранию на 810 м и на глубину на 80 м.

4. Разведку залежи графита по простиранию на север нужно считать законченной. Дальнейшие разведочные работы нужно вести по простиранию на юг и на глубину по падению залежи с целью перевода запасов из низших категорий в высшие, а также по пути поисков новых месторождений в пределах породы каменноугольной формации.

5. Установленные в результате разведочных работ запасы графита по категориям $A_2 = 48\ 960$; $B = 78\ 998$; $C = 66\ 712$ т позволили руднику из кустарного предприятия превратиться в крупную производственную единицу.

6. По качеству боевский графит относится к низкосортным скрытокристаллическим со средним содержанием графитного угля—20—25%.

7. Генетически боевский графит является продуктом метаморфизации каменного угля.

8. Многочисленными опытами доказано, что боевский графит не обогащается обычными методами, благодаря слишком тесному срастанию с путой породой.

9. В своем естественном состоянии боевский графит удачно применяется в качестве припыла и литейных чернил в металлургии, для чего требует только сушки и размола.

Литература

Ф. И. Кандыкин, Отчет по разведке Боевских вольфрамовых рудников, «Г. Ж.», т. IV, 1917.
Ф. И. Кандыкин, Ископаемые угли нижнекаменноугольных отложений восточного склона Урала, «Уральский техник» № 9, 1909.

А. П. Карпинский, Геологические исследования и каменноугольные разведки на восточном склоне Урала, «Г. Ж.», т. I, 1880.

В. В. Богданович, Промышленные отчеты по разведке боевского графита за 1931 и 1932 гг. (рукопись).

Юрганов, Отчет по обогащению боевских графитов (рукопись) 1927. Обогащение графитов СССР, Механобр, Сборник материалов по испытанию обогатимости, 1932. Отчет Уралмеханобра по обогащению боевских графитов (рукопись), 1932.

В. С. Веселовский и И. А. Селяев

Аккумуляция ионов из разбавленных растворов пермутитоидами

При поглощении некоторыми неорганическими телами ионов из очень разбавленных растворов может происходить аккумуляция рассеянного вещества в поверхностных слоях сорбента. Этот процесс имеет широкое распространение в земной коре, и ему часто бывает обременено образование скоплений рассеянных элементов. Им же могут вызываться глубокие изменения при метаморфизации горных пород.

Сорбция ионов может быть более или менее обратимой, в том смысле, что поглощенный ион может быть вытеснен другим ионом одинакового знака. Сорбция такого рода называется пермутитоидной. Она имеет промышленное применение при смягчении жестких технических вод путем пропускания их через пермутиты, глауконит и т. д., которые поглощают ионы кальция и магния. Регенерация насыщенного этими ионами сорбента производится обработкой его концентрированным раствором хлористого натрия. При этом натрий количественно замещает двухвалентные ионы, и сорбент может быть вновь употреблен в дело.

Нам представляется интересным изучить другое возможное промышленное применение обратимой сорбции ионов, а именно аккумуляция ионов ценных элементов из разбавленных природных и промышленных растворов. Уже при концентрациях ниже 0,01% извлечение растворенных веществ химическими методами весьма затруднительно. Наши же предварительные опыты показали, что извлечение катионов пермутитоидами из растворов, имеющих концентрацию порядка миллионных долей процента, в некоторых условиях технически вполне возможно.

Схематически процесс идет следующим образом. Обрабатываемый раствор пропускается через слой подходящего пермутитоида. При этом ионы из раствора обмениваются местами с ионами одинакового заряда на поверхности сорбента. После насыщения сорбента поглощенные ионы могут быть вновь переведены в раствор обменной сорбцией с концентрированным раствором подходящего электролита. Полученный регенеративный раствор может иметь концентрацию в тысячи раз большую, чем исходный, и уже может подвергаться химической обработке.

Этим способом можно было бы, например, извлекать бром, иод и золото из морской воды, радиоактивные элементы из радиоактивных источников, медь, никель и кобальт из промышленных сточных и рудничных вод. Выяснение этих возможностей и послужило предметом настоящего предварительного исследования. В нем изучена обратимая сорбция двухвалентных катионов каолином, силикагелем и вермикулитом.

Для суждения о технической ценности описанного метода прежде всего необходимо было выяснить следующее:

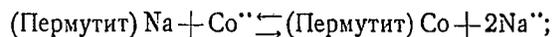
- 1) емкость сорбентов при очень малых концентрациях поглощаемых ионов;
- 2) степень обратимости сорбции;
- 3) конкуренцию ионов в смесях;
- 4) факторы, влияющие на емкость сорбента по отношению к различным ионам.

Многочисленные теоретико-экспериментальные исследования сорбции ионов дают обширный теоретический материал для предварительных соображений в применении к поставленной нами технической задаче.

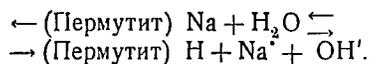
Из рассмотрения этих работ следует, что сорбция ионов во многих случаях может быть достаточно обратимой, чтобы обеспечить возможность их регенерации, хотя сорбционная емкость в общем очень невелика.

Обменная сорбция ионов имеет механизм двух типов:

- 1) простой обмен иона сорбента на ион из раствора:



- 2) гидролитическая сорбция, т. е. обмен, в котором принимает участие вода:



В действительности оба типа наблюдаются почти всегда одновременно и для кислотных пермутитоидов рН раствора обычно возрастает. Это в свою очередь благоприятствует сорбции ионов тяжелых металлов, которые с повышением рН поглощаются сильнее. Искусственное повышение рН смещает равновесие влево, т. е. ведет к вытеснению из сорбента сильно сорбируемого H^{+} , ослабляя

его конкуренцию. В этом отношении значительный интерес представляет введение аммиака в растворы ионов, способных образовывать аммиачные комплексы (1).

Формы изотерм обратимой сорбции ионов приближается к гиперболе. Так как технически желательно работать с сорбентами по возможности большой емкости, то нами были измерены изотермы сорбции двухвалентных катионов для некоторых типичных пермутитоидов. При выборе поглотителей мы руководствовались преимущественно работами В. П. Астафьева, изучавшего в нашем институте пермутитоиды для умягчения технических вод (2). Результаты наших наиболее типичных опытов сведены в табл. 1 и представлены графически на фигуре.

Для измерения сорбции навеска поглотителя (5 или 10 г) взбалтывалась 5 час. со 100 см³ растворов хлоридов меди, кальция или никеля. Полученная суспензия отстаивалась 19 час. После этого отбирался определенный объем раствора и в нем определялась конечная концентрация иона:

1) медь определялась титрованием гипосульфитом,

2) никель—весовым путем после осаждения диметил-глиоксимом,

3) кальций—обратным титрованием соляной кислотой фильтрата, от осаждения кальция титрованием раствором соды.

Вычисление сорбционной емкости производилось по формуле:

$$E = \frac{(C_0 - C) \cdot 1000 \cdot V}{a \cdot 100} \text{ миллиэквивалентов,}$$

где C_0 —начальная концентрация в эквивалентах,

C —равновесная концентрация в эквивалентах,

a —навеска сорбента,

V —объем раствора, из которого происходило поглощение.

Из фигуры видно, что емкость сорбентов довольно значительна даже при очень малых концентрациях сорбируемых ионов. Особенно емким оказался вермикулит. Опыты повышения емкости путем обработки пермутитоидов насыщенным раствором хлористого натрия не дали благоприятных результатов.

Следует отметить, что селективность сорбции для изучавшихся сорбентов очень невелика и, повидимому, обусловлена гидролизом.

Далее нами были поставлены прямые опыты поглощения ионов меди из очень раз-

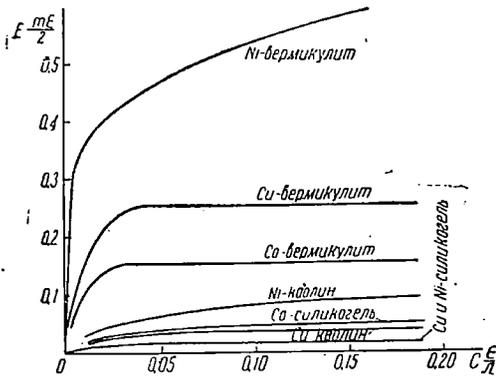
Таблица 1

Сорбция двухвалентных ионов при разных концентрациях

	C_0	C	E
Cu ⁺⁺ еленинским каолином ($a = 10 \text{ г}$)	0,2003	0,1969	0,034
	0,1002	0,0969	0,033
	0,0499	0,0468	0,031
	0,0250	0,0219	0,031
	0,0097	0,0074	0,023
	0,0047	0,0027	0,020
Cu ⁺⁺ силикагелем ($a = 10 \text{ г}$)	Та же	0,1990	0,013
		0,0989	0,013
		0,0484	0,015
		0,0235	0,015
Cu ⁺⁺ вермикулитом ($a = 5 \text{ г}$)	Та же	0,1871	0,264
		0,0879	0,246
		0,0371	0,256
		0,0153	0,193
		0,0046	0,105
Ca ⁺⁺ силикагелем ($a = 10 \text{ г}$)	0,1965	0,1941	0,050
	0,0990	0,0984	0,135
	0,0498	0,0488	0,020
	0,0249	0,0233	0,031
	0,0098	0,0091	0,014
	0,0048	0,0042	0,010
Ca ⁺⁺ вермикулитом ($a = 10 \text{ г}$)	Та же	0,1840	0,126
		0,0840	0,150
		0,0342	0,156
		0,0119	0,130
		0,0067	0,032
Ni ⁺⁺ еленинским каолином ($a = 10 \text{ г}$)	0,1920	0,1871	0,098
	0,0984	0,0926	0,071
	0,0479	0,0456	0,046
	0,0241	0,0219	0,044
	0,0034	0,0080	0,027
	0,0048	0,0037	0,021
Ni ⁺⁺ силикагелем ($a = 5 \text{ г}$)	Та же	0,1914	0,011
		0,0955	0,013
		0,0171	0,016
		0,0233	0,014
		0,0089	0,011
Ni ⁺⁺ вермикулитом ($a = 5 \text{ г}$)	Та же	0,1625	0,590
		0,0712	0,544
		0,0260	0,420
		0,0071	0,339
		0,0019	0,151
	0,0000	0,096	

бавленных растворов и регенерации при помощи насыщенного раствора хлористого натрия. Результаты опытов сведены в табл. 2.

Из нее видно, что фактически концентрирование происходит; для исходного рас-



Изотермы сорбции двухвалентных катионов $E = f(c)$

твора $0,00001 E$ концентрация меди в регенеративном растворе возрастает в 7 000 раз. Нет сомнения, что и при больших разбавлениях получится аналогичный результат. Однако проведение опытов в лабораторных условиях довольно затруднительно и требует много времени; уже для исходного раствора $0,00001 E$ его пришлось взять 25 л на 1 г сорбента.

Большое техническое значение имеет вопрос о конкуренции ионов в смесях, так как нельзя ожидать, что обрабатываемые растворы будут содержать ионы только одного металла.

Для случаев неселективной сорбции при

значительной концентрации конкурирующего иона условия весьма неблагоприятны. Действительна для смеси двух ионов в этом случае изотерма сорбции (3):

$$E = E_1 + E_2 = a(C_1 + C_2)^{\frac{1}{2}}$$

и отношения

$$\frac{C_1}{C_2} \approx \frac{E_1}{E_2} \approx \frac{C_1'}{C_2'}$$

где C_1' и C_2' — концентрации ионов в регенеративном растворе. А так как при значительной концентрации (более $0,01 E$) конкурирующего иона (C_1) концентрирование практически не происходит, то метод в этих условиях делается неприменимым.

Поставленные нами опыты подтвердили эти теоретические соображения. Из табл. 3 видно, что хотя медь сорбируется несколько больше, чем кальций, она труднее регенерируется. Поэтому в регенеративном растворе отношение кальция к меди больше, чем в исходном, хотя и незначительно. Следовательно, для осуществления аккумуляции ионов в подобных случаях необходимо изыскивать условия, вызывающие селективность сорбции того иона, который желательно сконцентрировать. В этом направлении и были проведены описываемые ниже опыты.

В целом изучение селективности сорбции представляет сложную задачу, которая, вслед-

Концентрирование меди при помощи вермикулита

Таблица 2

Навеска сорбента (г)	Концентрация исходного раствора в эквивалентах на л	Объем исходного раствора в л	Концентрация регенерированного раствора в эквивалентах на л	Объем регенеративного раствора в л
10	0,001	2,5	0,02	0,03
100	0,001	15	0,044	—
10	0,0001	9	0,059	—
1	0,00001	25	0,094	—
			0,070	—

Таблица 3

Сорбция смеси Cu^{++} и Ca^{++} вермикулитом. Концентрация Ca^{++} $C_0 = 0,0978 E$

$\frac{C_0}{\text{Cu}^{++}}$	$\frac{(\text{Ca})_0}{(\text{Cu})_0}$	C		$\frac{(\text{Ca})}{(\text{Cu})}$	C		$\frac{(\text{Ca})'}{(\text{Cu})'}$
		Cu^{++}	Ca^{++}		Cu^{++}	Ca^{++}	
0,0993	0,985	0,0856	0,0988	1,155	—	—	—
0,0100	9,78	0,0062	0,0998	16,2	0,0104	0,1169	11,25
0,00095	102,9	—	—	—	0,0008	0,1349	169

ствие химической специфичности из факторов, должна изучаться для отдельных конкретных технических случаев и не может входить в настоящее предварительное исследование. Однако желательным было бы уже теперь наметить общие пути исследований в этом направлении.

Как видно из фиг. изучавшиеся нами кислотные пермутитонды обладают лишь очень небольшой селективностью сорбции, а именно: они поглощают никель больше, чем медь, и медь больше, чем кальций. Однако разница в 1,5—2 раза не дает значительных технических преимуществ. Она, видимо, обусловлена гидролитической сорбцией.

Наиболее общими факторами, вызывающими селективность сорбции ионов тяжелых металлов, являются повышение pH и введение комплексобразователей.

Поэтому было желательным поставить ориентировочные опыты и в этом направлении. Для примера мы выбрали сорбцию ионов меди в присутствии аммиака. Результаты опытов сведены в табл. 4. В ней даны изотермы сорбции из 100 см³ растворов хлорной меди различной концентрации, к которым прибавлялся 25% раствор аммиака (4, 2 и 1 см³).

Таблица 4

Сорбция ионов меди в присутствии аммиака

	C_0	V	C	E
Каолином ($a = 10$ г)	0,1926	104	0,1765	0,167
	0,0982	102	0,0876	0,108
	0,0494	101	—	—
	0,0248	101	0,0161	0,089
	0,0096	101	0,0039	0,058
	0,0047	101	0,0009	0,039
Силикагелем ($a = 10$ г)	Та же	Тот же	0,0540	1,442
			0,0104	0,896
			0,0014	0,484
			0,0000	0,250
			0,0000	0,097
			0,0000	0,047
Вермикулитом ($a = 5$ г)	Та же	Тот же	0,1623	0,630
			0,0661	0,656
			0,0194	0,603
			0,0015	0,471
			0,0000	0,194
			0,0000	0,095

Из таблицы видно, что сорбция при этом возрастает в 2 до 100 раз. Это представляет

несомненный технический интерес. Однако в данном случае повышение сорбции связано с необратимостью ее, что вызовет некоторые осложнения при регенерации. Это наглядно видно из следующего опыта.

Через 10 г вермикулита пропущено 2 л раствора 0,05E хлорной меди, к которому было прибавлено 80 см³ 25% раствора аммиака, так что начальная концентрация ионов меди равнялась 0,0476E. Затем вермикулит регенерировался насыщением раствором хлористого натрия.

1. При регенерации 25 см³ раствора хлористого натрия концентрация ионов меди в регенеративном растворе равнялась 0,0261E.

2. К 25 см³ раствора хлористого натрия было добавлено 5 см³ 25% раствора аммиака: концентрация ионов меди в регенеративном растворе оказалась равной 0,0361E.

3. К 25 см³ раствора хлористого натрия было прибавлено 1,5 г хлористого аммония и 5 см³ воды. Это дало еще некоторое увеличение концентрации ионов меди в регенеративном растворе—0,0382E.

ИТОГИ И ВЫВОДЫ

1. Изучалась возможность применения пермутитондов для улавливания ионов из очень разбавленных растворов.

2. Оказалось, что концентрация очень разбавленных растворов, порядка миллионных долей процента, для двухвалентных катионов может быть повышена в тысячи раз.

3. Ориентировочно определены границы возможной применимости метода.

Институт минерального сырья.
Физико-химическая лаборатория, 1934 г.

Литература

1. M. Goloso & L. S. Levy, Влияние аммиака на адсорбцию солей меди и никеля «Compt. rendus», Paris, 189, 175—177, 1929; L. S. Levy, О предполагаемой роли аммиачных комплексных солей при адсорбции солей меди и никеля гидроксидом железа, там же, стр. 426—428.

2. В. П. Астафьев, Технология пермутитового водоумягчения. Горнонефтеиздат, 1933; его же, Пермутитовый способ водоумягчения. «ЖХП» № 2, 50—53, 1934 и отчеты в библиотеке института ИМС.

3. L. S. Levy, Адсорбция в бинарных смесях растворов двухвалентного железа, никеля и меди на двуокиси марганца, «Compt. rendus», Paris, 186, 1643, 1928 и Coll. — Zts. 48, 103, 1929.

Д. М. Толстой

Прямой метод оценки относительной пластичности глин и каолинов

Вопросы исследования пластично-вязких свойств глин и каолинов, помимо проблемы изучения механизма пластичности, заключают в себе две независимых задачи:

1. Изучение **пластичного потока** суспензий, представляющее практический интерес для многих отраслей промышленности, в первую очередь каолиновой, а также весьма тесно связанное с исследованием природы и механизма пластичности.

2. Разработка метода прямой количественной объективной оценки пластичности сырья и продукции каолиновых заводов.

Различие этих двух задач следует хотя бы из того, что в первом случае мы имеем дело с исследованием механических свойств суспензий определенной концентрации, в то время как вторая задача требует общей характеристики пластичности данного сорта глины или каолина, рассматриваемого в целом. Если при осуществлении первой задачи мы, в первом приближении, имеем дело с определенными физическими постоянными (вязкостью и предельным напряжением сдвига), методика определения которых весьма подробно разработана (1—9), то во втором случае приходится оперировать с величиной, не получившей еще общепризнанного количественного определения.

Необходимость разработки прямого метода определения пластичности глин и каолинов назрела уже давно. Приходится, однако, признать, что до сих пор не было предложено ни одного метода, данные которого можно было бы принять за непосредственную характеристику пластичности. Все многочисленные существующие методы (10) измерения «пластичности» страдают тем недостатком, что в их основу не положена точная формулировка понятия «пластичность», и потому, отсутствует прямая связь между величинами, определяемыми этими методами, и истинной пластичностью. Это обстоятельство, естественно, сказывается при сопоставлении результатов разных методов, которые не обнаруживают никакого параллелизма. Сводная таблица, приведенная для данных всех известных методов в труде инж. Морачевского (10), ярко характеризует это обстоятельство. Поскольку ни один из существующих методов не может быть назван

прямым, неизвестно, которому из них можно отдать предпочтение, и, таким образом, следует признать, что надежного способа сравнения пластичности глин до сих пор не существовало. Вредность такого положения для керамической и целого ряда других видов промышленности совершенно очевидна.

Описываемый ниже метод определения сравнительной пластичности глин может быть назван единственным пока **прямым методом**, так как он является единственным методом, основанным на измерении именно тех величин, которые определяют пластичность в ее следующей общепринятой формулировке: «Пластичность есть способность тела сохранять свою форму под действием усилий, не превышающих некоторого предела, и непрерывно деформироваться без разрушения под действием постоянного усилия, превышающего этот предел».

Таким образом пластичность тела определяется двумя факторами:

1) при прочих равных условиях тело тем пластичнее, чем лучше оно сохраняет свою форму, т. е. чем больше усилие, способное заставить его непрерывно деформироваться, и

2) при прочих равных условиях тело тем пластичнее, чем больше максимальная величина относительной деформации, не сопровождающейся разрушением (нарушением сплошности).

Возникает вопрос: какой же вид напряжения будет характеризовать первый фактор? Естественно, что, поскольку речь идет о сохранении формы, то следует рассматривать именно предельное напряжение сдвига, так как упругость формы в первую очередь связана со сдвигом. Итак, один из факторов, определяющих пластичность в общепринятом смысле, есть предельное напряжение сдвига, т. е. минимальная тангенциальная сила на единицу площади, вызывающая непрерывно увеличивающуюся при постоянном усилии деформацию сдвига, иначе говоря—предел текучести при деформации сдвига.

Переходим ко второму фактору—деформационной способности, т. е. величине максимальной относительной деформации, не сопровождающейся разрушением. Выбор вида деформации и формы образца определяется двумя соображениями: 1) выбранный вид де-

формации должен соответствовать тому типу деформаций, который глиняная паста чаще всего претерпевает при формовке, и 2) следует выбрать такую форму образца, при которой наиболее точно измерятся величина деформации и наиболее точно наблюдается момент начала разрушения. Этим двум требованиям отвечают деформация одностороннего сжатия и шарообразная форма образца, так как при формовке паста главным образом претерпевает одностороннее сжатие, а величина относительной деформации сжатия точнее всего устанавливается на шарообразном образце, ибо в этом случае момент соприкосновения давящей площадки с образцом определяется наиболее точно. Момент начала разрушения наблюдается при сдавливании шара весьма точно по появлению первых трещинок, которые всегда образуются в области экватора. Таким образом деформационную способность глины целесообразнее всего измерять по сжатию шаров.

Рассмотрим теперь вопрос о том, каким образом по упомянутым двум величинам (пределу текучести и деформационной способности) определяется относительная пластичность данного сорта глины. Это определение основано на следующем бесспорном соображении:

Если при одинаковом предельном напряжении сдвига (т. е. при одинаковой способности сохранять форму) две глины (или каолина) имеют различные деформационные способности, то глина (или каолин) тем пластичнее, чем выше ее деформационная способность, т. е. относительная пластичность глины непосредственно определяется ее деформационной способностью при концентрации, соответствующей постоянному, заранее выбранному предельному напряжению сдвига.

В этом определении, а также в конструкции и типе описываемых ниже приборов заключается принципиальное отличие рассматриваемого метода от метода П. А. Земятченского (10), который оценивает пластичность произведением деформационной способности при раздавливании шара на общую нагрузку, соответствующую моменту появления трещин, не обуславливая необходимости одинаковых нагрузок для сравнения. Это произведение является произвольной функцией, связь которой с пластичностью достаточно неопределенна. Действительно, если при сравнении двух образцов с разной деформационной способностью при разной раздавливающей нагрузке произведение этих двух величин оказывается постоянным, то на основании этого, конечно, нельзя утверждать, что пластичность

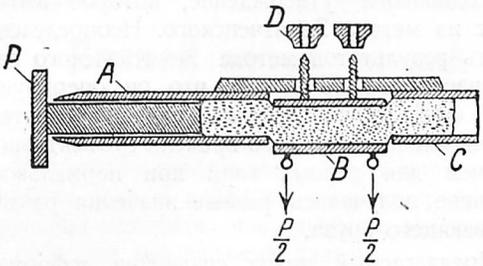
их одинакова—утверждение, которое вытекает из метода Земятченского. Неопределенность результатов метода Земятченского заключается также в том, что он оперирует при «нормальной заминке» глиняной пасты, определявшейся до сего времени субъективно, причем для разных глин при нормальной заминке получались разные значения раздавливающего груза.

Предлагаемый метод сравнения деформационной способности при одинаковом предельном напряжении сдвига Θ заслуживал бы также возражений с точки зрения произвольности выбора Θ , если бы не оказалось, что нормальная заминка резко различных по механическим свойствам глин и каолинов, определяемая субъективно опытным лаборантом-керамиком, соответствует приблизительно одинаковым значениям Θ , а именно $250\,000$ дин/см² с колебаниями, не превышающими 5—10%, что соответствует колебаниям процентного содержания влаги значительно менее 1%. Колебания же содержания влаги в «нормальной заминке» при ее субъективной оценке значительно превышают 1%. Таким образом, выбрав $\Theta = 250\,000$ дин/см² как стандартное значение, при котором сравниваются деформационные способности, мы не выходим из субъективных пределов «нормальной заминки».

Вопрос о постоянстве Θ в разных сортах глин при нормальной заминке был проверен автором для весьма различных по пластичности глин, данные дисперсионного анализа и пластичности которых приведены ниже. Вопрос о постоянстве предельного напряжения сдвига при нормальной заминке нуждается, конечно, в дополнительной проверке на большем числе объектов, но все же можно думать, что отклонения значений концентрации, соответствующих $\Theta = 250\,000$ дин/см², от концентрации субъективной «нормальной заминки» нигде не превысят пределов колебаний «нормальной» концентрации, определяемой субъективно.

В том, что для разных глин нормальной заминке соответствуют одинаковые значения Θ , нет ничего неожиданного, так как нормальная заминка определяется по прекращению «приставания» пасты к коже руки, а последнее, в свою очередь, несомненно обуславливается непосредственно не содержанием влаги, а соотношением между следующими двумя факторами:

1) силой прилипания на единицу кажущейся поверхности соприкосновения с кожей руки и



Фиг. 1

2) сопротивлением, оказываемым отрыванию частей пасты от общей массы.

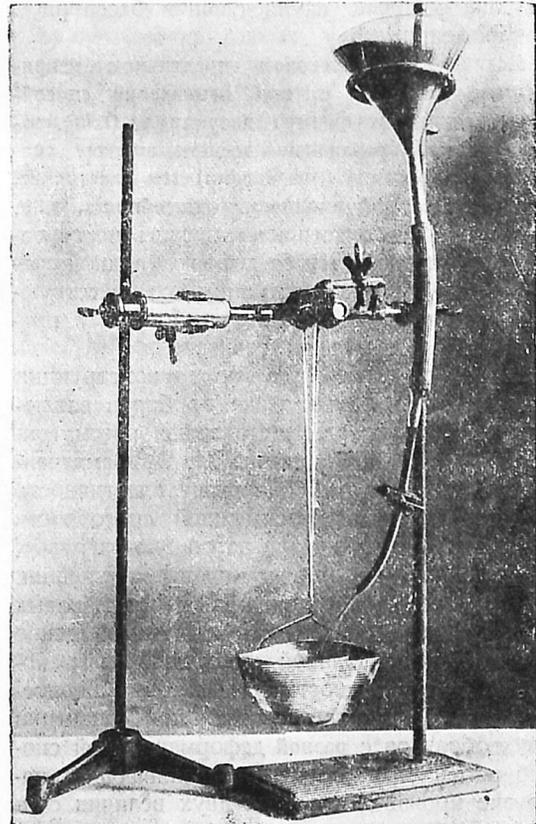
Первая величина зависит, в первую очередь, от действительной поверхности соприкосновения на единицу кажущейся поверхности соприкосновения, а действительная поверхность соприкосновения при данном усилии зависит исключительно от предела текучести материала— Θ . Вторая величина зависит также почти исключительно от Θ , имея в виду, что истинная вязкость глин сравнительно весьма невелика (6). С увеличением концентрации Θ увеличивается, первый фактор уменьшается и второй увеличивается, причем при определенном значении Θ обе рассматриваемые величины достигают такого соотношения, при котором приставания к коже уже не происходит. Естественно, что состояние поверхности руки играет огромную роль, так же как и усилие, применяемое при переминании, чем и объясняются колебания в концентрации одной и той же глины при субъективном приготовлении рабочего теста.

Описание метода

В соответствии с изложенным определение пластичности глины сводится к измерению предельного напряжения сдвига Θ и деформационной способности шара. Для измерения Θ могут быть использованы приборы, ранее сконструированные в лаборатории вязкости и пластичности Геомина (9). Однако представлялось желательным разработать более быстрый способ измерения. Для этой цели автором был применен прибор, схема которого изображена на фиг. 1, а общий вид представлен на фиг. 2. Определение предельного напряжения сдвига глины производится в этом приборе следующим образом:

Глина или каолин замачивается в дистиллированной воде за 4—5 суток до производства опыта. Перед опытом глина тщательно перемешивается и переминается, после чего удаляется излишек влаги на гипсовой пластинке

до получения консистенции, субъективно несколько менее густой, чем при «нормальной заминке». Поршень P (фиг. 1) закладывается в трубки прибора со стороны короткой трубки, и средняя трубка привинчивается гайками D , после чего поршень вынимается и трубка вдавливается в пасту. Заполняющая трубку A паста проталкивается тем же поршнем до отказа в сторону трубки C и затем в обратном направлении до положения, симметричного относительно средней трубки B . Далее, гайки D отвинчиваются (для этого весь прибор зажимается в параллельные тиски, чтобы избежать сдвига средней трубки) и прибор кладется на лапки штатива, раз навсегда установленные в горизонтальном положении. К ушкам средней трубки подвешивается металлический сосуд, в который тонкой струей сыпется песок из воронки, как показано на фиг. 2. При этом в отсчетный микроскоп (с увеличением от $16\times$), снабженный окулярной микрометрической шкалой, наблюдается движение горизонтальной черты, нанесенной на средней трубке прибора. Вначале происходят лишь упругие деформации, переходящие затем в непрерывное смещение



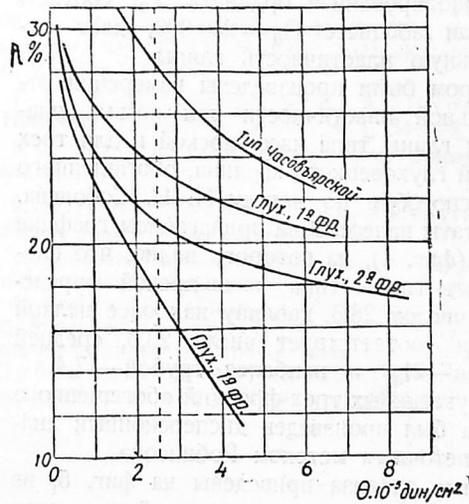
Фиг. 2. Общий вид прибора для определения предельного сдвига глины

без замедления, момент начала которого наблюдается при указанном увеличении весьма точно. При начале непрерывного смещения, не сопровождающегося замедлением, добавление песка прекращается и, после выдергивания средней трубки, последняя вместе с подвешенным грузом взвешивается на технических весах. Предельное напряжение сдвига Θ определяется по следующей формуле:

$$\Theta = \frac{Pg}{2S},$$

где P —масса подвешенной системы (в граммах), g —ускорение силы тяжести и S —площадь поперечного сечения трубок. Все определение, вместе с заполнением прибора, занимает не более 20 мин.

Если Θ оказывается менее 250 000 дин/см², то излишек влаги вновь удаляется, после чего процедура повторяется для новой подсохшей порции. По достижении значения Θ , близкого к 250 000, но несколько меньшего, из пасты готовится шар диаметром около 25 мм (путем обточки вручную обычным способом на металлическом цилиндрике с острыми краями) для измерения второй вели-



Фиг. 4 (см. стр. 51)

чины, определяющей пластичность,—деформационной способности.

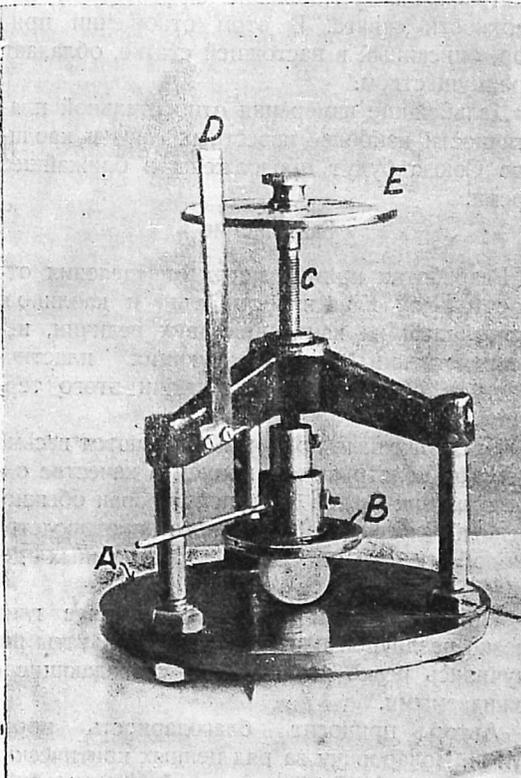
Определение деформационной способности производится в приборе, переоборудованном из обыкновенного сферометра, с добавлением некоторых деталей. Общий вид прибора представлен на фиг. 3. Приготовленный упомянутым способом шар кладется на площадку A . Верхняя площадка прибора B медленно опускается вращением винта C до соприкосновения с шаром. Момент соприкосновения оценивается весьма точно, путем наблюдения на просвет (с точностью до 0,01—0,02 мм). Высота верхней площадки h_0 , соответствующая моменту соприкосновения, отсчитывается по шкале D и разделенному кругу E с точностью до 0,01 мм. Далее шар сдавливается весьма медленным вращением винта до появления первой трещинки, получающейся всегда в области экватора (фиг. 3). Соответствующая высота h записывается. Если после этого еще опустить площадку на несколько сотых миллиметра, то трещины появляются со всех сторон, откуда следует, что конечная высота наблюдается с точностью до нескольких сотых миллиметра (0,05—0,1 мм).

Деформационная способность λ определяется по обычной формуле:

$$\lambda = \frac{h_0 - h}{h_0} \cdot 100.$$

Далее производится еще 2—3 измерения Θ и λ , каждый раз с меньшим содержанием влаги, до тех пор, пока Θ не превысит 250 000 дин/см².

Результаты наносятся на график Θ — λ ,



Фиг. 3. Прибор для определения деформационной способности глин

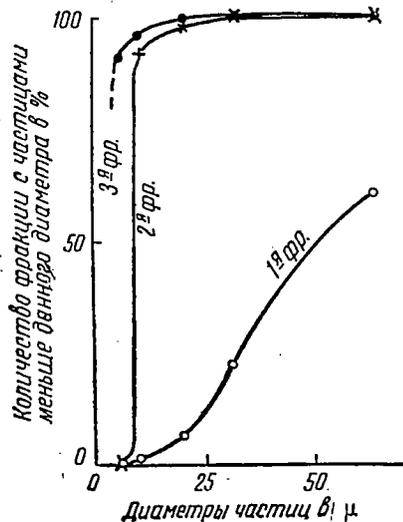
и интерполированная ордината λ_0 , соответствующая абсциссе $\Theta_0 = 250\ 000$, дает относительную пластичность глины.

Автором были произведены измерения относительной пластичности для весьма пластичной глины типа часов-ярской и для трех фракций глуховецкого каолина, обогащенного сухим способом по методу П. И. Соболева. Результаты нанесены на прилагаемом графике $\Theta - \lambda$ (фиг. 4), из которого видно, что пластичность глины типа часов-ярской определяется числом 28,3, каолину наиболее мелкой фракции соответствует число 23,5, средней фракции—21,0 и наиболее грубой—17,4.

Для указанных трех фракций обогащенного каолина был произведен дисперсионный анализ пипеточным методом Робинсона.

Данные анализа приведены на фиг. 5, из которого видно, что «наивероятнейшие» эквивалентные диаметры частиц имеют следующие значения: 5 μ (пластичность 23,5), 9 μ (пластичность 21,0) и 25 μ (пластичность 17,4). Таким образом относительная пластичность упомянутых фракций, как и следовало ожидать, возрастает со степенью дисперсности.

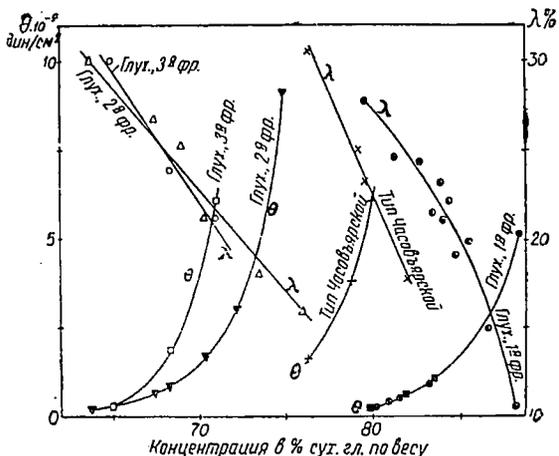
Для характеристики точности метода на фиг. 6 приведены графики зависимости Θ и λ от содержания влаги для упомянутой глины и каолина, из которых видно, что λ



Фиг. 5

определяется с максимальной относительной ошибкой примерно в 5%, а Θ со значительно большей точностью.

Кроме того, В. Н. Перцовым были произведены параллельные измерения Θ для часов-



Фиг. 6

ярской глины в приборе с продольно-смещающимся цилиндром и в приборе, описанном выше, причем было обнаружено систематическое расхождение примерно на 13% в сторону уменьшения значений Θ , полученных в приборе с продольно-смещающимся цилиндром. Это уменьшение, повидимому, объясняется влиянием выступающих краев нарезки, на которые требуется поправка, учитывающая уменьшение эффективной поверхности сдвига. В этом отношении прибор, описанный в настоящей статье, обладает преимуществом.

Дальнейшие измерения относительной пластичности наиболее известных глин и каолинов Союза будут продолжены в ближайшее время.

Заключение

Разработан прямой метод определения относительной пластичности глин и каолинов, основанный на измерении двух величин, непосредственно характеризующих пластичность в общепринятом значении этого термина.

Предложенные приборы отличаются весьма простой конструкцией, причем в качестве одного из них может быть использован обыкновенный сферометр серийного производства с добавлением нескольких несложных деталей.

При испытании приборов на ряде глин резко различной пластичности результаты получились резко различные и совпадающие с ожидаемыми.

Автор приносит благодарность проф. М. П. Воляровичу за ряд ценных критических замечаний, А. В. Понятовской—за выполнение дисперсионного анализа и В. Н. Пер-

цову за любезное предоставление сведений о сравнении данных, полученных им с двумя приборами.

Лаборатория вязкости и пластичности Института минерального сырья.

Литература

1. E. Buckingham, «Proc. Amer. Soc. Test. Mat.» 21, 1154, 1921.
2. E. C. Bingham, «Fluidity and Plasticity», N. Y. 1922.
3. M. Reiner u. R. Rivlin, «Koll. Zts.» 39, 80—87, 1925; *ibid*, 43, Nr. 1, 1927,
4. М. П. Воларович, «Журн. прикл. физики» VII, вып. 5, 27, 1930.
5. M. Pichot et P. Dupin, «J. Rheol.» 3, № 4, 434—435 1932.

6. М. П. Воларович и Д. М. Толстой, «Журн. физ. химии» IV, вып. 6, 1933; Доклады Академии наук СССР, № 9, 557, 1934; «Koloid Zts.», 70, 2, 1935.

7. А. И. Малышев и К. А. Царевич, «Нефтяное хозяйство», XXVI, № 1, 34—40, 1934.

8. Д. М. Толстой, «Журн. физ. химии», V, вып. 5, 1934.

9. М. П. Воларович, «Труды института прикладной минералогии», вып. 66, 1934.

10. Описание существующих методов определения пластичности приведено в трудах: П. А. Земятченский, «Труды ГИКИ» вып. 7, 1927; И. Морачевский, «Труды Укр. научно-исслед. ин-та силикатн. пром.» вып. 1, 1929; П. Н. Шаблыкни и Е. А. Галабутская, «Минеральное сырье» VII, № 11—12, 32, 1932.

М. Воларович и Д. Толстой

Исследование вязкости расплавленных диабазов для целей петруггии

В процессе каменного литья из всех физических и физико-химических констант расплавов, повидимому, наибольшую роль играет вязкость. Действительно, только те горные породы, расплавы которых обладают достаточно малой вязкостью при температурах 1 200—1 400°, могут быть использованы в петруггии. К таким породам принадлежат, согласно нашим исследованиям (1), основные породы типа базальтов и диабазов с содержанием кремнекислоты не свыше 53%; средние горные породы, не говоря уже о кислых, обладают такой высокой вязкостью, что, повидимому, не найдут применения для каменного литья.

Эти наши наблюдения подтверждаются также опытами Коичи Кани¹, который установил, что ультраосновные породы (нефелиновый базальт с содержанием 35% SiO₂) имеют еще меньшую вязкость в расплавленном состоянии, чем основные породы.

Малая вязкость и, следовательно, большая текучесть расплавленной породы необходима прежде всего для того, чтобы расплав достаточно хорошо заполнял все мельчайшие детали формы.

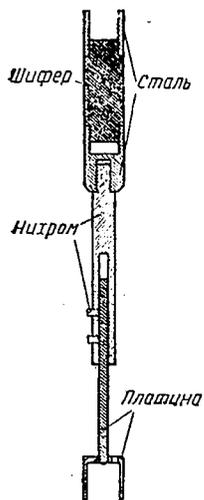
Однако малая вязкость расплава, кроме того, необходима, чтобы обеспечить наивыгоднейшие условия кристаллизации. На са-

мом деле, главное существенное отличие петруггии от стеклоделия заключается в том, что стекло должно быть аморфным и не кристаллизоваться (не зарухать), а изделия из каменного литья должны обладать определенной микрокристаллической структурой. Повидимому, существует оптимальный размер кристаллов, который обуславливает максимальную прочность и другие наилучшие механические свойства изделий из каменного литья. Вопрос этот еще недостаточно изучен, но несомненно, что существует весьма тесная связь между кристаллизационной способностью и вязкостью силикатных расплавов.

В своих предыдущих работах (1) мы показали, что маловязкие расплавы базальта и диабаза плохо переохлаждаются и легко кристаллизуются. Наоборот, высоковязкие расплавы тешенита и андезита с трудом кристаллизуются и обычно застывают в аморфную стекловидную массу. Следует отметить, что в момент кристаллизации вязкость базальтов и диабазов весьма резко возрастает, что связано с появлением в жидком расплаве твердой дисперсной фазы.

Наша задача и заключалась в том, чтобы установить, каким образом время выдерживания расплавленной породы при той или иной температуре влияет на кристаллизацию и как этот процесс связан с вязкостью и пластичностью расплава.

¹ См. список литературы.



Фиг. 1

Экспериментальная часть

Для измерения вязкости расплавленных диабазов мы пользовались методикой коаксиальных цилиндров, разработанной для высоких температур М. П. Воларовичем (3), неоднократно применявшейся для измерения вязкости стекол (4), шлаков (5) и горных пород (1). Заслуживают упоминания некоторые усовершенствования, внесенные в прибор. Для уменьшения нагрева подшипники были подняты по сравнению с прежней моделью на 2 см, с соответствующим удлинением оси. Далее, ввиду того, что применявшаяся ранее стальная часть оси быстро перегорала в своей нижней части при работе в области 1200—1400°, сталь была заменена никромом между платиновым стержнем и шиферной частью оси, как показано на фиг. 1. Кроме того, для повышения прочности оси два шиферных соединения, имевшиеся в прежней модели, были заменены одним, удлиненным, так как наиболее хрупкой частью шиферных соединений является их резьба.

Измерение вязкости

Были произведены измерения вязкости двух образцов естественных диабазов № 101 и 102 и двух образцов диабазов № 103 и 104, плавленных на Московском диабазовом заводе. Образцы были получены 23 мая 1934 г. с завода от инж. Я. О. Борухина.

В табл. 1 приведены данные химического анализа образцов № 101 и 103, причем для сравнения приведен также диабаз № 1, вязкость которого измерена ранее (1).

Ниже приводится микроскопическое описание шлифов полученных образцов.

Шлиф № 101 (2 шт.); олонецкий габбродиабаз

Полнокристаллическая порода офитовой структуры в шлифе состоит из плагиоклаза, пироксена, амфибола, кварца, магнетита, биотита и апатита. Плагиоклаз имеется в виде микролитов и в виде более крупных, довольно идиоморфных, призматических, слегка каолинизированных зерен с полусинтетическим двойниковым строением; показатель преломления крупных зерен плагиоклаза близок к показателю преломления кварца, угол угасания в разрезе $\perp PM \sim 23^\circ$, на основании чего состав его должен быть близким к андезину. Плагиоклаз микролитов является лабродором с углом угасания в разрезе $\perp PM \sim 32^\circ$.

Пироксен—моноклинический, является авгитом и в виде аллотриоморфных зерен присутствует в небольшом количестве; в поперечных разрезах его видны две системы трещин спайности под углом 87° ; во многих местах в зернах пироксена можно наблюдать переход в зеленую роговую обманку, имеющую иногда волокнистое строение.

Магнетит присутствует в значительном количестве, образуя бесформенные черные зерна и скелетные агрегаты.

В небольшом количестве в шлифе породы можно видеть довольно мелкие бесформенные зернышки кварца.

Биотит присутствует в незначительном количестве в виде мелких листочков. Местами видны чрезвычайно мелкие столбчатые кристаллики апатита, образующие включения в зернах плагиоклаза.

Шлиф № 102 (2 шт.); олонецкий габбродиабаз

Порода этого шлифа весьма близка к породе шлифа № 101. Некоторым слабо выраженным отличием являются несколько большая ее крупнозернистость, большее количество в ней цветного компонента и меньший идиоморфизм плагиоклаза.

Таблица 1

Химические анализы образцов диабаза

№	SiO ₂	TiO ₂	SO ₃	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	CaO	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	H ₂ O	Потеря при прокаливании
101	51,63	1,98	0,19	12,96	4,01	11,97	0,22	8,54	4,56	1,34	2,75	0,2)	—
103	50,88	1,99	—	11,94	7,54	10,03	0,21	8,67	5,40	1,29	2,54	—	—
1	48,14	0,96	—	12,86	7,31	10,62	0,08	9,18	6,12	0,66	4,18	—	—

Шлиф № 104 (2 шт.); диабаз плавленный

Макроскопически это плотная порода черного цвета с раковистым изломом, весьма равномерного строения. Под микроскопом она представляет собой равномерную раскристаллизованную массу, всю пронизанную черными дендритами, принадлежащими, по всей вероятности, окисленному железу; ветви дендритов отходят в большинстве случаев друг от друга под прямым углом, в некоторых же случаях имеются шести- и восьмилучевые звезды, а также образования в виде елочек.

Основная раскристаллизованная масса—сероватого цвета, целиком анизотропна, с волнистым угасанием, но совершенно не содержит идиоморфных, хотя бы и мелких кристалликов, содержа лишь весьма тонкие волосовидные кристаллические образования.

Шлиф № 103 (2 шт.); диабаз плавленный

Порода макроскопически совершенно тождественна с породой шлифа № 104. Под микроскопом отличие ее от № 104 тоже незначительно и состоит в несколько большем количестве рудных дендритов и в более темной грязносеровато-желтой окраске основной массы.

Вязкость определялась по формуле:

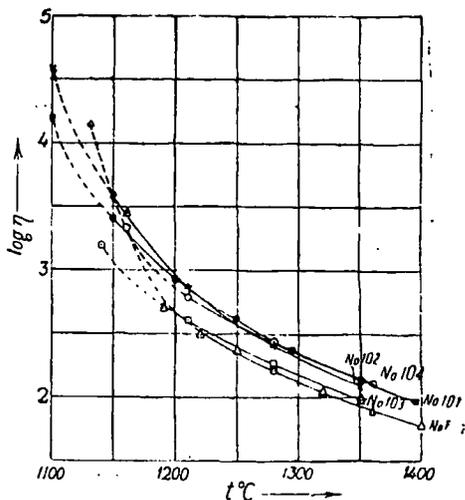
$$\eta = K \frac{P}{\Omega} \quad (1)$$

где K —постоянная прибора, определяемая градуировкой расплавленным борным ангидридом и бурой, вязкость которых хорошо изучена, P —вес падающего груза за вычетом собственного трения подшипников и блоков и Ω —угловая скорость вращения цилиндра.

Результаты измерения вязкости образцов приведены в табл. 2.

Температурная зависимость логарифма вязкости 4 исследованных образцов представлена на фиг. 2, из которой видно, что экспериментальные точки с большой точностью укладываются на плавные кривые, причем максимальное отклонение лишь в редких случаях достигает 3° Ц. Для сравнения на этом же рисунке приведено старое измерение вязкости диабаза № 1 (плавленного на диабазовом заводе), который был получен с завода в сентябре 1933 г.

Далее из фиг. 2 видно, что значения вяз-



Фиг. 2

кости образцов № 101, 102 и 104 чрезвычайно близки. Образцы № 103 и 1 характеризуются несколько меньшей вязкостью на всем измеренном интервале, что вполне согласуется с данными химического анализа. Дей-

Таблица 2

$t^{\circ} C$	η (в пузах)	$lg \eta$
Диабаз № 101 (естественный)		
1100	15600	4,194
1150	2540	3,404
1200	848	2,928
1250	424	2,628
1295	238	2,376
1350	139	2,143
1395	94,1	1,973
Диабаз № 102 (естественный)		
1100	37600	4,576
1150	3860	3,587
1210	742	2,871
1280	254	2,406
1350	122	2,088
Диабаз № 103 (плавленный)		
1143	1590	3,202
1210	397	2,598
1280	185	2,267
1350	97	1,987
Диабаз № 104 (плавленный)		
1160	2150	3,333
1210	612	2,787
1280	274	2,438
1360	130	2,113

ствительно, образец № 103 отличается меньшим содержанием SiO_2 и Al_2O_3 , способствующих повышению вязкости, и большим содержанием окиси магния, при прочих равных условиях понижающей вязкость пород. У образца № 1 содержание SiO_2 значительно понижено, в то время как MgO и Na_2O , понижающие вязкость, содержатся в увеличенном количестве.

В результате испытаний этих пяти случайно выбранных образцов диабаза можно думать, что вязкость этой горной породы с месторождения Щелики в общем колеблется примерно в этих пределах, впрочем довольно широких, так как температуры равной вязкости для диабазов № 1 и 101 отличаются на 40° . Во всяком случае, если не встретятся отдельные образцы с резко отличным химическим составом, то не приходится ожидать большей вязкости.

Связь вязкости с кристаллизацией

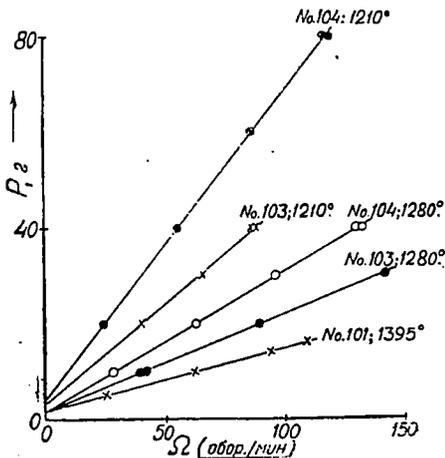
Для измерения вязкости образец расплавлялся и выдерживался при температуре 1400° , причем внутренний цилиндр непрерывно вращался для удаления пузырьков воздуха. Затем производилось измерение вязкости при наивысшей температуре, после чего расплав охлаждался до следующей температурной точки и т. д., причем на каждой точке температура тщательно стабилизировалась. Дополнительным контролем стабилизации температуры в расплаве служило постоянство угловой скорости вращающегося цилиндра при данном грузе. Время для охлаждения до необходимой температуры,

стабилизации и измерения составляло в среднем 30 мин. для каждой точки.

Для всех изученных образцов от наивысшей температуры до некоторой критической вязкость оказывалась постоянной для каждой температурной точки, не обнаруживая никакого хода со временем после стабилизации температуры. На фиг. 2 сплошная часть кривых соответствует этим интервалам.

Начиная с некоторой температуры, особой для каждого образца, наблюдалось медленное увеличение вязкости при постоянной температуре, свидетельствующее о процессе медленной кристаллизации. Как видно из рис. 2, последними температурными точками, для которых наблюдалась постоянная вязкость (и, следовательно, отсутствовала заметная кристаллизация), оказались: 1150° для двух естественных диабазов и 1210° для двух плавленых образцов. При температурах 1100° для естественных диабазов, 1140° для плавленого диабаза № 103 и 1160° для плавленого образца № 104, вязкость уже обнаруживала непрерывное возрастание со временем (данные вязкости, помещенные в таблице и отмеченные звездочкой, являются начальными). Таким образом можно утверждать, что для диабазов № 101 и 102 заметная кристаллизация начинается между 1150 и 1100° ; для образца № 103 между 1210 и 1140° и для образца № 104 между 1210 и 1160° . Сужение этих пределов, т. е. более точное определение температур начала кристаллизации, будет проведено при последующих контрольных измерениях.

Возрастанию вязкости со временем для всех образцов неизменно сопутствовала аномалия вязкости, связанная с появлением предела текучести, что является в данном случае дополнительным признаком образования двухфазной системы. При всех температурах, соответствующих постоянной вязкости, аномалия вязкости отсутствовала, в чем можно было убедиться по линейной зависимости между угловой скоростью вращения цилиндра Ω и грузом P . Типичный график Ω — P , полученный при таких условиях, приведен на фиг. 3. Аномалия вязкости, наблюдаемая при температурах, соответствующих возрастанию вязкости со временем, иллюстрируется кривыми Ω — P , вогнутыми к оси Ω и отсекающими на оси P отрезок P_0 , значительно превышающий груз, преодолевающий собственное трение подшипников. Согласно теории пластичного потока Бингама—Рейнера—Ривлина



Фиг. 3

$$\theta = \frac{P_0}{S_0},$$

где S_0 —площадь боковой поверхности внутреннего цилиндра, Θ выражает предельное напряжение сдвига (6). Из той же теории следует, что наличие Θ обуславливает логарифмическую зависимость между P и Ω , дающую кривую, вогнутую к оси Ω , свойственную дисперсным системам. Одно из типичных семейств аномальных кривых Ω — P , полученных для разных моментов времени при постоянной температуре, приведено на фиг. 4.

Необходимо отметить, что вычисляемую по обычной формуле из этих кривых вязкость нужно рассматривать как кажущуюся, так как она здесь является функцией угловой скорости, а в действительности имеет место пластичный поток.

Исследование кристаллизации диабаза при различных температурах

С целью несколько подробнее проследить связь между вязкостью и кристаллизацией мы произвели следующий опыт. Диабаз № 101 расплавлялся в платиновом тигле в электропечи с платиновой обмоткой. В течение получаса расплав выдерживался при максимальной температуре (1360°), а затем охлаждался.

Во время охлаждения при $t=1250, 1200$ и 1150° расплавленный диабаз выдерживался в течение 30 мин., после чего с помощью платинового стержня из тигля быстро бралась проба. Эта проба подвергалась закалке в холодной воде.

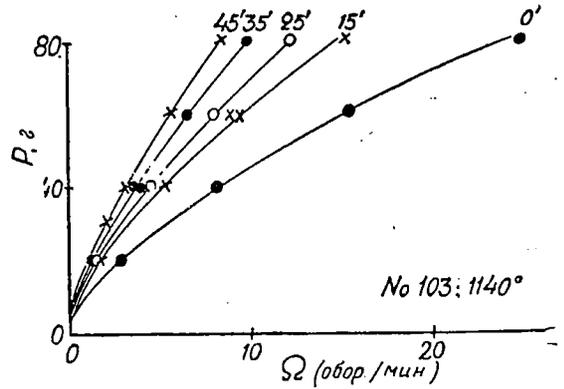
Микроскопическое описание шлифов полученных таким образом трех образцов приведено ниже; анализ шлифов выполнен в лаборатории проф. В. В. Аршинова.

Шлиф № 101/1; $t=1250^\circ$

Минералогический состав: стекло, плагиоклаз, рудный минерал и корродированные (оплавленные) зерна темноцветных компонентов.

Основная масса под микроскопом состоит, главным образом, из стекла и рудного минерала, в подчиненном значении плагиоклаз и темноцветные минералы.

Два последних компонента сильно оплавлены, поэтому естественные грани не сохранились, тем не менее плагиоклазы большей частью образуют расплывчатые двойники. Стекло обычно пронизано черными вкраплениями рудного компонента, принадлежащего, по всей вероятности, к окисленному железу, или же часто по форме напоминает



Фиг. 4

кристаллы магнетита. Обыкновенно мелкие зерна рудного минерала являются преобладающими над крупными, средний размер зерен колеблется в пределах от 0,01 до 0,2 мм, зерна плагиоклаза от 0,08 до 0,3 мм.

Приблизительный количественный состав минералов (в %):

- 1. Стекло 60
- 2. Рудный минерал 25
- 3. Плагиоклаз
- 4. Темноцветный компонент } 15

Шлиф № 102/2; $t=1200^\circ$

Минералогический состав: стекло, плагиоклаз (андезин), пироксен и рудный минерал.

П. М.—сплошная масса стекла с многочисленными включениями крупных и мелких зерен рудного минерала и полевого шпата. Наряду с крупными вкраплениями, в стекле породы встречается довольно много оплавленных зерен темноцветного компонента, видимо пироксен моноклинический.

Некоторые зерна плагиоклаза чисты, с прекрасно выраженными двойниками, размерами от 0,08 до 0,2 м.

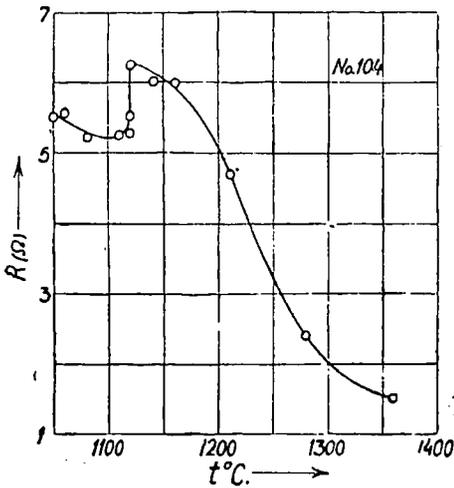
Приблизительный количественный состав (в %):

- 1. Стекло 40
- 2. Плагиоклаз
- 3. Пироксен } 25
- 4. Рудный минерал 35

Шлиф № 101/3; $t=1150^\circ$

Минералогический состав: стекло, плагиоклазы, пироксен, рудный минерал.

Основная масса П. М. состоит из стекла и рудного минерала, в подчиненном значении пироксен и еще в меньшем количестве присутствуют плагиоклазы. Данный шлиф резко



Фиг. 5

отличается от предыдущих по размерам зерен и количественным соотношениям минералов, величина зерен рудных минералов колеблется от 0,002 до 0,5 мм, средний же размер их, который является преобладающим, выражается в 0,03 мм. Пироксен встречается среди аморфной стекловидной массы, часто окружен рудным минералом, обычно зерна его корродированные размерами от 0,1 до 0,6 мм. Весьма часто встречаются игольчатые образования минерала, приуроченные к стеклу со следующими оптическими данными: двусный, удлинение отрицательное, угасание косое и с большим показателем преломления.

Приблизительный количественный состав (в %):

1. Стекло	40
2. Плагноклазы	5
3. Рудный минерал	45
4. Пироксен	} 10
5. Посторонние примеси	

Из рассмотрения микроскопических данных вытекает, что не все минералы, образующие диабаз, расплавились при $t = 1360^\circ$.

Следовательно, при всех дальнейших исследованиях необходимо доводить расплав до более высоких температур. Взятие пробы при максимальной температуре послужит контролем полного расплавления всех породообразующих минералов.

Далее, по количественному составу видно, что если в шлифе № 101/1 ($t = 1250^\circ$) преобладает аморфная масса (60% стекла), то в шлифах № 101/2 и 101/3 количество стекла уменьшилось до 40% за счет увеличения числа и размеров кристаллов. В описании подчеркнута, что шлиф № 101/3 резко

отличается в этом отношении от предыдущих.

Сопоставляя изложенные результаты с данными о вязкости расплавленного диабаз, можно вывести следующее заключение.

Незначительное количество мелких кристаллов при $t = 1250^\circ$ не оказывает заметного влияния на вязкость расплава. При температурных же 1200 и 1150° число кристаллов и размеры их достаточно велики (особенно при $t = 1150^\circ$), отчего и получается сильное увеличение вязкости и обнаруживается пластичность.

Опыты по кристаллизации диабаз выполнены в нашей лаборатории старшей научной сотрудницей А. А. Леонтьевой. Дальнейшее исследование в этом направлении продолжается.

Электропроводность расплавленного диабаз

В заключение следует указать, что прибор для измерения вязкости был приспособлен для параллельного определения электропроводности².

Электроды служили платиновые цилиндры вискозиметра, и электропроводность расплава измерялась одновременно с вязкостью посредством мостика Кольрауша. Предварительные измерения электропроводности в относительных единицах при различных температурах были произведены для диабазы № 104. Результаты изображены на фиг. 5, где по оси абсцисс отложена температура, а по оси ординат — логарифм сопротивления R ,

$$R = \frac{1}{K},$$

где K — относительная электропроводность. При сравнении кривых вязкости (фиг. 2) и электросопротивления (фиг. 5) видно, что по мере охлаждения расплава при увеличении вязкости сопротивление резко возрастает. Затем при температуре 1160° R достигает постоянного значения, а при $t = 1120^\circ$ падает скачком.

Следует отметить, что в интервале температур $1360—1160^\circ$ сопротивление расплава возрастает медленнее, чем вязкость, и, следовательно, можно полагать, что скорость движения ионов зависит не только от вязкости.

² Одновременно измерение вязкости и электропроводности расплавленных стекол производили Бабкок и Гоффакер (7), но следует отметить, что установка их отличается чрезмерной сложностью и громоздкостью.

Скачок электросопротивления при $t=1120^\circ$ происходит при окончательном затвердевании диабаза, а интервал постоянного сопротивления 1160—1120° совпадает с интервалом кристаллизации расплава. Таким образом наблюдение температурной зависимости электропроводности позволяет судить о процессе кристаллизации расплавленных горных пород и, следовательно, представляет интерес для петруггии. Кроме того, особое значение эти измерения имеют в процессе электроплавки горных пород.

Литература

1. М. Волярович, «Журн. физич. химии» 4, 807, 1933; «Доклад Акад. наук СССР» № 9, 561, 1934; «Труды ин-та прикладной минералогии» № 66, 1934.

2. Kōichi Kani, «Proc. Imp. Acad.», Tokyo 10, 79, 1934.

3. М. П. Волярович, «Журн. прикладной физики» 5, 185, 1928; 6, 68, 1929; 6, 131, 1929. Journ. Soc. Glass Techn. 18, 201, 1934.

4. М. П. Волярович и Д. М. Толстой, «Известия Акад. наук СССР» № 9, 897, 1930, «Доклад Акад. наук СССР» № 9, 269, 1932; «J. Soc. Glass Techn.» 18, 209, 1934; И. И. Китайгородский, Н. В. Соломиц, А. И. Полинковская, сборник «Влияние химсостава на физико-хим. свойства стекла» Гизлепром, стр. 52 и 83, 1934.

5. М. Волярович и Л. Зверев «ДОМЕЗ» № 5, 22, 1934.

6. М. Волярович и Д. Толстой, «Ж.Ф.Х.» IV, 6, 815, 1933.

7. C. L. Babcock a. J. K. Hoffaker, «Phys. Rev.» (2), 44, 320, 1933.

Ф. И. Абрамов

О степени окисления горных пород

Задача настоящей заметки—сопоставить степень окисления различных (главным образом, изверженных) горных пород. В качестве коэффициентов, характеризующих степень их окисления, мы берем отношения весового содержания в них окиси и закиси железа $\frac{\% \text{Fe}_2\text{O}_3}{\% \text{FeO}}$ по средним валовым анали-

зам этих пород. Более окисленным горным породам будет отвечать большее численное значение этого отношения, большее относительное содержание Fe_2O_3 , сравнительно с породами менее окисленными¹.

В приводимых ниже таблицах мы даем процент содержания закиси и окиси железа в различных горных породах по их валовым средним анализам² и вычисляем для них коэффициенты окисления ($\text{Fe}_2\text{O}_3 : \text{FeO}$).

1. Граниты, среднее из 236 анализов, по Дэли.

2. Кварцевые порфиры, среднее из 50 анализов, по Дэли.

3. Липариты (риолиты), среднее из 64 анализов, по Дэли.

4. Сиениты, среднее из 50 анализов, по Дэли.

¹ Понятие о степени окисления горной породы не тождественно с понятием кислотности породы, поскольку коэффициент кислотности характеризует, как известно, не степень окисления, а степень насыщенности кремнекислоты изверженных пород основаниями.

² Цифровые данные взяты из курсов петрографии Ф. Ю. Левинсона-Лессинга, В. И. Лучицкого и Г. В. Тирреля.

5. Трахиты, среднее из 48 анализов, по Дэли.

6. Ортофиры, среднее по Дэли.

7. Гранодиориты, среднее из 37 анализов тоналитов, кварцевых монцититов и гранодиоритов, по Дэли. По другим данным, среднее из 12 анализов гранодиоритов ($\text{Fe}_2\text{O}_3—1,64\%$ и $\text{FeO}—2,66\%$) дает для отношения $\text{Fe}_2\text{O}_3 : \text{FeO}$ несколько меньшую цифру—0,62 (см. Левинсон-Лессинг, «Петрография», стр. 191).

8. Дациты, среднее из 30 анализов, по Дэли. Дациты, согласно Ф. Ю. Левинсону-Лессингу, являются аналогами адамеллитов и кварцевых диоритов, по Циркелло—это кварцевые андезиты; по Гауэр и Стахе—это кварцевые трахиты с преобладающими олигоклазом и амфиболом.

9. Диориты, среднее из 70 анализов, по Дэли. Степень окисления диоритов значительно понижается, если исходить из среднего 14 анализов диоритов и диоритовых порфиритов, по Озанну; в этом случае отношение $\text{Fe}_2\text{O}_3 : \text{FeO}$ характеризуется цифрой—0,57 ф. (см. Ф. Левинсон-Лессинг, «Петрография», стр. 212). Если взять среднее из 89 анализов диоритов (включая и кварцевые), по Дэли, т. е. $\text{Fe}_2\text{O}_3—2,98\%$, $\text{FeO}—4,11\%$, получаем коэффициент окисления, также равный 0,73.

10. Андезиты и порфириты, среднее из 87 анализов, по Дэли.

11. Габбро, среднее из 41 анализа, по Дэли.

12. Диабазы, среднее из 25 анализов, по Дэли.

13. Базальты, среднее из 151 анализа, по Дэли. По другим данным, среднее из 161 анализа базальтов, по Дэли: $\text{Fe}_2\text{O}_3—4,57\%$; $\text{FeO}—6,29\%$, коэффициент окисления получается более низкий (0,73). Степень окисления базальтов океанического дня значительно ниже.

14. Средний состав перидотитов, верлитов, гарцбургитов, лерцолитов и дунитов из 31 анализа, по Дэли. Если исходить из среднего состава перидотитов по Кларку $\text{Fe}_2\text{O}_3—3,88\%$; $\text{FeO}—6,70\%$, получаем коэффициент окисления 0,58. Значительно

Относительное содержание окиси и закиси железа в различных горных породах

Образцы	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Fe ₂ O ₃	1,62	1,55	1,43	2,74	2,64	2,86	2,0	2,47	3,2	3,33	3,16	4,55	5,37	3,96	5,30	3,37	2,35	3,08
FeO	1,67	1,01	0,82	3,28	2,62	2,01	2,9	1,35	4,4	3,13	5,95	6,73	6,34	7,12	8,86	2,20	1,03	3,80
Fe ₂ O ₃ :FeO	0,97	1,53	1,74	0,84	1,01	1,43	0,69	1,83	0,73	1,06	0,53	0,67	0,85	0,56	0,60	1,54	2,28	0,81

Более низкий коэффициент окисления (0,26) получается для перидотитов, если исходить из среднего их анализа по Розенбушу—Озанну (Fe₂O₃—3,18%; FeO—11,73%). Среднее из 10 анализов океанита, по Тиррелю (Fe₂O₃—2,3%; FeO—10,2%), дает еще более низкую степень их окисления (0,22).

15. Средний состав пикритов и пикритовых порфиритов из 14 анализов, по Дэли.

16. Нефелиновые сиениты, среднее из 43 анализов, по Дэли.

17. Фонолиты, среднее из 25 анализов, по Дэли.

18. Средний состав изверженных пород из 5279 анализов, по Клэрху и Вашингтону.

Формулируем те выводы, которые можно сделать из сопоставления данных об относительном содержании окиси и закиси железа в различных горных породах.

1. Интрузивные фации главных групп горных пород—гранитов, гранодиоритов, сиенитов, нефелиновых сиенитов, диоритов, габбро и перидотитов (колонки 1, 4, 7, 9, 11, 14, 16) соответственно менее окислены, чем их эффузивные аналоги—липариты (риолиты), дациты, трахиты, фонолиты, андезиты, базальты и пикриты (колонки 3, 5, 8, 10, 13, 15, 17) ³.

2. Из сравнения коэффициентов окисления пород, принадлежащих к одной и той же фации (интрузивной или эффузивной), вытекает, что кислые породы очень часто являются одновременно и более окисленными ⁴. Однако имеется много исключений, к которым относятся: гранодиориты, дациты ⁵, квар-

³ Интересно отметить, что кварцевые порфиры, рассматриваемые как краевая фация глубинной гранитной магмы, занимают по степени окисления промежуточное положение между гранитами и липаритами (колонки 1, 2, 3).

Относительно коэффициента окисления вулканических стекол см. ниже.

⁴ Взятые в различных фациях горные породы более кислые могут быть менее окисленными сравнительно с породами основной магмы. Например, степень окисления базальтов выше, чем степень окисления диоритов.

⁵ Степень окисления гранодиоритов ниже степени окисления сиенитов и диоритов, хотя коэффициент кислотности α первых двух значительно выше. Степень окисления дацитов, обладающих меньшим коэффициентом кислотности сравнительно с липаритами, выше, чем у последних.

цевые габбро ⁶, перидотиты ⁷ и породы из группы нефелиновых сиенитов, вообще занимающие несколько особенное положение среди других изверженных горных пород ⁸.

3. Наиболее высоким коэффициентом окисления обладают в интрузивной фации—нефелиновые сиениты, а в эффузивной—их эффузивные аналоги—фонолиты. Наиболее низким коэффициентом окисления обладают в интрузивной фации породы габбро-перидотитовой формации ⁹, а в эффузивной—их эффузивные аналоги—базальты, диабазы, пикриты.

4. Интрузивные породы, обладающие повышенным содержанием щелочей, имеют несколько более высокий коэффициент окисления сравнительно с теми же породами нормального типа (табл. 2). В эффузивных фациях степень окисления представителей щелочного типа может быть ниже, чем степень окисления пород нормального типа ¹⁰.

⁶ Коэффициент окисления кварцевого габбро—0,34 (среднее из 11 анализов, по Вашингтону: Fe₂O₃—7,4%; FeO—7,0%) значительно ниже, чем у габбро (0,53).

⁷ Коэффициент окисления перидотитов—0,5 и габбро—0,53. Как указывалось выше, коэффициент окисления перидотитов значительно понижается, если исходить из данных средних анализов их по Розенбушу—Озанну.

⁸ Нефелиновые сиениты и их эффузивные аналоги—фонолиты относятся по своему коэффициенту кислотности к группе основных пород. Как известно, Дэли было высказано предположение, что нефелиновые сиениты образовались благодаря дифференциации базальтовой магмы вследствие выплавления в нее известняков. С другой стороны, согласно Левинсону—Лессингу, особенности химического и минерального состава нефелиновых сиенитов сближают их с кислой магмой.

⁹ Перидотиты, не подвергнувшиеся влиянию процессов выветривания (и постмагматических процессов, ведущих к образованию из них магнетит-содержащих змеевиков), вероятно, чрезвычайно бедны окисью железа. Это подтверждается известными анализами нижнетагильского дунита с глубины 500 м, который совершенно не содержит Fe₂O₃, при содержании 8,29% закиси железа.

¹⁰ Щелочные трахиты более окислены, чем нормальные. Их коэффициент окисления—1,81 (по среднему из 21 анализа Розенбуш—Озанна: Fe₂O₃—

Таблица 2

Степень окисления щелочных интрузивных пород

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Fe ₂ O ₃	1,9	1,62	2,2	2,74	4,79	4,31	3,83	3,9	3,16
FeO	1,3	1,67	2,3	3,28	7,94	5,58	6,30	4,8	5,95
Fe ₂ O ₃ : FeO	1,46	0,97	0,96	0,84	0,68	0,77	0,61	0,81	0,53

1. Щелочные граниты, среднее из 13 анализов, по Озанн—Розенбушу.
2. Граниты, среднее из 236 анализов, по Дэли.
3. Щелочные сиениты, среднее из 23 анализов, по Дэли.
4. Сиениты, среднее из 50 анализов, по Дэли.
5. Тералиты, среднее из 4 анализов, по Озанну.
6. Эссекситы, среднее из 20 анализов, по Дэли.
7. Эссекситы, среднее из 13 анализов, по Озанну.
8. Ййолиты, среднее из 6 анализов, по Дэли.
9. Габбро, среднее из 41 анализа, по Дэли.

5. Диабазы¹¹ и базальты океанического дна менее окислены, чем базальты, изливающиеся на земную поверхность, но более окислены, чем их интрузивный аналог, габбро (табл. 3):

Таблица 3

Степень окисления диабазов, базальтов и габбро

	1	2	3	4	5
Fe ₂ O ₃	3,16	3,88	4,55	4,44	5,37
FeO	5,95	6,23	6,73	5,73	6,34
Fe ₂ O ₃ : FeO	0,53	0,62	0,67	0,77	0,85

1. Габбро, среднее из 41 анализа, по Дэли.
2. Базальты дна Тихого океана, по Вашингтону.

2,90%; FeO—1,60%); у нормального трахита—1,01. Для щелочных риолитов имеет место обратное соотношение: они менее окислены сравнительно с риолитами нормального типа. Коэффициент окисления первых—1,42 (по среднему Розенбуш—Озанна из 13 анализов комендитов и пантеллеритов: Fe₂O₃—3,40%; FeO—2,40%), в то время как коэффициент окисления вторых значительно выше—1,74.

Базаниты, по степени окисления, близки к базальтам; коэффициент окисления базанитов—0,80 (среднее из 20 анализов, по Дэли: Fe₂O₃—4,46%; FeO—5,85%), базальтов—0,85.

Тефриты, рассматриваемые обычно как эффузивные аналоги тералитов и тешенитов, имеют очень низкий коэффициент окисления—0,10 (среднее из 24 анализов, по Дэли: Fe₂O₃—0,65%; FeO—6,68%), цифра—маловероятная для тех пород эффузивного типа, которые бедны стеклом. Впрочем, согласно Левинсону-Лессингу, тефритам лишь отчасти соответствуют тералиты и «возможно, что некоторые из этих пород являются интрузивными».

¹¹ Согласно Левинсону-Лессингу, образование диабазов в большинстве случаев связано с подводными вулканическими извержениями.

3. Диабазы, среднее из 25 анализов, по Дэли.
4. Базальты дна Атлантического океана, по Вашингтону.
5. Базальты, среднее из 151 анализа, по Дэли; по другим данным, коэффициент окисления базальтов получается более низкий (0,73).

6. Вулканические стекла—обсидианы, перлиты, современные лавы и, вероятно, многие нео-вулканические породы с витрофировой структурой, должны быть породами относительно мало окисленными, имея в виду трудную окисляемость стекол¹². Не располагая данными средних валовых анализов пород этого типа, приведем только результаты отдельных их анализов¹³ (табл. 4).

Таблица 4

Содержание окиси и закиси железа в вулканических стеклах и современных лавах

	1	2	3	4	5	6
Fe ₂ O ₃	0,75	0,09	2,10	3,33	1,90	1,64
FeO	1,22	1,36	9,97	6,77	9,28	10,68

1. Перлит, Сардиния, по Вашингтону.
2. Обсидиан, Сардиния, по Вашингтону.
3. Базальт, Килауэа.
4. Базальт, Этна.
5. Анализы лавы из лавового озера Килауэа (по А. Дею и Е. Шеферду¹⁴).

7. Валовые анализы пород отдельных крупных магматических провинций показывают

¹² Однако существуют все же обсидианы, степень окисления которых довольно значительна, хотя и заметно ниже среднего коэффициента окисления липаритов. Например, коэффициент окисления черного обсидиана из Кетан-Дага в Закавказье—1,28 (Fe₂O₃—0,96%; FeO—0,75%) тогда, как у среднего липарита—1,74.

¹³ Мы не располагаем также данными анализов витрофировых разностей и стекол фонолитов, анализами витробазальтов и стекловатых гиалофанов и т. п. Средний коэффициент окисления таких пород должен был быть менее высоким сравнительно с разностями, бедными стеклом, имея в виду трудную окисляемость стекол.

¹⁴ «Bull. geol. Soc. of Am.», v. 24, 1913, S. 573—606.

небольшое различие в степени их окисленности. Менее окисленными являются породы тихоокеанского типа (табл. 5).

Таблица 5

Степень окисления изверженных пород Европы, Америки и Тихоокеанских островов, по их средним анализам¹⁵

	1	2	3	4
Fe ₂ O ₃	2,87	3,17	3,83	3,08
FeO	3,67	3,67	6,24	3,80
Fe ₂ O ₃ :FeO	0,78	0,86	0,62	0,81

1. Средний состав пород Центральной и Северной Америки, 1924 г.
2. Средний состав пород Европы.
3. Средний состав пород островов Тихого океана.
4. Средний состав изверженных пород земной коры по Клэрку, 1924 г.

8. Степень окисления осадочной оболочки земной коры, как и следовало ожидать, значительно выше степени окисления изверженных пород в целом (табл. 6).

Средний коэффициент окисления осадочных пород выше, чем средний коэффициент окисления любой интрузивной изверженной породы; он выше средних коэффициентов окисления и эффузивных пород основной магмы. Однако осадочные породы в среднем все же менее окислены сравнительно с такими излившимися породами, как липариты, дациты и фонолиты¹⁶.

Высокий коэффициент окисления песчаников, сравнительно с глинистыми породами и сланцами, вероятно, находится в связи с большой водопроницаемостью песчаников.

1. Средний состав глинистых пород и сланцев из 78 анализов, по Клэрку.
2. Средний состав песчаников из 253 анализов по Клэрку.
3. Средний состав всей осадочной толщи, по Клэрку, 1924 г. Ферсман, «Геохимия», стр. 257-17.
4. Средний состав всей осадочной толщи, по Лейцу и Мииду, 1915 г.

¹⁵ Цифровые данные взяты из книги Ферсмана, «Геохимия», т. I, стр. 137, 1933.

¹⁶ Заметим, что липариты, дациты и фонолиты являются породами, мало распространенными сравнительно с андезитами и базальтами и сравнительно с интрузивными породами гранитной магмы.

¹⁷ В. И. Вернадский в своей работе «История минералов земной коры» (вып. 1, стр. 50, 1923 г.) приводит средний валовой состав 576 осадочных пород по Клэрку, согласно которому процент содержания Fe₂O₃ составляет 3,42 и FeO—0,54. Исчисленный из этих данных коэффициент окисления крайне высок (6,33); повидимому, цифры, приводимые Вернадским, ошибочны.

5. Средний состав гранитов из 236 анализов, по Дэли.
6. Средний состав липаритов из 64 анализов, по Дэли.
7. Средний состав габбро из 41 анализа, по Дэли.
8. Средний состав базальтов из 151 анализа, по Дэли.
9. Средний состав изверженных пород земной коры из 5 179 анализов, по Клэрку и Вашингтону.

Выводы о различной степени окисления горных пород, к которым мы приходим, сравнивая со средним валовым анализом относительное содержание в них окиси и закиси железа, основаны на статистическом материале. Исчисленный по отдельному анализу данной породы коэффициент окисления, конечно, не может служить сколько-нибудь надежным признаком для отнесения ее к тому или иному семейству, к тому или иному виду петрографической классификации, потому что процессы метаморфизма (в широком смысле этого слова), различные по своему характеру и по своей интенсивности в различных участках земной коры, оказывают большое влияние на степень окисления железа в горных породах. В лучшем случае коэффициент окисления, исчисленный по отдельному анализу данной породы, может служить лишь указанием на степень ее метаморфизованности.

Естественно, что горная порода, подвергнутая в более значительной степени воздействию агентов атмосферного выветривания, будет иметь и более высокое относительное содержание окиси железа, чем порода более свежая. В том же направлении, повидимому, влияют и некоторые поствулканические процессы, например такие, с которыми связывают образование серпентинитов¹⁸ и многие процессы термального

¹⁸ Вероятно, что чрезвычайно высокий коэффициент окисления некоторых ультраосновных пород Урала и находится в связи с их частичной серпентинизацией. В качестве примера приводим данные анализов ультраосновного габбро и дунита Денежка камня.

	1	2	
Fe ₂ O ₃	7,50	4,50	1. Ультраосновное габбро.
FeO	5,31	3,76	2. Дунит
Fe ₂ O ₃ :FeO	1,41	1,17	

Не входя в объяснения причин серпентинизации, заметим только, что одно лишь новообразование магнетита, обычно возникающего в процессе серпентинизации, должно здесь повлечь за собой значительное повышение коэффициента окисления породы. И как бы ни протекал процесс серпентинизации оливиновых пород, несомненно, что он является окислительным процессом, поскольку в оливинах мы имеем закись железа, тогда как в серпентинитах — закись-окись железа (магнетит).

Таблица 6

Степень окисления осадочных и некоторых изверженных горных пород

	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Fe ₂ O ₃	4,02	1,08	3,37	3,73	1,62	1,43	3,16	5,37	3,08
FeO	2,45	0,30	2,00	2,24	1,67	0,82	5,95	6,34	3,80
Fe ₂ O ₃ : FeO	1,64	3,6	1,68	1,67	0,97	1,74	0,53	0,85	0,81

экзметаморфизма (например те, которые обуславливают образование андрадитовых скарнов в контактово-метаморфических месторождениях железных руд).

В процессах термального эндометаморфизма (гранит-известняк), динамометаморфизма и регионального метаморфизма мы обычно наблюдаем обратное явление—уменьшение коэффициента окисления метаморфизованной породы, вследствие, по крайней мере, частичного восстановления окисных соединений железа в закисные.

В качестве примера приводим выборку из очень интересной таблицы Эккермана, иллюстрирующей изменение химического состава гранита Tappeberg (Швеция) по направлению к его контакту с известняком (см. Ферсмана, «Пегматиты», т. I, изд. 1931 г., стр. 235), и выборку из анализов двух образцов дарьяльского гранита (Кавказ)¹⁹.

Таблица 7

Содержание окиси и закиси железа в граните Tappeberg на различном расстоянии от его контакта с известняком

	Гранит в 240 м от контакта	Гранит в 75 м от контакта	Гранит в 5 м от контакта	Плотный контактовый гранит	Плагноклазит в 1 м от контакта
Fe ₂ O ₃	2,47	1,95	0,99	0,41	0,07
FeO	1,32	1,63	2,50	2,58	0,66
Fe ₂ O ₃ : FeO	1,87	1,20	0,40	0,16	0,10

Мы наблюдаем здесь закономерное уменьшение относительного содержания окиси железа в граните по направлению к контакту.

Но если в отдельных частных случаях относительное содержание окиси и закиси железа, названное нами коэффициентом окисления, не может служить признаком для

идентификации породы, то едва ли можно сомневаться в том, что сформулированные выше обобщения все же не случайны, что в основе, по крайней мере, части их лежит некоторая природная закономерность, достаточно отчетливо выявляемая сопоставлением статистических данных о химическом составе горных пород²⁰. Поэтому мы не можем

Таблица 8

Степень окисления свежего и метаморфизованного (серицитизированного) дарьяльского гранита

	1	2
Fe ₂ O ₃	1,62	1,31
FeO	2,14	3,20
Fe ₂ O ₃ : FeO	0,76	0,41

1. Свежий образец дарьяльского гранита.
2. Тот же гранит, но метаморфизованный.

согласиться с тем довольно распространенным мнением, согласно которому различие в степени окисления железа в горных породах является чем-то не особенно существенным, что оно зависит только от причин «случайного» порядка²¹.

Более высокая степень окисления излив-

²⁰ В особенности это относится к сформулированным выше пп. 1, 3, 5, 7, 8.

²¹ Так например, проф. Заварицкий пишет: «вместе с Озанном не будем делать различия в степени окисления железа в FeO и Fe₂O₃. Несомненно (даже не считаясь со вторичными процессами), что степень окисления железа зависит от условий образования породы. Если мы находим возможным при исследовании числовых характеристик пренебречь водой, входящей в слюды и также являющейся результатом особых условий кристаллизации, то тем меньше оснований проводить строгое различие между Fe₂O₃ и FeO, относительное количество которых зависит, повидимому, от причин еще более случайных» (Заварицкий, стр. 165).

Мы считаем также не вполне правильным и другое очень упрощенное представление, согласно которому «интрузивные и эффузивные породы не различаются по химическому составу». Различия

¹⁹ См. статью Д. Белянкина в «Трудах Минералогического музея Академии наук» III, 1929, стр. 20.

шихся пород сравнительно с интрузивными, исключительно высокий коэффициент окисления пород из семейства нефелиновых снгитов являются не более случайными, чем преобладание окисного железа над закисным в осадочных породах, чем обогащение окисью железа контактовой скарновой зоны гранитной интрузии с известняками, или чем закономерное уменьшение относительного содержания окиси железа в самом граните по направлению к его контакту с известняком и т. д.

Не ставя своей задачей в настоящей заметке объяснить все эти закономерности, мы ограничимся только немногими замечаниями по этому вопросу.

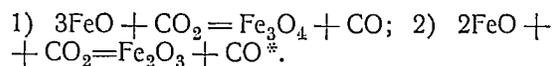
Заметим прежде всего, что для объяснения наблюдаемых явлений здесь, очевидно, недостаточно простой ссылки на особенности минерального состава тех или иных горных пород, простого указания, например, на то, что среди породообразующих минералов нефелиновых снгитов (обладающих наиболее высоким коэффициентом окисления в интрузивной серии горных пород) большую роль играют щелочные пироксены и амфиболы, богатые окисью железа, или ссылки на то, что более высокая степень окисления излившихся пород, например базальтов сравнительно с габбро, находится в связи с присутствием в них так называемой «базальтической роговой обманки» — окисленной роговой обманки, по терминологии А. Винчелля²², также содержащей в своем составе окисное железо.

в химическом составе интрузивных и эффузивных аналогов одной и той же магмы можно заметить уже в некоторых магматических формулах Ф. Ю. Левинсона-Лессинга; например, средний коэффициент кислотности для липаритов (4,2) заметно выше среднего коэффициента кислотности гранитов (3,9). Если обратиться к приведенной в тексте табл. 1, то можно заметить еще одно очень интересное различие. Интрузивные фации гранитной магмы (а также диориты и нефелиновые снгиты) оказываются более богатыми окислами железа (сумма $FeO + Fe_2O_3$), чем их эффузивные аналоги; обратное соотношение имеет место для габбро, перидотитов и их аналогов. Едва ли и это является только «случайностью».

²² А. Винчелль справедливо считает термин «базальтическая роговая обманка» неудачным поскольку этот минерал встречается не только в базальтах, но и в других эффузивных породах. Им предложен новый термин «*oxyhornblend*» — «окисленная роговая обманка». Известно, что нагревание обыкновенной роговой обманки при доступе воздуха до температуры около 300°C вызывает ее переход в «базальтическую» роговую обманку. Изменение в свойствах (без нарушения пространственной решетки) происходит благодаря окислению закисного железа в окись. См. «*Am Miner*», № 10, 1932, S. 472—473.

Такое «объяснение» являлось бы только минералогическим выражением тех же химических закономерностей и не давало бы, по сути дела, ответа на вопрос о причинах относительно повышенного содержания окисных соединений железа в породах определенного типа. Ответ на этот вопрос следует искать в той физико-химической обстановке, в условиях которой происходило образование тех или иных горных пород.

С этой точки зрения высокий коэффициент окисления пород семейства нефелиновых снгитов может быть объяснен переходом закисных соединений железа базальной магмы в окисные под влиянием углекислоты, освобождающейся в процессе вплавления базальтовой магмы в известняки. Здесь должны были иметь место те же самые реакции окисления, которые приводят, по предположению Butler, к обогащению окислами трехвалентного железа контактово-метаморфических месторождений железных руд и связанных с ними зон андрадитовых скарнов²³:



Более высокое относительное содержание окисного железа в эффузивных породах, сравнительно с интрузивными, проще всего объясняется окисляющим воздействием на лаву кислорода атмосферы. Но возможно, что более правильной является точка зрения А. Винчелля, высказанная им по поводу перехода обыкновенной роговой обманки в «базальтическую», согласно которой процесс окисления, обусловивший этот переход, совершается не за счет кислорода воздуха, а благодаря перемещению валентных связей (*valence bounds*) кислородных атомов в самом минерале (resp. в самом магматическом расплаве) вследствие выделения водорода*.

Если окисление пород, излившихся на земную поверхность, происходило за счет свободного кислорода атмосферы, то при подводных вулканических излияниях тот же процесс мог произойти за счет кислорода воды, частично подвергнувшейся диссоциации. Ин-

²³ См. «*Es. geol.*» № 4, 1923 г.

Впервые Линдгрэн и Кемп обратили внимание на то, что гравит в контактово-метаморфических месторождениях железных руд обычно является андрадитом. Широким распространением здесь пользуется также эпидот — минерал, также относящийся к тем сравнительно немногочисленным силикатам, в состав которых железо входит, главным образом, в виде окиси.

* Напомним, что водород является одним из главных компонентов газообразных вулканических эгсгаляций.

тенсивность этого второго процесса должна быть меньшей сравнительно с первым, благодаря чему коэффициент окисления горных пород, возникших в результате водных вулканических излияний, более низок.

Тот факт, что кислые породы очень часто являются одновременно и более окисленными, можно было бы доставить в связь с той «борьбой за кислород», которая, несомненно, имеет место в ходе магматической дифференциации, хотя конкретизация этой связи и должна быть отнесена к очень трудным петрологическим проблемам. Не меньшие трудности возникают также при попытках найти удовлетворительное объяснение тем процессам восстановления окисных соединений железа, которые происходят в результате дислокационного и регионального метаморфизма.

Главнейшее здесь затруднение в том, что в настоящее время мы ничего не знаем о тех химических реакциях окисления (или выделения свободного кислорода), которыми должен сопровождаться этот, как и всякий другой, восстановительный химический процесс. Акад. В. И. Вернадский имел основание писать, что «в глубинах земной коры кислород должен выделяться, так как соединения, богатые кислородом, например сульфаты или тела, содержащие окись железа, ... превращаются в глубоких слоях коры в соединения, более бедные кислородом или его не содержащие. Однако этот свободный кислород должен немедленно вступить в соединения—нигде мы не находим его проявления»²⁴.

²⁴ «Очерки геохимии», стр. 46.

Но в том-то и дело, что мы не находим в глубинах земной коры и тех соединений, в которые вошел этот «свободный кислород». Ни марганец, ни сера, ни титан, ни ванадий, ни медь, ни какой-либо другой химический элемент, обладающий в термодинамических условиях земной коры переменной валентностью, не встречается здесь в более высокой степени окисления, чем на поверхностных участках земли. Дальнейшая судьба «свободного кислорода» из окисных соединений железа остается, таким образом, загадочной. Несомненно, это одна из интереснейших, но мало разработанных геохимических проблем.

В заключение автор считает своим приятным долгом выразить благодарность проф. Н. М. Федоровскому и проф. В. И. Лучицкому, любезно согласившимся ознакомиться в рукописи с настоящей статьей. Автор целиком присоединяется к следующему замечанию, сделанному проф. В. И. Лучицким по вопросу о причинах высокой степени окисленности нефелиновых сиенитов. Если рассматривать нефелиновые сиениты, «как продукт, получающийся в результате определенных пневматических процессов, то значительная окисленность этих пород, в согласии с мыслью автора, может быть объяснена разложением H_2O с выделением H и окислением за счет освобождающегося кислорода тех же пород, с образованием окисножелезистых амфиболов и пироксенов».

З. В. Волкова¹

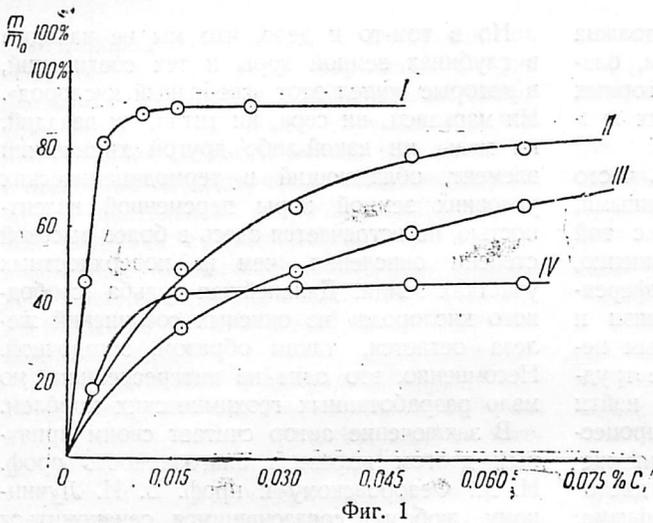
К вопросу о механизме флотации

Роль тонкодисперсной фракции порошков в проссе флотации

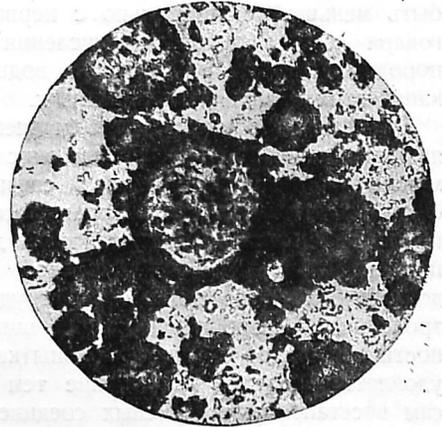
Процесс флотации твердых частиц обусловлен образованием минерализованной воздушной эмульсии, т. е. стабилизированных реагентом пузырьков воздуха, покрытых прилипшими к ним частичками флотируемого порошка; процесс флотации в большинстве случаев сопровождается коагуляцией частиц суспензии, приводящей к слипанию минерализованных пузырьков с агрегатами коагулировавшего порошка, вследствие чего переходят в пену большие количества порошка. Для выяснения механизма образования минерализованного пузырька в воде имеет значение отделение процесса флотации, т. е. образования минерализованных пузырьков, от процесса коагуляции частиц суспензии порошков.

Очень просто можно осуществить процесс флотации без увеличения коагуляции для порошков достаточно высокой степени дисперсности, применяя в качестве вспенивателей спирты, причем изоамиловый спирт при достаточно малых концентрациях дает большое количество мелких и достаточно устойчивых пузырьков. Была изучена флотация в слабых растворах изоамилового спирта (до 0,075%) ряда как гидрофобных (сера, тальк), так и гидрофильных (барит, мел) порошков (—250 меш). Флотация изучалась в равновесных условиях, т. е. без отбора пены, в цилиндрических делительных воронках. В воронки объемом 100 см³ вводилось по 5 г се-

¹ При участии А. В. Запорожец.



Фиг. 1



Фиг. 2

ры, талька и мела и по 20 г барита на 50 см³ воды. При достаточном числе встряхиваний высота слоя пены флотированного порошка оставалась неизменной при повторном встряхивании; тогда осевший на дно порошок сливался, высушивался и взвешивался. Отношение количества флотированного порошка m г к количеству взятого порошка

m_0 г, т. е. $\frac{m}{m_0}$ оценивает минимальное значение флотационного выхода при данном количестве реагента, характерное для данного порошка и данного реагента. Если значение

$\frac{m}{m_0}$ невелико в равновесных условиях, то при повторном вспенивании и отборе пены можно в некоторых случаях перевести в пену весь порошок или значительно увеличить флотационный выход, но при малых значениях $\frac{m}{m_0}$

переход в пену в флотационной машине происходит малыми порциями, при больших же значениях $\frac{m}{m_0}$ имеет место быстрое образование большого количества минерализованной пены на поверхности жидкости.

На фиг. 1 даются кривые ($C, \frac{m}{m_0} \cdot 100\%$) для вышеупомянутых порошков (C —концентрация изоамилового спирта): кривая I—для серы; II—для барита, III—для мела и IV—для талька. Мы видим, что флотация высокодисперсных порошков в растворах изоамилового спирта приводит к переходу в пену очень больших количеств порошков, причем при флотации в флотационной машине флотационный выход значительно возрастает, как было упомянуто ранее.

Интересно было прежде всего выяснить, имеет ли место для всех вышеперечисленных порошков адсорбция изоамилового спирта на поверхности их частиц, т. е. играет ли изоамиловый спирт одновременно роль и вспенивателя и коллектора и имеет ли место увеличение коагуляции порошков в растворах изоамилового спирта по сравнению с чистой водой. Адсорбция изоамилового спирта на всех вышеперечисленных порошках изучалась методом измерения поверхностного натяжения растворов изоамилового спирта до и после адсорбции, причем поверхностное натяжение измерялось принятым в нашей лаборатории методом наибольшего давления пузырьрьков. Оказалось, что для всех четырех порошков поверхностное натяжение растворов изоамилового спирта до и после адсорбции в точности равно, т. е. вышеуказанным методом не удалось открыть адсорбцию изоамилового спирта из водных растворов на поверхности этих порошков. Взвешиванием проб в суспензиях, осаждающихся в цилиндрах, или по наблюдению скорости осаждения можно было легко установить, что в растворах изоамилового спирта слабых концентраций не имеет места увеличение коагуляции частиц порошков по сравнению с чистой водой. Итак, большие количества порошков переходят в пену, причем не происходит ни адсорбции изоамилового спирта на поверхности порошков ни увеличения коагуляции частиц при флотации. Пена, минерализованная порошками, очень плотна и состоит из огромного количества мельчайших пузырьков, покрытых сплошным слоем мелких частиц порошков.

Одновременно с отсутствием заметной адсорбции изоамилового спирта на поверхно-

сти порошков не происходит ни адсорбции изоамилового спирта на поверхности порошков ни увеличения коагуляции частиц при флотации. Пена, минерализованная порошками, очень плотна и состоит из огромного количества мельчайших пузырьков, покрытых сплошным слоем мелких частиц порошков.

сти частиц барита и мела, а также серы и талька и, следовательно, с отсутствием понижения смачиваемости (гидрофобизации) достигаются оптимальные условия флотации. Кроме того, нужно отметить, что водная среда, являясь раствором поверхностноактивных веществ (обладая пониженным поверхностным натяжением), лучше смачивает порошок серы и талька, чем чистая вода². Для всех вышеперечисленных порошков в состоянии высокой дисперсности безусловно процесс образования минерализованных пузырьков не может быть сведен к обычным представлениям о прилипании частиц, недостаточно хорошо смачиваемых водой, к границе раздела «вода—воздух» пузырька с образованием трехфазных границ раздела. Во. Оствальд³ указывает на то, что для частиц меньше 1μ механизм флотации должен быть иной, чем для более грубых частиц. Нам кажется, что и для частиц значительно больших 1μ нельзя ожидать образования трехфазных границ, так как при флотации ряда порошков — 250 меш процесс удерживания частиц порошков около поверхности раздела «вода—воздух» пузырька перестает быть чувствительным к изменению смачиваемости поверхности частиц водой. Как было указано в нашей предыдущей работе⁴ для малых пузырьков и частиц (тальк), при образовании минерализованных пузырьков мы имеем дело с процессом, аналогичным процессу коагуляции, причем сольватная оболочка стабилизированного реагентом пузырька воздуха не только не предохраняет пузырек от слипания с частицами порошка, но, возможно, обуславливает это слипание. Частицы достаточно мелкодисперсного порошка, попадающие при встряхивании близко к поверхности раздела «вода—воздух» пузырька, закрепляются общими сольватными слоями с поверхностью пузырька и друг с другом, причем, возможно, это закрепление обусловлено тем, что поверхность раздела «вода—твердая частица» неоднородна (следовательно, неодинаков сольватный слой в различных частях поверхности частиц) и имеет место ориентация частиц, стабилизирующих пузырек друг относительно друга и относительно поверхности раздела двух фаз, приводящая к взаимному слипанию частиц слоя наименее защищенными сольватными пленками частя-

ми их поверхности. Свойства тонкодисперсных порошков как стабилизаторов воздушной эмульсии зависят тогда прежде всего от свойств стабилизирующих воздушные пузырьки порошков и от характера сольватной оболочки воздушных пузырьков.

Различные порошки имеют различные стабилизирующие свойства, что можно установить, наблюдая флотацию смеси порошком в слабых растворах изоамилового спирта. Из смеси талька и серы (—250 меш) флотируются оба порошка, причем под микроскопом видны пузырьки воздуха, сплошь покрытые частичками талька, и агрегаты частиц серы, прилипшие к поверхности стабилизированных пузырьков. На микроснимке фиг. 2 видна белая поверхность стабилизированных тальком пузырьков воздушной эмульсии и темные пятна агрегатов серы на ней. Интересно, что в смеси серы и барита стабилизаторами воздушной эмульсии являются оба порошка, эмульсия мало устойчива и быстро образует неустойчивый спумоид. Флотация серы во всех случаях дает большой выход за счет коагуляции ее частиц, хотя одинаковой как в воде, так и в слабых растворах изоамилового спирта, но значительно большей, чем коагуляция остальных порошков в тех же условиях. Наличие беспорядочного движения мельчайших частиц барита⁵, одевающих воздушные пузырьки, сходного по своему характеру с броуновским движением частиц в объеме жидкости, возможно и объясняется тем, что мельчайшие частицы барита беспорядочно перемещаются вблизи поверхности раздела «вода—воздух» до тех пор, пока ими не будет достигнуто устойчивое положение относительно друг друга и относительно поверхности раздела двух фаз. При достаточно устойчивой ориентации и заполнении слоя движение частиц близ поверхности раздела «вода—воздух» пузырька преращается.

Можно легко установить, что наибольшим стабилизирующим свойством обладают частицы достаточно малого размера. Получить флотацию грубодисперсного порошка барита или флюорита в растворе изоамилового спирта не удастся. Из смеси грубо- и тонкодисперсного порошка флотацией в слабых растворах изоамилового спирта можно выделить мелкодисперсную фракцию, причем грубодисперсная фракция может отчасти увлекаться в пену, не успевая стечь с водой из узких

² P. Reh binder, Lipetz und Rimskaja, «Koll.-Ztschr.» 66, 40, 1934.

³ Wo. Ostwald, «Koll.-Zeitschr.» 60, 324, 1932.

⁴ Z. W. Wolkowa, N. N. Serb-Serbina und A. W. Saporoshez, «Koll.-Ztschr», 71, 23) (1935) «Минеральное сырье», печатается.

⁵ Z. W. Wolkowa, N. N. Serb-Serbina und A. W. Saporoshez, «Koll.-Ztschr.», 70, 323 (1935) «Минеральное сырье» № 10, 19, 1934.

капилляров, образующихся между уплотняющимися пузырьками минерализованной пены. В табл. 1 даются измерения фракционного состава по дисперсности флотированного и осевшего порошка барита, причем в 0,065% растворе изоамилового спирта флотировалась смесь порошков +100 —200 и —250 меш.

Таблица 1

Количество порошка —250 меш	Количество порошка +100 —250 меш	Количество порошка, перешедшего в пену	Количество порошка осевшего	Объем раствора изоамилового спирта	Количество порошка —250 меш в пене	Количество порошка —250 меш в осадке
10 г	10 г	7,3	12,7	50 см ³	85,5%	29,5%
5 г	5 г	3,29	6,71	50 см ³	97,4%	26,8%

При большом отношении количества порошка к количеству воды $\frac{m_0}{U} = \frac{20}{50}$ в порошке, перешедшем в пену, содержится 85,5% фракции —250 меш; при уменьшении этого отношения уменьшается возможность увлечения грубодисперсного порошка в пену и лучше выделяется порошок барита —250 меш, хорошо стабилизирующий воздушную эмульсию; порошок, полученный высушиванием пены, содержит всего 2,6% грубодисперсной фракции.

Условия флотации изменяются при введении в суспензию реагентов, меняющих природу поверхности порошков. Типичным реагентом, резко уменьшающим смачиваемость поверхности частиц мела и барита водой, являются, как известно, нерастворимые в воде кислоты (например олеиновая кислота), адсорбция которых на поверхности частиц этих порошков ведет к образованию химически фиксированного слоя молекул реагента с ориентацией неполярными концами в воде⁶. Оливиновая кислота может быть введена в водную суспензию порошка барита в виде раствора ее в изоамиловом спирту, причем при высушивании порошка вода и изоамиловый спирт удаляются испарением, а олеиновая кислота, извлеченная адсорбцией на поверхности порошка, меняет смачиваемость поверхности сухого порошка водой, что можно исследовать 1) по изменению краевого угла смачивания методом проекции капель⁶,

⁶ P. Reh binder, Lipetz, Rimskaja und Taubman, «Koll.-Ztschr.» 65, 268, 1933. 66, 40, 1934. Из старых работ см., например, «Ж. Ф. Х.» 1/4, 553, 1930.

2) по изменению скорости впитывания воды тонким слоем порошка⁷ и 3) по изменению скорости пропитки водой порошка, упакованного в трубке⁸. Измерения скорости пропитки порошка водой высушенных порошков, адсорбировавших олеиновую кислоту, показали, что порошок барита —250 меш перестает впитывать воду при количестве олеиновой кислоты около 80 г на 1 т порошка и порошок —100 +200 меш около 25 г олеиновой кислоты на 1 т порошка.

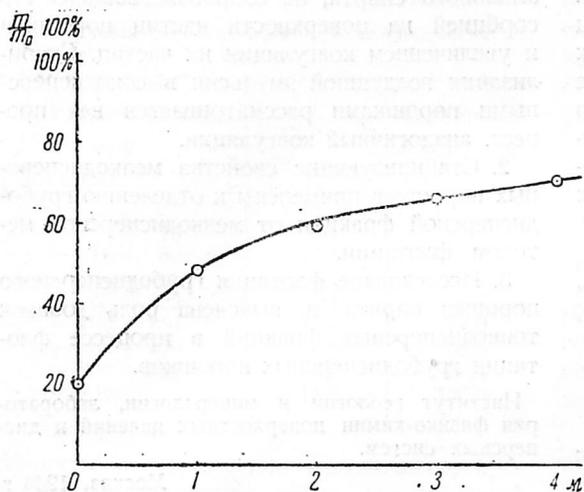
При введении в водную суспензию порошка барита —250 меш вместо чистого изоамилового спирта, такого же объема (0,03 см³) 1%, 2% и 4% раствора олеиновой кислоты в изоамиловом спирту можно повысить флотационный выход барита до 90%. Величина $\frac{m}{m_0}$

100% растет с увеличением концентрации олеиновой кислоты, что объясняется наличием коагуляции порошка, приводящей к переходу в пену агрегатов частиц, прилипших к слоям частиц, стабилизирующих воздушную эмульсию, а также изменением сольватных оболочек пузырьков при наличии олеиновой кислоты в воде. Небольшое повышение флотационного выхода с 80% при введении чистого изоамилового спирта до 90%, когда достигается почти полная гидрофобизация поверхности частиц порошка, указывает на малую чувствительность процесса стабилизации воздушной эмульсии порошком барита к изменению смачиваемости поверхности частиц при адсорбции реагента, если размер твердых частиц достаточно мал и если пенообразователем является изоамиловый спирт.

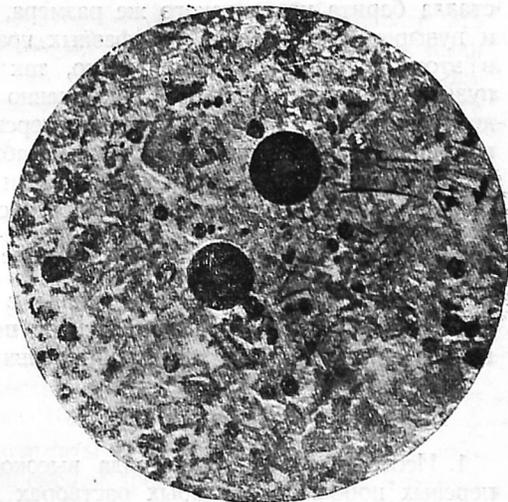
Несомненно, что процесс образования минерализованной воздушной эмульсии очень чувствителен к изменению молекулярной природы поверхности частиц барита при адсорбции реагента, если взять грубодисперсную фракцию —100 +200 меш. В растворах изоамилового спирта, как было указано ранее, грубодисперсный порошок барита совершенно флотирует. Если вместо чистого изоамилового спирта в суспензию порошка барита —100 +200 меш ввести 0,03 см³ 2%-или 4%-раствора олеиновой кислоты в изоамиловом спирту, то флотация в равновесных условиях ведет к переходу в пену очень небольшого количества порошка ($\frac{m}{m_0}$

⁷ P. Reh binder, Lipetz und Rimskaja, loc. cit; H. Freundlich, «Kolloid.-Beihfte» 37, 217. 1933.

⁸ Z. Wolkowa, «Koll.-Ztschr.» 67, 28, 1934; «Acta physicochim.» 1, 285, 1934.



Фиг. 3



Фиг. 4

100% около 20%), несмотря на то, что оленовой кислоты при этом взято 30 г и 60 г на 1 м порошка, т. е. имеется полная гидрофобизация поверхности порошка и он сильно флокулирован. Крупнодисперсный порошок является плохим стабилизатором воздушной эмульсии; флокулы коагулировавшего порошка удерживают недостаточное количество пузырьков воздуха, и средний удельный вес их велик. Если при этом же количестве введенного раствора оленовой кислоты в изоамиловом спирту в суспензию барита — 100 + 200 меш (20 г. на 5 см³ воды) добавить $M = 1, 2, 3,$ и 4 г порошка барита — 250 меш, то флотационный выход резко увеличивается, на поверхности жидкости появляется большой слой пены, как это видно из

фиг. 3, где построена кривая $\left(M, \frac{m}{m_0} 100\%\right)$ зависимости флотационного выхода от количества введенной тонкодисперсной фракции. На фиг. 4 приводится микроснимок флотационной пены, полученный при флотации порошка барита — 100 + 200 меш с добавкой 1 г порошка — 250 меш. На микроснимке (увеличение 40) можно видеть воздушные пузырьки, стабилизированные очень мелким порошком, и прилипшие к ним агрегаты коагулированного грубодисперсного порошка. Вместо порошка барита — 250 меш можно ввести тонкодисперсный порошок мела, флотационный выход грубодисперсного барита при этом также резко увеличивается, так как условия стабилизации пузырьков и коагуляции частиц при этом не меняются. Введение талька уничтожает флотацию барита, так как тальк является более активным стабилизатором воз-

душной эмульсии, причем не имеет места прилипание частиц барита к тальку. Добавка флюорита уничтожает флотацию барита, добавка мела уничтожает флотацию флюорита. Изучение действия мелкодисперсных добавок на флотацию порошков имеет практический интерес при выработке условий селективной флотации дисперсных минералов. Роль реагента при флотации грубодисперсных порошков, можно полагать, сводится, главным образом, к достижению сильной коагуляции частиц понижением смачиваемости их поверхности водой, а также и к получению прилипания агрегатов коагулировавшего порошка к поверхности пузырьков, стабилизированных мелкодисперсным порошком.

Конечно, это не значит, что процесс образования воздушной эмульсии при прилипании частиц более крупного размера к пузырькам исключается. В случае крупных частиц и значительных размеров пузырьков, конечно, не исключается и трехфазный механизм прилипания, связанный с пониженной смачиваемостью. Без примеси тонкодисперсного порошка процесс флотации имеет место и при обильной аэрации и отборе пены в флотационной машине можно малыми порциями флотировать полностью порошок барита при том же количестве реагента, введенного в суспензию порошка, при котором в равновесных условиях достигается выход 20%. При рассмотрении флотационной пены в этом случае можно видеть, помимо больших пузырьков, покрытых слоем частиц порошка, также малые пузырьки воздуха, к поверхности которых прилипли 2—3 кри-

стала барита почти такого же размера, как и пузырек. Образование трехфазных границ в этом случае очень сомнительно, так как пузырьки малых размеров совершенно не деформируются. Введение тонкодисперсного порошка резко улучшает условия стабилизации воздушной эмульсии порошком и изменяет характер флотации: в равновесных условиях получается большое значение $\frac{m}{m_0}$ и в условиях флотационной машины в короткое время образуется шапка сухой пены, и флотация протекает очень интенсивно.

Выводы

1. Исследована флотация ряда высокодисперсных порошков в слабых растворах изо-

амилового спирта, не сопровождающаяся адсорбцией на поверхности частиц порошков и увеличением коагуляции их частиц. Стабилизация воздушной эмульсии высокодисперсными порошками рассматривается как процесс, аналогичный коагуляции.

2. Стабилизирующие свойства мелкодисперсных порошков применены к отделению грубодисперсной фракции от мелкодисперсной методом флотации.

3. Исследована флотация грубодисперсного порошка барита и выяснена роль добавок тонкодисперсных фракций в процессе флотации грубодисперсных порошков.

Институт геологии и минералогии, лаборатория физико-химии поверхностных явлений и дисперсных систем.

Москва, 1935 г.

М. А. Эйгелес

Флотация плавикового шпата Солонечного месторождения

Разведка месторождения плавикового шпата Солонечного, произведенная в 1931 г. геологической партией Института прикладной минералогии (Н. С. Лаврович), выявила значительные запасы порядка по группам: $A_2 + B + C_1 + C_2$ до 750 тыс. m (4, 5). Жильное тело состоит из плавикового шпата и модификаций кремневой кислоты. По мощности жила колеблется весьма значительно в пределах от 0,7 до 23,7 м. Вмещающими жилу породами являются серицитизированные и грейзенизированные граниты. Плавиковый шпат массивно кристаллического сложения с трещиноватостью октоэдрическими отдельностями. Содержание чистого флюорита в руде колеблется от 50 до 90%. Среди запасов по группе A_2 около 60% относится к плавиковому шпату с содержанием менее чем 80% флюорита.

Значительная мощность месторождения и относительно высокое качество его плавикового шпата заставляют обратить серьезное внимание на месторождение Солонечное, несмотря на значительную удаленность последнего от железнодорожных путей. Высокотемпературный тип месторождения связан с тем, что основные массы кремнекислоты кристаллизовались не одновременно с кристаллизацией флюорита, и последний непосредственно

связан только с незначительным количеством кремнекислоты, редко превышающим 1%.

Такой генезис плавикового шпата, конечно, давал возможность рассчитывать на достижение при обогащении высоких результатов, превышающих те, что были получены при обогащении калангуевского плавикового шпата, связанного с значительным количеством аморфной кремнекислоты.

Приводимые ниже результаты исследования полностью подтвердили эти выводы.

Исходный продукт. Подвергавшаяся исследованию проба плавиковошпатовой руды имела качественный характер и была составлена из отдельных проб, взятых из разных точек месторождения для предварительного испытания. Проба представляла измельченный порошок из кристаллов преимущественно светлых тонов. Гранулометрический состав исходного продукта дан в табл. 1.

Химический состав руды: CaF_2 —79,62%; SiO_2 —17,74%.

В соответствии с качественным характером пробы произведенное исследование (с участием Н. Е. Романовской) было предварительным и являлось первым этапом работ по изучению обогатимости плавиковошпато-

Таблица 1
Гранулометрический состав плавикового шпата

Наименование класса в меш	Выход в %	Суммарный выход в %
+ 16	0,4	0,4
— 16 + 30	17,8	18,2
— 30 + 65	39,5	57,7
— 65 + 100	7,4	65,1
— 100 + 150	13,9	79,0
— 150 + 200	5,6	84,6
— 200 + 250	3,8	88,4
— 250	11,6	100,0

вой руды месторождения Солонечного, проводимых в настоящее время флотационной лабораторией ИМС по заданию треста «Союзплавик».

Экспериментальная часть. Для установления оптимального измельчения руды был поставлен ряд опытов с различным временем дробления исходного продукта и изучено влияние времени дробления на результаты обогащения.

Дробление производилось в лабораторной шаровой мельнице Брауна с соотношением т:ж:ш = 1:1:6. Флотация производилась

в лабораторном флотационном аппарате MS емкостью в 750 см³. Условия флотации были взяты на основании предыдущих работ лаборатории по флотации плавикового шпата (табл. 2).

В качестве реагента во всех опытах была взята олеиновая кислота в количестве 210 г/т. В качестве депрессора для кварца было взято жидкое стекло из расчета 300 г/т руды. Для смягчения воды и создания щелочной среды в пульпу загружался едкий натр из расчета 300 г/м³ пульпы. В качестве пенообразователя применялось сосновое масло в количестве 100 г/т. Время дробления различное: 10, 20 и 30 мин.

Результаты флотации продуктов с различным временем дробления приведены в табл. 3 и на фиг. 1.

Они показывают, что при дроблении плавикового шпата в течение 10 мин. (72,6% мельче 100 меш) качество концентрата высокое, однако, извлечение флюорита в концентрат недостаточно высоко и составляет всего 81,4%. При дроблении до содержания в продукте материала мельче 100 меш 92,9% (20 мин. дробления) качество концентрата слегка снижается, но извлечение возрастает до 97,3%. Дальнейшее дробление не улучшает результатов флотации.

Таблица 2
Ситовой анализ продуктов, дробленных в течение 10, 20 и 30 мин.

Наименование класса в меш	10 мин.		20 мин.		30 мин.	
	%	сумма	%	сумма	%	сумма
+ 65	18,3	18,3	3,52	3,52	0,96	0,96
— 65 + 100	9,1	27,4	3,50	7,11	1,29	2,25
— 100 + 150	26,7	54,1	23,98	31,09	15,26	17,51
— 150 + 200	12,9	67,0	18,56	49,65	18,12	35,63
— 200 + 250	8,7	75,7	12,54	62,19	14,58	50,21
— 250	24,3	100,0	37,81	100,0	49,79	100,0

Таблица 3

Результаты первичной флотации плавикового шпата при различном времени дробления

Время дробления в мин.	№ опыта	Выход в %		Содержание CaF ₂ в %		Извлечение CaF ₂ в %	
		концентрат	хвосты	концентрат	хвосты	концентрат	хвосты
10	1	71,9	28,1	90,06	52,8	81,4	18,6
20	2	94,9	5,1	81,89	41,6	97,3	2,7
30	3	94,1	5,9	81,82	42,80	97,1	2,9

Таблица 4

Результаты первичной флотации плавикового шпата при различном рН пульпы

Количество NaOH	рН	Выход в %			Содержание CaF ₂ в %			Извлечение в %		
		концентрат	пром. продукт	хвосты	концентрат	пром. продукт	хвосты	концентрат	пром. продукт	хвосты
200	9,7	83,8	9,4	6,8	90,31	57,36	9,1	94,9	4,4	0,7
300	10,5	73,1	20,3	6,6	92,80	59,95	15,8	85,3	13,5	1,8
400	11,2	74,7	23,1	2,3	83,03	39,82	36,55	78,4	11,0	10,6

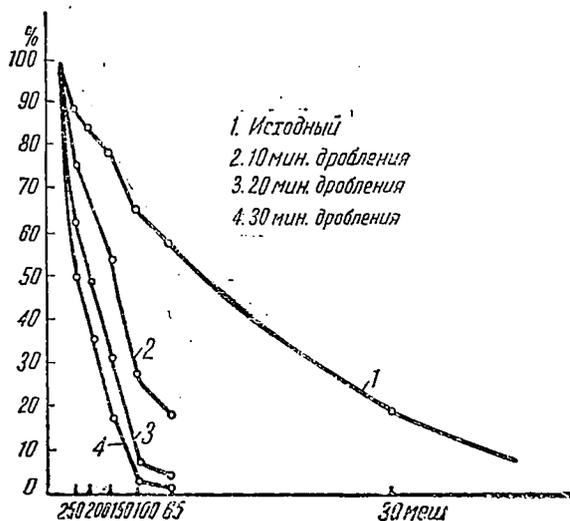
Таблица 5

Результаты первичной фракции плавикового шпата при различных количествах жидкого стекла

Количество жидкого стекла в г/т	Выход в %			Содержание CaF ₂ в %			Извлечение CaF ₂ в %		
	концентрат	пром. продукт	хвосты	концентрат	пром. продукт	хвосты	концентрат	пром. продукт	хвосты
200	74,4	19,9	5,7	93,29	49,87	7,1	87,90	12,30	0,50
300	83,8	8,4	6,8	90,31	37,36	9,1	94,90	4,40	0,70
400	75,6	19,8	4,6	89,39	53,01	33,10	84,90	13,20	1,20
500	76,3	19,2	4,5	83,97	53,31	33,55	85,20	12,80	9,00

Следующая серия опытов была поставлена с целью выяснения влияния концентрации водородных ионов рН пульпы на результаты флотации. Результаты предыдущих работ лаборатории (1, 3) показали, что добавка щелочи—едкого натра—в пульпу до рН > 9 резко улучшает результаты флотации.

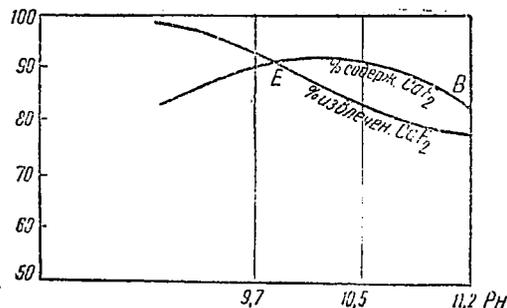
Опыты флотации плавикового шпата Солонечного велсь в аппарате MS 750 см³.



Фиг. 1. Гранулометрический состав плавикового шпата в зависимости от времени его дробления

В качестве реагента применялась олеиновая кислота. Концентрация пульпы т:ж = 1:5 (в начальный момент флотации); количество жидкого стекла 400 г/т. Остальные условия флотации отмечены в табл. 4, где приведены результаты этих опытов, они же изображены на фиг. 2.

В этих опытах наилучшие результаты по качеству концентрата получаются при рН = 10,5. При содержании CaF₂ в концентрате в 92,8% извлечение составляет 85,3%. При рН = 9,7 — качество концентрата немного ниже — 90,3%, но извлечение выше, доходя до 94,9%. Повышение рН до 11,7 резко ухудшает как качество концентрата, так и извлечение.



Фиг. 2. Влияние рН пульпы на качество концентрата (В) и извлечение (Е)

Следующая серия опытов была поставлена с целью выяснения влияния количества депрессора—жидкого стекла—на качество концентрата и на извлечение в нем CaF_2 . Опыты флотации проводились с продуктом, дробленным в течение 20 мин. в лабораторном аппарате MS емкостью 750 см³. В качестве реагента применялась олеиновая кислота, количество добавляемого жидкого стекла различное. Флотация велась с добавкой 300 г NaOH на 1 м³ воды.

Результаты этой серии опытов приведены в табл. 5.

Из последующих опытов следует отметить опыт флотации плавикового шпата месторождения Солонечного, проведенный в субэрационном флотоаппарате Рутс емкостью 3,4 л. Условия флотации были таковы: в пульпу загружалось едкого натра 200 г на 1 м³ воды, жидкого стекла 500 г, олеиновой кислоты 160 г и соснового масла 80 г на 1 т руды.

Таблица 6

Результаты первичной флотации плавикового шпата в аппарате Рутс

Наименование продукта	Выход в %	Содержание CaF_2 в %	Извлечение в %
Концентрат I	71,2	97,28	87,7
Хвосты I	28,8	33,0	12,3
Исходный продукт	100,0	79,62	100,0

Качество концентрата, полученного в этом опыте, исключительно высокое—97,3% CaF_2 , извлечение составляет 87,7%. Перечистка

этого концентрата дала возможность получить концентрат с содержанием 98,06 и 98,73% CaF_2 .

Выводы. Проведенное исследование флотации качественной пробы плавикового шпата месторождения Солонечного, являясь первым этапом работ в изучении обогатимости руды этого месторождения, имело предварительный характер и привело к следующим выводам:

1. Исследовано влияние измельчения исходного продукта на результаты обогащения.

Оптимальные результаты получены при дроблении в течение 20 мин., дашем продукт с содержанием 92,9% мельче 100 меш.

2. Исследована зависимость результатов флотации от pH пульпы. Оптимальные результаты получены при pH 9,7—10,5.

3. Исследовано влияние количества загружаемого во флотацию депрессора—жидкого стекла.

4. В результате флотации получен концентрат с содержанием CaF_2 в 97,3%. Перечистка концентрата дала возможность получить продукт с содержанием 98,0—98,7% CaF_2 .

Литература

1. М. А. Эйгелес, Обогащение плавикового шпата Аурахматского месторождения, ИПМ, 1933 (рукопись).

2. М. А. Эйгелес, О продуктах окисления парафина как фотореагентах для плавиковошпатовых руд, «Минеральное сырье» № 6, 1934.

3. М. А. Эйгелес, Испытание обогатимости пробы сложной флюоритовой руды Хайдарканского месторождения, ИПМ, 1933 (рукопись).

4. Н. С. Лавровиц, Месторождения плавикового шпата в Восточном Забайкалье, «Минеральное сырье» № 1, 1934.

5. Отчет о работах Дальневосточной экспедиции ИПМ за 1931—1932—1933 гг., ИПМ (рукопись).

Флотационная лаборатория ИМС.

М. Е. Липец, Н. М. Лубман и М. М. Римская

О методах определения оптимальных концентраций флотореагентов

(К вопросу о флотации флюорита)

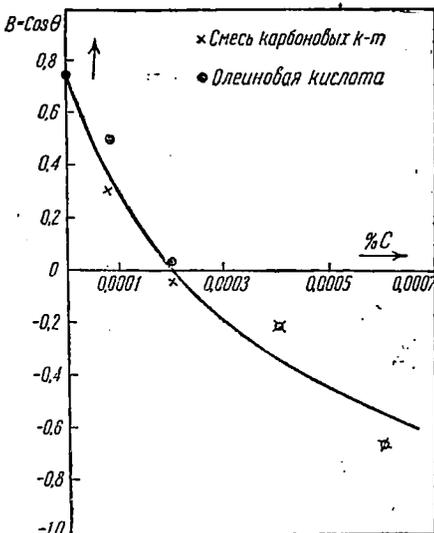
Разработанный в нашей лаборатории в различных модификациях метод изотерм смачивания $V=f(c)$ дает возможность проследить изменение молекулярной природы поверхности минералов при действии на них флотореагентов. Изотермы смачивания являются основной характеристикой действия адсорбционного слоя реагента на минеральную поверхность и служат чувствительным показателем для сравнительной

оценки флотационной активности различных коллекторов по отношению к одному и тому же минералу: наиболее активным из исследуемых на данном минерале коллекторов является обычно коллектор, дающий гидрофобизацию, т. е. инверсию смачивания при соответственно меньшей концентрации. Концентрация в точке инверсии служит количественной характеристикой коллекторных свойств данного флотореагента.

Этот же метод был нами применен в свое время для изучения коллекторных свойств смеси карбоновых кислот из твердого окисленного парафина или окисленных минеральных масел на целом ряде минералов и для сравнения активности смеси карбоновых кислот с олеиновой кислотой. В результате этих исследований смесь карбоновых кислот была предложена нашей лабораторией в качестве коллектора, особенно пригодного для флотации окисленных минералов, самородных металлов и минералов со щелочноземельными катионами¹ (флюорит, фосфориты). При сравнении коллекторных свойств смеси карбоновых кислот и олеиновой кислоты на флюорите оба реагента оказались настолько близкими по своим коллекторным свойствам, что для них была проведена одна общая изотерма смачивания (фиг. 1). Для выработки оптимальных условий флотации все же необходимо, кроме концентрации в точке инверсии, учитывать также и адсорбцию реагента на порошке минерала, так как удельная поверхность порошка много больше активной поверхности шлифа или грани минерала, на которых исследуется смачивание. Кроме того, должно быть, конечно, учтено своеобразие поверхности порошка (ее резкая неоднородность) по сравнению с поверхностью шлифа или грани спайности, на которых производились измерения наших изотерм².

¹ См. П. А. Ребиндер при участии М. Е. Липец, М. М. Римской и А. Б. Таубмана, «Физико-химия флотационных процессов», Металлургиздат, 1933, стр. 135; см. далее Ф. Н. Белаш, «Исследование продуктов окисления парафина и нефтяных масел в качестве флотореагентов для фосфатовых руд», «Минеральное сырье» № 6, 1934; М. А. Эйгелес, «О продуктах окисления парафина как флотореагентах для плавиковых руд», там же.

² См. например, измерения Н. Н. Серб-Сербинной на грани спайности, шлифе и порошке кальцита («Физико-химия флотационных процессов», стр. 121).



Фиг. 1. Изотермы смачивания на границе флюорит-вода-толуольные растворы кислот

Для пенной флотации, т. е. для вынесения с пеной минерала, уже подготовленного к флотации благодаря предварительной адсорбции коллектора, необходима достаточно большая поверхность пузырьков воздуха, а затем и пленок пены, несущих минерал. Только при наличии достаточной концентрации пенообразователя в водной среде пульпы, обуславливающей должную устойчивость эмульсии пузырьков воздуха и устойчивость пены, полностью выявляется подготовка минерала к флотации и проявляются оптимальные условия флотации минерала.

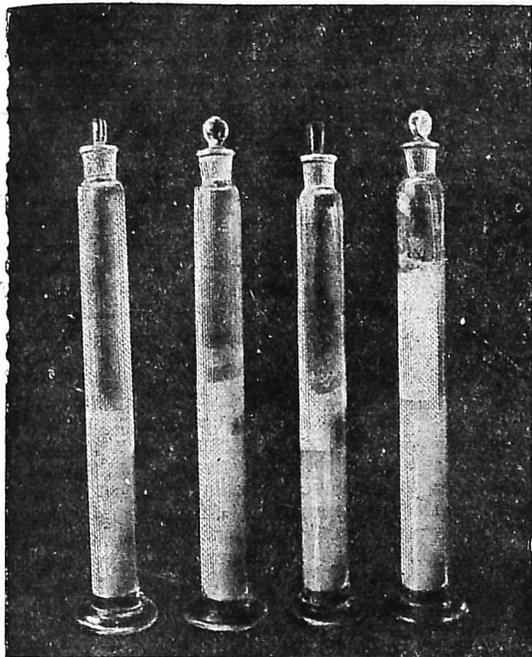
Для пенной флотации пена является одним из существенных факторов, и недооценка этого фактора может привести к не вполне правильным выводам. Это и имело место в работе доцента З. В. Волковой, напечатанной в «Минеральное сырье» № 7 за 1934 г. В этой работе З. В. Волкова применяет метод встряхивания в цилиндрах водной суспензии порошка флюорита с разными концентрациями олеиновой кислоты в смеси карбоновых кислот в толуоле для выработки оптимальных условий флотации и для сравнения этих коллекторов между собой. Наряду с несомненными высоконаучными достоинствами этой работы в части, касающейся применения оригинального метода изучения смачиваемости порошков по скорости пропитки, разработанного автором, эта работа ведет, однако, к ряду существенных недоразумений в вопросах, касающихся метода выработки оптимальных условий флотации. По поводу этих недоразумений мы и считали необходимым высказать здесь следующие соображения.

Из двух коллекторов, применяемых для практической флотации чистого минерального порошка, наиболее активным является тот, который при одной и той же концентрации дает наибольшее извлечение порошка. Поэтому естественно было ждать, что из двух коллекторов, исследованных З. В. Волковой, наиболее активным коллектором будет признана олеиновая кислота, показывающая полную гидрофобизацию флюорита при меньших концентрациях и дающая максимум флотации при меньшем расходе реагента, чем смесь карбоновых кислот. Несмотря на эти показатели, автор все же приходит к выводу, что лучшим флотореагентом является смесь карбоновых кислот, так как «при достижении максимума флотации, если коллектором является олеиновая кислота, то очень мало порошка переходит в пену» («Минеральное сырье», № 7, стр. 37).

Олеиновая кислота, как это хорошо известно³, является очень хорошим коллектором для флотации флюорита, и его плохая флотируемость в опытах З. В. Волковой объясняется только отсутствием вспенивателя.

Для флотации флюорита типичным «чистым» коллектором — олеиновой кислотой — надо было создать большую поверхность пены и тем самым дать возможность флотироваться порошку флюорита, уже подготовленному к флотации предварительной адсорбцией олеиновой кислоты. Вспениватель в данном случае является фактором, выявляющим состояние поверхности по-

³ Г. А. Линчевский, «Изыскание рациональной методики обогащения плавикового шпата», Гинцветмет, отчет за 1932 г; М. А. Эйгелес, «Минеральное сырье» № 6, 1934.



Фиг. 2. I—15 г СаF₂, 50 см³ воды и 0,03 см³ 2% толуольного раствора олеиновой кислоты. II—15 г СаF₂, 50 см³ воды и 0,04 см³ 2% толуольного раствора карбоновых кислот. III—15 г СаF₂, 50 см³ воды и 0,0128 г соснового масла. IV—15 г СаF₂, 50 см³ воды и 15 см³ 0,1% раствора сапонины

рошка, степень его гидрофобизации и подготовки к флотации. Даже при применении коллекторов, обладающих также и вспенивающими свойствами, во флотационной практике, как известно, всегда добавляются вспениватели—в одних случаях для увеличения поверхности пены, в других—для создания пены определенных свойств и структуры.

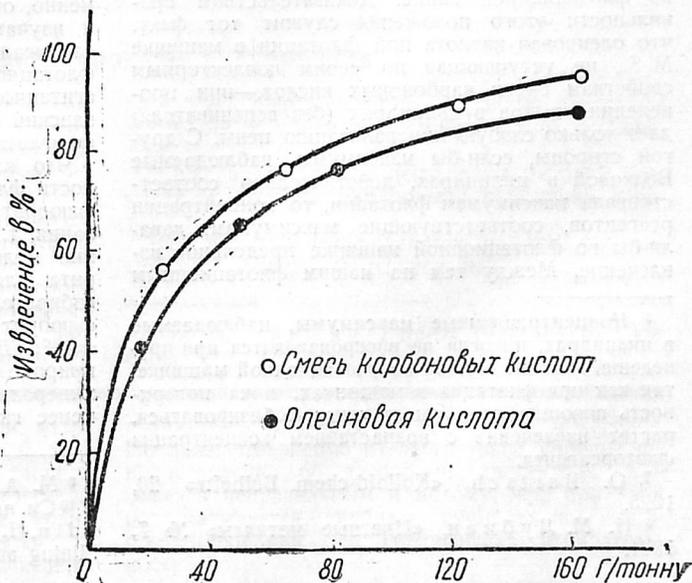
Нами были проведены опыты по флотации флюорита (—200 меш) в делительных воронках с широким краном для возможности учета процента извлечения и в флотационной машинке MS с теми же концентрациями олеиновой кислоты и смеси карбоновых кислот, какие были в опытах Волковой. Опыты проводились как со вспенивателем терпинеолом⁴, так и без него. Как показали наши

⁴ В отдельных опытах нами установлено, что флюорит, как и следовало ожидать, совершенно не флотируется одним терпинеолом. Карбоновые кислоты выделены из смеси кислот окисленного парафина. Наши исследования показали, что кислоты из окисленных нефтяных масел весьма близки к ним по своим флотационным свойствам. Из работы Волковой не видно, какого происхождения были ее карбоновые кислоты. Опыты З. В. Волковой по равновесной флотации в цилиндрах были воспроизведены нами с получением тех же результатов, причем мы пользовались карбоновыми кислотами из окисленного парафина.

опыты, после прибавления вспенивателя к суспензии флюорита с олеиновой кислотой появляется заметная флокуляция, и наблюдаемая картина флотации в цилиндре как качественно, так и количественно почти не отличается от флотации смесью карбоновых кислот. Таким образом наблюдаемая З. В. Волковой при флотации флюорита в цилиндрах без вспенивателя резкая разница в степени минерализации пены объясняется тем, что один из сравниваемых флотореагентов—олеиновая кислота—чистый коллектор, в то время как смесь карбоновых кислот благодаря наличию более растворимых низших кислот обладает также и вспенивающими свойствами. После прибавления вспенивателя (в случае олеиновой кислоты) эта разница сглаживается.

При встряхивании суспензии флюорита в цилиндрах без вспенивателя с целым рядом реагентов: 1) олеиновой кислотой в качестве «чистого» коллектора, 2) смесью карбоновых кислот, обладающих и вспенивающими свойствами, 3) сосновым маслом—вспенивателем, обладающим до известной степени также и коллекторными свойствами (вследствие наличия свободных жирных кислот⁵) и 4) сапонином—флотационным ядом, и при качественной оценке «характера флотации» по высоте слоя минерализованной пены сосновое масло оказывается как бы самым лучшим флотореагентом, олеиновая кислота—самым плохим. Как видно из фиг. 2, сапонин при этом дает самый высокий слой пены; пена слабо минерализована, несмотря на то, что сапонин является резко выраженным флотационным ядом-смачивателем. При этом порошок флюорита (5%) механически увлекается в пену при встряхивании. Эти опыты являются иллюстрацией ошибки, в какую можно впасть, рекомендуя в качестве коллектора вспениватель и даже отравитель флотации, если применять

⁵ Н. М. Лубман, «Физико-химия флотационных эмульсий», Гинцетмет, отчет за 1931 г.



Фиг. 3. Кривые флотационного извлечения флюорита в зависимости от концентрации коллекторов

в качестве оценки коллекторных свойств флотореагентов только высоту слоя минерализованной пены при встряхивании суспензии порошка в цилиндрах без вспенивателя.

Параллельно с опытами в цилиндрах Э. В. Волкова определяла также и природу поверхности флюорита до и после адсорбции коллекторов, измеряя своим методом скорости пропитки «напряжение смачивания» $\beta = \sigma_{12} \cos \Theta = \sigma_{12} B$, т. е. удельную флотирующую силу. Из приводимых данных видно, что гидрофобизация флюорита ($\beta = J$; $B = C$; $\Theta = 90^\circ$) имеет место не только при концентрациях реагента, соответствующих максимуму флотации, но и при больших концентрациях, сопровождающихся уменьшением количества минерализованной пены и ухудшением флотации. Совершенно непонятно, почему порошок флюорита, оставаясь полностью гидрофобным ($\beta = 0$), начинает хуже флотироваться. Это можно было бы объяснить явлением перемасливания, но для перемасливания обычно требуется большой избыток реагента (по данным автора, избыток равен только 26 г на 1 м) и, кроме того, перемасливание по нашим наблюдениям всегда сопровождается гидрофобизацией поверхности. Поскольку поверхность остается неизменно гидрофобной, о перемасливании не может быть и речи. Таким образом наблюдаемый автором максимум⁶ является отнюдь не максимумом флотации, а максимумом, характеризующим устойчивость трехфазной пены, полученной в цилиндрах. Максимумы устойчивости двухфазных и трехфазных пен в зависимости от концентрации описал Bartsch⁷ в своей обширной работе по исследованию пен; такие же максимумы подробнее и в более количественной форме наблюдала и Н. М. Лубман⁸ в нашей лаборатории.

При равных коллекторных свойствах тот реагент даст в цилиндре наиболее высокий слой минерализованной пены, который обладает большими вспенивающими свойствами. Но высота слоя минерализованной пены в цилиндре отнюдь не предсказывает поведение этого-же коллектора во флотационной ванне. Доказательством правильности этого положения служит тот факт, что оленовая кислота при флотации в машинке М. С., не уступающая по своим коллекторным свойствам смеси карбоновых кислот,—при проведении опытов в цилиндрах (без вспенивателя) дает только слабую минерализацию пены. С другой стороны, если-бы максимумы, наблюдаемые Волковой в цилиндрах, действительно соответствовали максимумам флотации, то концентрации реагентов, соответствующие максимумам, давали-бы во флотационной машинке предельное извлечение. Между тем по нашим флотационным

опытам, проведенным в машинке М. С. для сравнения коллекторных свойств оленовой кислоты и смеси карбоновых кислот, предел извлечения флюорита для обоих коллекторов достигается при расходе реагента в 120—160 г/м, вместо 40—53,3 г/м, указываемых Волковой (фиг. 3).

Концентрации 40—53,3 г/м, указываемые Э. В. Волковой, могут иметь значение лишь как концентрации точек инверсии смачивания, обычно определяемых во всех наших работах для сравнения коллекторной способности реагентов на данном минерале. Однако, как мы видим (фиг. 3), даже при добавлении оптимального количества пенообразователя эта концентрация коллектора (с учетом адсорбции на минерале) недостаточна для полной его флотации.

Опыты по флотации флюорита проводились в маленькой машинке MS с чистым терпинеолом в качестве вспенивателя; оленовая кислота и смесь карбоновых кислот вводились в толуольных растворах и каждый флотационный опыт проводился в течение 10 минут. Хотя кривая извлечения флюорита для смеси карбоновых кислот лежит несколько выше, чем, соответствующая кривая для оленовой кислоты (фиг. 3), практически можно считать оба реагента не уступающими друг другу по своим коллекторным свойствам. Такие результаты действительно получены инж. М. А. Эйгелесом⁹ при испытании смеси карбоновых кислот в качестве коллектора для флотации плавиково-шпатовой руды Калангуевского месторождения и при сравнении этих данных с результатами флотации оленовой кислотой.

Опыты в цилиндрах даже в присутствии вспенивателя и при обязательном учете процента извлечения дают только ориентировочные представления о характере флотации, так как отфлотированный порошок остается в поверхностном слое, затрудняя дальнейшую флотацию. Для полноты извлечения необходимо непрерывно удалять минерализованную пену, возобновляя свежую поверхность пены.

Если почему-либо отказаться, хотя бы временно, от изучения элементарного акта флотации и изучать флотационный процесс в целом, то следовало бы вместо цилиндров пользоваться флотационной машинкой (пневматической или агитационной), как это делал известный американский исследователь Gaudin¹⁰ в своих работах по флотации чистых минералов.

Что касается молекулярной природы поверхности флюорита, то, по данным автора, порошок флюорита имеет очень низкое напряжение смачивания, т. е. он слабо гидрофилен. При определении молекулярной природы поверхности флюорита для гладкой грани спайности по методу избирательного смачивания мы установили, что флюорит гидрофилен ($\Theta_{12} = 41^\circ$; $B_{12} = 0,753$; $\Theta_{21} = 45^\circ$; $B_{21} = 0,707$) и по своей молекулярной природе близко подходит к таким гидрофильным минералам, как кальцит и барит (но все же менее гидрофилен, чем слюда и кварц; ряд по

⁹ М. А. Эйгелес, loc. cit.

¹⁰ См. например, «Flotation fundamentals» A. M. Gaudin, H. G. Lower, M. S. Hanson and C. W. Orr, Mining and Metallurgical Investigations, 1928.

⁶ Концентрационные максимумы, наблюдаемые в цилиндрах, никогда не воспроизводятся при проведении этих же опытов во флотационной машинке, так как при флотации в машинках, пока поверхность порошка продолжает гидрофобизироваться, растет извлечение с возрастанием концентрации флотореагента.

⁷ O. Bartsch, «Kolloid-chem. Beihefte» 20, 1925.

⁸ Н. М. Лубман, «Цветные металлы» № 7, 1931.

Месторождение меди Туркмении

В период геологопоисковых работ, относящихся к 1931 г., геологами, работавшими в Карлюкском и Чаршангинском районах, были установлены выходы омедненных пород: геологом В. Мирошниченко в овраге Кансай¹, геологом Е. Лаптиева^{2—3} в урочище Кагны-Сай и Шакарлык-Астана, геологами партии НИУ около Окуз-Булакского месторождения калийных солей.

По инициативе УпНКТП СССР при СНК ТССР, была организована Кугитанская геологоразведочная партия Цнигри, которая произвела общее обследование площади между кишлаками Кугитанг (Кутан) и Ходжа-Караул и деятельную разведку в окрестностях кишлака Кугитана на протяжении 7 км.

На этом участке было установлено два меденосных горизонта: 1-й и 3-й. 1-й горизонт, который можно признать промышленным, представлен «толшей плотных глин и глинистых сланцев зеленовато-серого и бурого цвета,

¹ В. П. Мирошниченко. Полезные ископаемые района Гаурдакского серного месторождения, т. I, изд. Ин-та эконом. исслед. при Госплане Туркм. ССР., Москва, 1923.

² Е. М. Лаптиева. О месторождениях меди в Ширабадском районе УзССР, Осведом. бюллет. научно-исслед. работы треста Союзразведка № 1, 1932.

³ Это месторождение было описано Вебером в труде «Полезные ископаемые Туркестана».

⁴ В. П. Мирошниченко и Е. М. Лаптиева. О месторождениях меди Восточной Туркмении и смежных с нею частях Узбекистана рукопись.

пересеченных большим количеством прожилков белого гипса». Мощность 1-го горизонта определяется в 10 м, оруденение проявляется четырьмя медистыми прослоями: из них верхний находится в контактной зоне с надстиляющими породами, мощность прослойки незначительна; второй находится примерно по середине пласта и наиболее омеднен, мощность его колеблется от 30 до 60 см; ниже этого прослоя примерно на 1 м находится третий прослой, мощностью до 15 см; четвертый прослой не является постоянным и встречен лишь в одной канаве.

3-й меденосный горизонт представлен известняками, мощностью 4 м, которые обогащены медью в нижней своей части на 50—60 см, также обогащены подстиляющие им известковистые сланцы, примерно на 40 см. Оруденение очень непостоянно.

2-й горизонт очень прерывист и встречается на отдельных участках (был встречен южнее селения Ходжа-Караул).

По данным анализов опытной лаборатории треста «Союзсера» в Ашхабаде, процентное содержание меди в среднем в образцах, взятых с расчисток, определяется не менее как 1,25 меди и колеблется в пределах 0,32—2,68 содержания меди. В процессе производства анализов было установлено в отдельных образцах содержание никеля от 0,08 до 2,5%.

Таким образом Кугитанское месторождение меди заслуживает самого серьезного внимания как месторождение не только меди, но и других возможных компонентов (никеля).

В. В. Донцов и А. П. Климовских

Месторождение киновари в Туркмении

Месторождения киновари были обнаружены Сумбарской геологопоисковой партией Саргру в 1928 г.; в последующие годы, вплоть до 1932 г., производились геологоразведочные работы глубокими горными выработками.

1. Месторождение киновари Кара-Елчи находится в 60 км на юг от гор. Кизил-Арвата и примерно в 6 км 303 от вершины г. Сюнт.

Месторождение приурочено к мощной полосе раздробления северо-восточного направления длиной до 10 км и шириной до 1—2 км; присутствие киновари установлено на протяжении

5—6 км. Окружающими породами являются песчаники и глинистые сланцы Альба и Сеномана¹.

Жилы представлены песчано-кальцитовой брекчией, к которой приурочены включения киновари.

Все месторождение делится на три участка: северный, южный и центральный.

¹ И. И. Никшич. Бариты бассейна р. Сумбара.

убывающей гидрофильности: слюда, кварц, кальцит, барит, флюорит). Суждение автора о том, что при низком напряжении смачивания данного минерала нужны небольшие количества реагентов для его полной гидрофобизации, т. е. количество прибавляемого реагента находится в прямой зависимости от напряжения смачивания чистого минерала, кажется нам не вполне правильным. Мы этого не наблюдали при исследовании влияния различных коллекторов на

смачиваемость целого ряда чистых минералов. Но даже независимо от этого такое упрощенное представление об адсорбции коллектора нам кажется неправильным и потому, что при этом не учитывается наиболее существенное свойство адсорбции — ее специфичная избирательность.

Москва, Центральный институт цветных металлов, лаборатория физико-химии флотационных процессов.

Северный участок расположен в районе аула Игирли. Всего осмотрено было 35 жил, приуроченных к глинистым сланцам, из которых до 40% имеют наличие киновари.

На южном участке осмотрено было 150 жил, которые, подобно жилам северного участка, залегают в глинистых сланцах.

Центральный участок наиболее обогащен киноварью. Зона раздробления здесь проходит по песчанникам и протягивается до 1 км при ширине 300 м. Песчанники являются наиболее обогащенными киноварью сравнительно с глинистыми сланцами, в которых киноварь частично выщелочена.

В процессе разведок были установлены старые персидские выработки, часть которых была восстановлена, причем было установлено, что выработки проводились до уровня грунтовых вод, примерно до 15 м глубины. Выработки проходились по простиранию кальцитовых жил и имеют неправильную форму. По всей вероятности, применялся метод огневой работы, так как по стенкам выработок наблюдается значительное количество сажи.

Помимо жильных месторождений киновари, в юго-западной части месторождения встре-

чается россыпь, но с очень незначительным содержанием ртути.

2. Месторождение киновари Куршур-Ли находится приблизительно в 10 км на юг от аула Ярты-Кала Кара-Калинского района.

Месторождение приурочено к зоне раздробления северо-восточного направления. Окружающими породами являются песчанники, глинистые песчанники и глинистые сланцы меловых отложений (Апт.) Жила представлена песчано-глинистой беркчией шириной до 200 м, рудным телом являются барит и кальцит, выхода которых протягиваются до 2—3 км, пересекая ядро антиклинали в крест простирания пород.

Киноварь охристого типа и встречается в пустотах брекчии барита и реже кальцита как остаточная, так как первичная киноварь, по видимому, выщелочена. С глубиной содержание киновари еще более уменьшается.

Из двух описанных месторождений наибольший интерес представляет месторождение киновари Кара-Елчи, но разведка его до сего времени является незаконченной.

Литература. Отчеты Сумбарской партии Средазразведки за период с 1927 по 1931 г.

В. В. Донцов и А. П. Климовских

Месторождения литографского камня в окрестностях Ашхабада

Глинистый известняк или литографский камень, относимый геологом И. И. Никшичем к барремскому ярусу (свита В) нижнего мела, довольно широко распространен по Копет-Дагу.

В районе Ашхабада литографский камень залегают в ядрах Гяурской и Нефтоновской антиклиналей. Наиболее удобными для эксплуатации и по транспортабельности литографского камня являются выходы, расположенные в северном крыле Нефтоновской антиклинали. Подстилающими породами свиты литографского камня являются известняки свиты А, составляющие нижний горизонт меловых отложений района.

Открыто месторождение литографского камня в 1893—1894 гг., к этому же времени относятся и попытки эксплуатации литографского камня.

В 1928 г. по поручению б. ВСНХ ТССР А. Ф. Соседко были обследованы выходы литографского камня в ущельи Сулюкли в 2,5 км на юг от с. Нефтоновского и на запад от него до Фирюзы.

Работа Соседко носила рекогносцировочный характер и ограничилась поверхностным осмотром выходов литографского камня (расчистка старых карьеров, проведение нескольких закупушек).

Пачкообразная толща глинистого известняка определяется мощностью до 250 м, мощность прослоек колеблется от нескольких сантиметров до 0,40 м. Глинистый известняк переслаивается глинисто-мергелистыми породами темного цвета, мощность которых колеблется в несколько сантиметров. Глинистый известняк мелкозернист, темного цвета, иногда с синеватым оттенком. Излом раковистый. В массе глинистого известняка встречаются включения охры до 10 см в диаметре.

Согласно данным лаборатории САГРУ, глинистый известняк приближается к золенгофенским литографским камням Баварии и несколько лучше, чем кавказский литографский камень (табл. 1).

Предварительные испытания образцов, переданных Соседко в ашхабадскую типографию, обнаружили высокие качества литографского камня из ущелья Сулюкли: краска ложится ровно и дает тонкие рисунки, при гравировке игла дает ровную невыкрашивающуюся царпину.

Отрицательными моментами при эксплуатации литографского камня необходимо признать наличие трещин по мелким отдельностям и трещин тектонического характера.

Образцы литографского камня в виде плит, взятые Соседко, колебались размерами от 20 × 30 × 15 см до 60 × 40 × 20 см. После обделки и отшлифовки наиболее крупных образцов, получены были САГРУ две плиты размерами 20 × 20 × 5 см, которые, несмотря на малый размер, на отшлифованной стороне имели трещины с ответвлениями, что указывает на неудовлетворительное качество литографского камня из верхних слоев.

На основании приведенных данных преждевременно делать какие-либо выводы о надежности месторождений литографского камня в Копет-Даге, так как до сего времени все исследования литографского камня носили случайный и очень поверхностный характер.

Учитывая ограниченное число месторождений литографского камня в СССР, необходимо обратить более серьезное внимание и углубить изучение месторождений литографского камня в окрестностях г. Ашхабада.

Таблица 1

Наименование	Литографский камень					
	из ущелья Сулюкли		золенгофенский		кавказский	
	31	32	1 сорт	2 сорт	Емшанка	Алгетск
CaO	47,43	47,91	53,00	35,64	51,02	38,77
MgO	1,37	1,26	0,77	25,93	5,68	10,04
Al ₂ O ₃	1,44	1,11	0,95	3,53	2,58	6,78
Fe ₂ O ₃			0,22			
SiO ₂	10,77	10,49	1,17	1,72	15,46	15,24
K ₂ O			0,27	—	0,98	Следы
Na ₂ O			0,59	—	—	—
CO ₂	—	—	42,45	22,51	24,01	28,46
H ₂ O	39,36	39,65	—	—	—	—
Органические остатки	—	—	0,59	—	0,16	0,20

Литература

1. И. И. Никшич, От Багира до ст. Арчман «Ташкент», изд. отд. УВХ Ср. Азии, 1926.
2. В. И. Симонов, Предварительный отчет по исследованию стекольного и цементного сырья, Ср.-Аз. геолком, 1927 (рукопись).
3. А. Ф. Соседко, Предварительный отчет о работе по изучению месторождения литографского камня в окрестностях г. Ашхабада, 1928 (рукопись).
4. Ср.-Аз. отд. ИМС, Дополнение к общему отчету о строительных материалах, 1929 (рукопись) А. Климовских

К ст. Д. М. Толстого „Прямой метод оценки“... На фиг. 1, 2-ая линия — напечатано — „Глух 1 фр.“ следует — „Глух 3-я фр.“

Рефераты и библиография

Петрографическое изучение минералов глин

Ральф Е. Грим.

Реферат

Отдельные частицы глинистых минералов обычно слишком малы для того, чтобы можно было под микроскопом определить их оптические свойства. В реферируемой работе автор предлагает способ получения агрегатов глинистых минералов, в которых отдельные частицы имеют одинаковую общую оптическую ориентировку, что дает возможность определить их некоторые оптические константы.

Материал глины или глинистого сланца, после полной дезинтеграции в дистиллированной воде, помещается в просторный стеклянный сосуд, наполненный водой. После того как все неглинистые минералы осядут на дно, в сосуд вводится обычное предметное стекло, которое в горизонтальном положении подвешивается на проволоке в верхней части суспензии. В этом положении стекло остается до тех пор, пока на него не осядет достаточное количество глинистого материала. После просушки препарата толщина осевшего слоя не должна превышать нормальной толщины шлифа, т. е. 0,03 мм.

После сушки препарат покрывается покровным стеклом. Глинистые минералы в большинстве своем представлены плоскими чешуеобразными частицами с совершенной спайностью по базису,

а потому, оседая, они ложатся на предметное стекло параллельно друг другу, с соответственно параллельными или почти параллельными вертикальными осями. Некоторые участки агрегата имеют при этом горизонтальные кристаллографические направления также параллельными и, таким образом, в этих местах удается получить интерференционную фигуру и, следовательно, определить знак и угол оптических осей $2V$.

Из опыта известно, что лучшие результаты получаются тогда, когда диаметр составляющих частиц равен примерно 1 μ .

Для получения достаточно распыленной суспензии рекомендуется повторное смачивание с последующей просушкой.

Присутствие кварца и кальцита мешает определению оптических констант глинистых минералов, а потому они предварительно должны быть удалены. Кварц удаляется методами физической сепарации, а кальцит посредством пропускания через суспензию тока углекислого газа, который и растворяет кальцит. При этом глинистые минералы остаются без всяких изменений, что проверено рентгенометрическими исследованиями.

Г. Дембо

Рефератная картотека силикатной литературы

Сообщения, издаваемые техническим бюро А. Литинского. Лейпциг О. 27. 1934 г. Цена (включая указатели и стоимость пересылки) 25 марок за квартал. За г-раницу 27 марок 50 пф.

Referatkartei der Silikatliteratur. Mitteilungen herausgegeben von Techn. Büro L. Litinsky. Leipzig O. 27, 1934. Preis (einschliesslich Schlagwortregister und zustellungskosten) vierteljährlich RM 25. Ausland RM 27.50.

Немецкий журнал «Feuerfest» («Огнеупор») прекратил свое издание с начала 1934 г. Вместо него техническое бюро Литинского издает новый рефератный орган под названием «Referatkartei der Silikatliteratur» («Рефератная картотека силикатной литературы»).

Картотека эта посвящена всем видам силикатных изделий: фарфору и фаянсу, строительным глиняным материалам, огнеупорам, цементу, извести, стеклу, эмали и т. п. материалам.

Картотека представляет собою обзор текущей мировой периодической литературы, посвященной силикатам, т. е. она охватывает около 100 журналов, включающих ежегодно около 1200—1500 статей. Число карточек за год будет примерно соответствовать этой цифре. За первое полугодие 1934 г. опубликовано 647 карточек, в которых даны не только рефе-

раты журнальных статей, но и рецензии на русские и иностранные книги.

Предметный указатель, приложенный к картотеке, дает возможность удобного пользования ею.

Вся область силикатов разделена на следующие 25 групп:

А. Общая: общие вопросы керамики и силикатной промышленности, силикатные системы и сплавы, химико-физические и минерало-химические работы.

В. Кремнеземистые сырые материалы: кварц, кварцит, песок, песчаник, кизельгур и т. д.; геология, химико-физические и термические свойства и т. д.

С. Алумосиликаты: глина, каолин, диаспор, андалузит, корунд, боксит, кианит и т. д.;

геология и методы добычи, химико-физические свойства, отношение к обжигу и т. д.

D. Разные силикаты: полевои шпат, слюда, пегматит, асбест и т. д.

E. Разные сырые материалы: магнезит, доломит, известь, плавиковый шпат, хромит, циркон, графит, редкие земли и т. д.

F. Подготовительные операции: измельчение, отмучивание, рассев и т. д.

G. Приготовление массы: отощающие материалы, выгорающие вещества, флюсы, дозировка, вылеживание, проминание и т. д.

H. Формование: прессовка, модели и т. п.

I. Сушка.

K. Обжиг: тепловое хозяйство, техника обжига, газогенератор, периодические и непрерывно действующие печи и т. д.

L. Фарфор, фаянс и гончарные изделия: посуда, изоляторы, санитарный товар, «феуэртонваре», кафли, стеновые плитки, майолика и т. д.

M. Каменный товар и строительные глиняные изделия: канализационные трубы, клинкер, половые плитки (метлахские), аппаратура для химпромышленности, обыкновенный красный строительный кирпич, черепица, дренажные трубы, мостовой кирпич, строительная терракота и т. д.

N. Декорировка: глазуровка, ангой, окраска и т. д.

O. Огнеупоры: свойства — прочность, химическая и термическая стойкость, пористость, газопроницаемость, теплопроводность, структура; формовка шамотных, диасовых, силлиманитовых, магнезитовых, цирконовых, хромитовых и углеродистых огнеупоров; специальные методы производства.

P. Огнеупоры—области применения: требования, применение различных огнеупоров в металлургической, газовой, стекольной, химической и керамической промышленности, для топок паровых котлов и т. д.

Q. Специальные массы: стеатит, шлифовальные

материалы, теплоизоляционные материалы, формовочный песок для литейных и т. д.

R. Цемент и известь: портланд-цемент, доменный цемент, плавленный (глиноземистый) цемент, известь, растворы и т. д.

S. Гипс и искусственные камни: алебастр, песчаник, ксилолит, цемент Сореля; производство, свойства и применение.

T. Стекло: физико-химические основы, приготовление шихт, плавка, формовка, отжиг. Оптическое стекло, полое и прессовое стекло, зеркальное стекло и т. д., специальные стекла, кварцевое стекло, растворимое стекло, стеклоплавильные печи.

U. Эмали: технология, обжиг и т. д.

V. Испытание: исследование сырья и готовой продукции.

W. Оборудование заводов: технологические вопросы, силовые машины, специальные машины, транспортные установки, строительство заводов и их эксплуатация.

X. Образование: конгрессы, общества, выставки и т. д.

Y. Хозяйство: статистика, труд, торговля, налоги, пошлины, фрахт, импорт, экспорт, гигиена, техника безопасности, вопросы упаковки.

Z. Разные: исторические данные, нормализация, библиография и т. д.

Карточки имеют стандартный формат 210×297 мм (D. I. N. A 4), Размер реферата не стандартизирован и колеблется от $\frac{1}{4}$ до $1\frac{1}{2}$ стр. Высылаются карточки отдельными бандерами ежемесячно.

Рецензируемая картотека представляет собою новую интересную форму обзора мировой силикатной литературы и может явиться серьезным справочником для тех силикатчиков, которые желали бы расширить свой горизонт и быть в курсе современного состояния науки и техники в этой быстро развивающейся области.

В 1935 г. картотека будет издаваться на трех языках: немецком, английском и французском.

Инж. З. И. Перкаль

Неметаллические ископаемые и руды черных металлов

Non-metallic Minerals and Iron Ores

Минералогия, петрография, геология,
месторождения и пр.

Mineralogy, petrography, mineral deposits, etc.

Общие вопросы. General.

1. Ahlfeld Friedrich, Über die Systematik hydrothormaler Lagerstätten. О систематике гидротермальных месторождений. «Ztschr. prakt. Geol.», 1934, H. I, S. 13—14.

2. Delury J. S., The magmatic wedge. Механизм магматических интрузий. «Amer. J. Sci.», 1934, 5 Ser., v. 28, № 167, pp. 341—352.

3. Jenks W. F., Petrology of the alkaline stock at Pleasant Mountain, Maine.

Петрология щелочных изверженных пород в Пле-зент Маунтен, Мэйн (Нью Гэмпшайр) «Amer. J. of Sci.», 1934, 5 Ser., v. 28, № 167, pp. 321—340.

4. Kyrle G., Höhlenkunde und Mineralogie. Изучение пещер и минералогия. «Ztschr. Kristall.», B, 1934, Bd. 45, H. 5/6; «Mitt. Wiener Miner. Ges.», № 99, S. 465—6.

5. Lasky S. G., Ferric-ferrous ratio in contact-metamorphic deposits. Отношение соединений окиси и закиси железа в контактово-метаморфических месторождениях. «Econ. Geol.», 1934, v. 29, № 2, pp. 121—39.

6. Reynolds D. L. The eastern end of the Newry igneous complex. Комплекс изверженных пород в Ньюри, графство Даун, Ирландия. «Quart. J. Geol. Soc.», London 1934, v. 90, prt. 4, № 360, pp. 585—635.

7. Singewald Jr., J. T. a. o., Genetic groups of hypogene deposits and their occurrence in the Western States. Генетические группы гипогенных месторождений и их распространение в восточных штатах Северной Америки. Ore deposits of the Western States. Lindgren-Volume, 1933, p. 503—682. Реф.: N. J. 1934, Ref. II, № 5, S. 824.

8. Tucan, Fran., Einblicke in die Geochemie des dinarischen Karstes. К геохимии динарского карста. Jugoslavenska Akad. znanosti i umjetnosti. Rad. 246, Zagreb, 1933, S. 37—108. Serbokroatisch mit deutschem Auszuge in Bull. intern. Acad. Jougoslave Sci. et Beaux-Arts de Zagreb; cl. sci. math. nat. 1933, livre 27, p. 37—48.

Реф.: N. J. 1934, Ref. II, № 5, S. 663.

Авгит Augite

9. Holzner Julius, Beiträge zur Chemie und Optik sanduhrförmiger Titanaugite. К химии и оптике «титанавгитов», имеющих форму песочных часов. «Ztschr. Krist.», A, 1934, Bd. 87, H. 1/2, S. 1—11. Библиография 51 назв.

10. Kôsu S. & Ueda J. Thermal expansion of augite. Термическое расширение авгита. Proc. Imp. Acad., Токуо 1934, v. 10, pp. 87—90, 2 fig. Анн.: «Miner. Mag.» 1934, v. 23, № 146; «Miner. Abstr.» v. 5, № 11, p. 511.

Алланит Allanite

11. Wells R. C., Allanite from Wyoming. Алланит из Вайоминга. Amer. Miner. 1934, v. 19, p. 81—82. Реф.: N. J., 1934, Ref. I. H. 5, S. 450.

Алмаз Diamond

12. Blank E. W., Diamond finds in the United States. Literature. Алмазы в США. «Rocks a. Miner.», 1934, v. 9, № 10, p. 147—151. Библиография 24 назв.

Антигорит Antigorite

13. Read H. H., On zoned associations of antigorite, talc, actinolite, chlorite and biotite in Unst, Shetland Islands. О зональных ассоциациях антигорита, талька, актинолита, хлорита и биотита в Унст, Шетландские острова. «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, № 145, pp. 519—540.

Асфальт Asphalt

14. Hutt, John B., Rock asphalt. Природный асфальт. «Eng. a. Min. J.», 1934, v. 135, № 3. pp. 116—17.

Барит Baryte

15. Setdl Kurt, Das Schwespatvorkommen von Gottesberg in Schlesien. Месторождения барита в Силезии. «Ztschr. prakt. Geol.», 1934, H. I, S. 1—13.

Берилл Beryl

16. Lincoln Francis Church, Beryl in the Black Hills. Берилл из Южной Дакоты. «Eng. a. Min. J.», 1934, v. 135, № 5, pp. 202—203.

Боксит Bauxite

17. Dittler E., Die Genesis der Saanztaler Bauxite. Генезис зангальских бокситов. «Ztschr. Kristall.», B, 1934, Bd. 45, H. 5/6; «Mitt. Wiener Miner. Ges.», № 99, S. 457—8.

18. Fox C. S., Bauxite in Greece. Боксит в Греции. «Min. J.», 1934, v. 185, № 5155, p. 430.

19. Nahmias M. E. et Hagg G., Bauxites et muillites, étudiées au moyen des rayons X. Рентгенографические исследования бокситов и муллитов. «Ztschr. Krist.», A, 1934; Bd. 88, H. I, S. 90—92. Библиография 7 назв.

20. Tomkeieff S. J., Clay minerals and bauxitic minerals. A review and classification based on a statistical method. Минералы глины и бокситовые минералы. Обзор и классификация, основанная на статистическом методе. «Miner. Mag.», 1933, v. 23, № 143, pp. 463—482.

Реф.: N. J., 1934, Ref. I, H. 5, S. 465—66.

21. Vadasz E., Bemerkungen zu den Bauxitvorkommen der Insel Amorgos. Заметки о месторождении боксита на острове Аморгос. «Centralbl. Miner.», A, 1934, № 6, S. 182—185.

Борацит Boracite

22. Mehmel, Martin. Feinbauliche Untersuchungen am Borazit. Структурные исследования борацита. «Ztschr. Krist.», A, 1934, Bd. 88, H. I, S. 1—25.

Бразилия Brazil

23. Freyberg V., von, Die Bodenschätze des Staates Minas Geraes (Brasilien). Полезные ископаемые Минас-Жераэс (Бразилия). Stuttgart, Schweitzerbart, 1934, 454, S. 111. Реф. Rev. Géol. 1934, t. 14, fasc. 7—8, pp. 408—11.

Вёлерит Wöhlerit

24. Gossner B. u. Kraus O., Die chemische Zusammensetzung von Wöhlerit. Химический состав вёлерита. «Ztschr. Krist.» 1933, A, Bd. 86, S. 308—310. Реф.: N. J., 1934, Ref. I, N. 5, S. 451.

Вермикулит Vermiculite

25. Gruner J. W., The structures of vermiculites and their collapse by dehydration. Структуры вермикулитов и их разрушение при дегидратации. «Amer. Miner.», 1934, v. 19, № 1, pp. 557—575.

Вулканизм Vulcanism

26. Behrend Fritz. Rezenten Vulkanismus und die Bildung von Eisenerzen. Новейшие явления вулканизма и образование железных руд. «Ztschr. Deut. Geol. Gesell.», 1934, Bd. 86, N. 6, S. 360—367.

Ганглипарит Gangliparite

27. Wakar W. A., Gangliparite und Obsidiane aus dem Kolymschen Gebiete. Ганглипарит и обсидиан из района реки Колымы. «Ztschr. Kristall.», B, 1934, Bd. 45, N. 1, S. 1—18. Библиография, 26 назв.

Гелий Helium

28. The sources of helium. Источники гелия. «Queensland Gov. Min. J.», 1934, v. 35, № 405, pp. 49—50.

Германия Germany

29. Motschmann H. Die nutzbaren Gesteine Nordostbayerns, insbesondere der Bayerischen Ostmark. Полезные ископаемые северо-восточной Баварии. Steinind., 1934, № 9, S. 119—122.

Гипс Gypsum

30. Le gypse du bassin de Paris. Гипс из окрестностей Парижа. «Rev. des Matér. de construction» (Chaux), 1933, № 291, pp. 406—8. Реф.: «Rev. Géol.» 1934, v. 14, fasc. 7—8, pp. 420—21.

Глины Clays

31. Knote J. M., Chemical and physical changes in clays due to the influence of heat. Химические и физические изменения в глинах, вызываемые влиянием высоких температур. «Univ. Ill. Dept. of Ceram. Eng. Bull.» № 15.

32. Nagelschmidt G., Röntgenographische Untersuchungen an Tonen. I. Die Röntgenogramme einiger in Tonen vorkommender Mineralien. II. Der Mineralbestand des Mallisser Tones. Рентгенографические исследования глины. I. Рентгенограммы некоторых минералов, входящих в состав глины. II. Минералогический состав маллесской глины.

«Ztschr. Kristall.», A, 1934, Bd. 87, N. 1/2, S. 120—145. Библиография, 19 назв.

33. Newton E. F. Petrography of fuller's earth deposits. Петрография месторождений сукновальной глины. «Econ. Geol.», 1934, v. 29, № 3, pp. 307—8.

34. Nutting P. G., Bleaching clays. Отбеливающие глины. United States Geological Survey, Circular № 3, pp. 51. см. также 20 сш also 20.

Горные породы, изверженные Igneous rocks

35. Daly R. A., Igneous rocks and the depths of the earth. Cloth, octavo. Price 30 S. London: Mc Graw-Hill Publishing Co. Изверженные горные породы и глубины земли. Реф.: «Min. Magaz.», 1934, v. 50, № 3, pp. 156—157.

Гранат Garnet

36. Heritsch H., Röntgenographische Untersuchung an einem Granat aus der Lieser-Schlucht bei Spittal a. d. Drau (Kärnten). Рентгенографические исследования граната из ущелья Лизер, Шпитталь. «Ztschr. Kristall.», A, 1933, Bd. 85, S. 392—403. Реф.: N. J., 1934, Ref. I, N. 5, S. 397.

Гранит Granite

37. Agar William M., The granites and related intrusives of Western Connecticut. Граниты и родственные им интрузивы восточного Коннектикута. «Amer. J. Sci.», 1934, v. 27, № 161, pp. 354—373.

38. Charrin Victor, Les granits dans les Vosges. Граниты Вогез. «Min., Car., Gr. Entr.», 1934, № 135, pp. 17—20.

39. Ghosh P. K. The Carnmenellis granite: its petrology, metamorphism and tectonics. Гранит из Карменеллис'а (Великобритания): петрология, метаморфизм, тектоника. «Quart. J. Geol. Soc.», London, 1934, v. 90, pt. 2, pp. 240—276. Библиография, 23 назв.

40. Hitchen Charles Stansfield. The Skiddaw granite and its residual products. Гранит с горы Скиддау (Великобритания) и его остаточные продукты. «Quart. J. Geol. Soc.», London, 1934, v. 90, pt. 2, pp. 158—200. Библиография, 28 назв.

41. Knight B. H., Some well known granites their economic aspects as determined by petrological methods. Применение петрологических методов исследования для определения промышленного значения некоторых хорошо известных гранитов. «Quar. Manag. J.», 1934, v. 17, № 8, pp. 223—224.

Графит Graphite

42. Beverly B., Graphite deposits in Los Angeles county, California. Месторождения графита в Лос-Анжелесе в Калифорнии. «Econ. Geol.», 1934, v. 29, № 4, pp. 346—55.

43. Lillig Skaland, ein norwegisches Graphitvorkommen. Месторождение графита в Норвегии. «Tech. H.», Düsseld. 1934, 24, S. 2—4, 15. Анн.: «Gl. kauf», 1934, № 4, S. 99.

44. Wesselowski W. S. u. Wassiliew K. W. Röntgenographische Untersuchung der dispersen

Strukturen verschiedener Graphitarten. Рентгенографическое исследование дисперсных структур различных графитов. «Ztschr. Kristall.», A., 1934, v. 89, № 2, SS. 156—174.

Диатомит Diatomite

45. Eardley-Wilmot V. L. Diatomaceous earth in Oregon. Диатомит Орегона. «Econ. Geol.», 1934, v. 29, № 1, pp. 95—6.

Доломит Dolomite

46. Kramer William, Dolomite dikes in the Texas permian. Доломитовые дайки в пермских отложениях Техаса. «Jl. Geol.», 1934, v. 42, pp. 193—19.

Драгоценные камни Precious stones

47. Wild George O., Citrine and topiz. Цитрин и топаз. «Rocks & Miner.», 1934, v. 9, № 2, pp. 19—20.

Железные руды Iron ores

48. Fowler-Lunn K., Hematite iron ores of Sierra Leone, West Afrika. Гематитовые железные руды западной Африки. «Min. Jl.», 1934, v. 184, № 5135, pp. 52—3.

49. Heim A., The iron ores of Minas del Rif, Spanish Morocco. Железные руды Испанского Марокко. «Econ. Geol.», 1934, v. 29, № 3, pp. 294—300.

50. Stone J. B. Limonite deposits at the Orient mine, Colorado. Месторождения лимонита на руднике Ориент в Колорадо. «Econ. Geol.», 1934, v. 29, № 4, pp. 317—29.

Известняк Limestone

51. Borel A., Etude chimique et micrographique d'un calcaire Dévonien. Химическое и микрографическое исследование одного девонского известняка. «Chimie et Industries», 1934, Avril, p. 241. Ann.: Rev. Géol. 1934, v. 14, fasc. 7—8, p. 421.

Ильменит Ilmenite

52. Barth T. F. W. and Posnjak E., Crystal structure of ilmenite. Структура кристаллов ильменита. «Z. Krist.», A, 1934, v. 88, № 4, pp. 265—70. Ann.: «Jl. Amer. Ceram. Soc.», 1934, v. 17, № 11; «Ceram. Abstr.», v. 13, № 11, p. 302.

Каолин Kaolin

53. Grim R. E., Petrology of the Kaolin-deposits near Anna, Illinois. Петрология каолиновых месторождений, расположенных близ Анна, Иллинойс. «Econ. Geol.», 1934, v. 29, № 7, pp. 659—670.

54. Noll W., Hydrothermale Synthese des Kaolins. Гидротермальный синтез каолина. «Ztschr. Kristall.», B, 1934, Bd. 45, H. 2/3, S. 175—190.

55. Noll W., Zur genetischen Deutung der hydrothermalen Kaolinsynthese. Значение гидротермального синтеза каолина для объяснения его генезиса. «Centralbl. Miner.», A, 1934, № 3, SS. 80—4.

Карналлит Carnallite

56. Bessert F., Eine neue Methode zur Erkennung der Strukturen von Carnallitgesteinen. Новый

метод изучения структуры карналлитовых пород. «Kali», 1933, B. 27, S. 239—240. Ref.: N. J. 1934, Ref. II, № 5, S. 730.

Кварц Quartz

57. Die Einteilung sedimentärer Quartzgesteine. Классификация осадочных кварцевых пород. «Stein-ind.», 1934, № 11, S. 152.

Кианит Kyanite

58. Nag D. C. Notes on a kyanite deposit in Bihar and Orissa. Заметки о месторождении кианита в Бихаре и Ориссе, Индия. Ref.: «Quart. Jl. Geol. Min. Met. Soc., India» 1934, v. 6, № 3, p. VII.

Контактный метаморфизм Contact metamorphism

59. Anderson Alfred L., Contact phenomena associated with the Cassia batholith Idaho. Контактные явления, связанные с батолитом Кассиа в Айдахо. «Jl. Geol.», 1934, v. 42, № 4, pp. 376—3-2.

Кремень Flint

60. Fischer Walter, Feuersteinartige Bildungen aus der sächsisch-böhmisch-schlesischen Krüide. Кремневидные образования в меловых отложениях Саксонии, Богемии и Силезии. «Ztschr. Kristall.», B, 1934, Bd. 45, H. 2/3, S. 424—445. Библиография, 23 назв.

Кровельный сланец Slate

61. Le ardesie. Vecchie e nuove applicazioni. Кровельный сланец. Применение прежде и теперь. «Mag., Pie., Gran.», 1934, № 3, pp. 27—32.

Лавы Lavas

62. Angel F. und Gameraith H., Ueber die Ursachen der Rotfärbung saurer Laven. О причинах красной окраски кислых лав. «Ztschr. Kristall.», B, 1934, Bd. 45, H. 4, S. 355—358.

Лепидомелан Lepidomelane

63. Yoshiki Bumpai, Thermo-optic studies of lepidomelane from Ishikawa. Термооптические исследования лепидомелана из Ишикава (Япония). «Proc. Imp. Acad.», Tokyo 1933, v. 9, pp. 324—326, 1 fig. Ann.: «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, № 14; «Miner. Abstr.», v. 5, № 9, p. 428.

Лёсс Loess

64. Kölbl L., Ueber die Kornung des Lösses. О зернистости лёсса. «Centralbl. Miner.», A, 1934, № 6, SS. 173—81. Библиография.

Магма Magma

65. Phemister, T. C., The role of water in basaltic magma. 1—11. Роль воды в кристаллизации базальтовой магмы. 1—11. «Ztschr. Kristall.», B, 1934, Bd. 45, H. 1, S. 19—77, H. 2/3, S. 99—132.

Магнезит Magnesite

66. Kinoshiki S. Magnesite deposits in the vicinity of Taikwayo-Do, Tansen-Gun, S. Kanryo-Do. Месторождения магнезита в окрестностях Тайквато-До, Тансен-Гун, Южного Канкю-До. «Bull. Min. Surv. of Chosen», 1932, B. 7, S. 1. Реф.: N. J. 1934, Ref. II, № 5, S. 709.

Минерализация Mineralisation

67. Buddington A. T., Correlation of kinds of igneous rocks with kinds of mineralisation. Соотношение типов изверженных пород и явлений минерализации. Ore deposits of the Western States. Lindgren-Volume, 1933, S. 350—385. Реф.: N. J. 1934, Ref. II, № 5, S. 671.

Монмориллонит Montmorillonite

68. Hoffmann U. u. andr., Kristallstruktur und Quellung von Montmorillonit. Структура кристаллов и разбухание монмориллонита. «Ztschr. Kristall.», A, 1933, Bd. 86, S. 340—348. Реф.: N. J. 1934, Ref. I. H. 5, S. 462—63.

Мрамор Marble

69. Bain G. W., Calcite marble. Кальцитовый мрамор. «Econ. Geol.», 1934, v. 29, № 2, pp. 121—39.

70. Henglein M., Marmor oder Kalkstein? Мрамор или известняк? Steinind., 1934, № 2, S. 16—18.

Мулит Mullite

71. Ioshioka T. and oth., Mullite in clay refractories. Мулит в глиняных огнеупорных материалах. J. Soc. Chem. Ind. 1934, v. 37, № 4, p. 171—72, B. Ann.: Am. Ceram. Soc., 1934, v. 17, № 11; Ceram. Abstr., v. 13, № 11, p. 291.

72. Sawatari Michitaka, Notes on the dispersion of mullite. О дисперсии муллита. Memoirs of the Ryojun college of engineering, commemoration volume, 1934, December, pp. 41—48.

См. также 19. See also 19.

Нефелиновый сиенит Nepheline syenite

73. Adams Frank D. and Osborne, F. Fits, Nepheline syenite from Solwezi, Northern Rhodesia. Нефелиновый сиенит из Северной Родезии. «Amer. J. Sci.», 1934, v. 27, № 158, pp. 135—145.

Обсидиан Obsidian

См. 27. See 27.

Оливин Olivine

74. Kôzu S., Ueda T. & Tsurumi S. Thermal expansion of olivine. Термическое расширение оливина. «Proc. Imp. Acad.» Токуо, 1934, v. 10, pp. 83—86. Ann.: «Miner. Mag.», 1934, v. 43, № 146; «Miner. Abstr.», v. 5, № 11, p. 510.

Пегматит Pegmatite

75. Agar W. Pegmatite minerals in the marble at Falls village, Connecticut. Пегматитовые минералы в мраморе Коннектикута, США. «Amer. J. Sci.», 1935, Ser. 5, v. 29, № 169, pp. 56—57.

76. Lauder milk J. D. and Woodford A. O., Secondary montmorillonite in a California pegmatite. Вторичный монмориллонит в пегматите из Калифорнии. «Amer. Miner.», 1934, v. 19, № 10, pp. 260—267. Реф.: N. J., 1934, Ref. I, H. 5, S. 464.

Песок Sand

77. Roschkowa E. W. und Pokrowskaja T. L., Die Bestimmung opaker Mineralien in Sanden. Определение непрозрачных минералов в песках. «Centralbl. Miner.», A, 1934, № 1, SS. 16—21. Библиография.

Песчаник Sandstone

78. Stewart Duncan, The petrography of the Beacon sandstone of South Victoria land. Петрография бэконского песчаника из Южной Виктории (Антарктика). «Amer. Miner.», 1934, v. 9, № 8, pp. 351—359. Библиография 13 назв.

ПиEMONIT Piemonit

79. Short A. M., A chemical and optical study of piemontit from Shadow Lake, Madera Co., California. Химические и оптические исследования пиомонита из Калифорнии. «Amer. Miner.», 1933, v. 18, pp. 493—500. Реф.: N. J. 1934, Ref. I, H. 5 S. 449.

Пирит Pyrite

80. Buerger M. J., Fluid inclusions in pyrite. Жидкие включения в пирите. «Amer. Miner.», 1934, v. 19, № 12, pp. 603—604. Библиография 3 назв.

Пироксен Pyroxene

81. Teiichi Itô, The problem of the rhombic pyroxenes. Проблема ромбических пироксенов. «J. Geol. Soc.», Токуо, 1934, v. 41, № 49, pp. 604—627.

Плагиоклаз Plagioclase

82. Emmons R. C. Plagioclase determination by the modified universal stage. Определение плагиоклаза при помощи видоизмененного универсального столика. «Amer. Miner.», 1934, v. 19, № 6, pp. 237—259. Библиография 7 назв.

Полевой шпат Feldspar

83. Chudoba Karl, Determination of the feldspars in thin-sections. Trans. by W. G. Kennedy, London, Murby, 1933. Определение полевых шпатов в тонких шлифах. Реф.: «Eng. a Min.», J. 1934, v. 135, № 3, p. 139.

84. Zaniowska-Chlipalska E., Zur chemischen Zusammensetzung pegmatitisch und magmatisch gebildeter Alkalifeldspäte. О химическом составе щелочных полевых шпатов пегматитового и магматического образования. «Centralbl. Miner.», A, 1934, № 3, SS. 91—3.

85. Chudoba K., Bemerkung zur vorstehenden Erwiderung. Замечание по поводу вышеприведенного ответа. Ibid, S. 93.

Радий Radium

86. Les gisements de radium du Canada. Место рождения радия в Канаде. La Nature, 1933, 15 Juil., p. 89. Ann.: «Rev. Géol.», 1934, v. 14, fsc. I, p. 66.

Редкие земли Rare earths

87. Quasebart K., Seltene Erden und ihre Anwendung. Редкие земли и их применение. «Umschau», 1934, Jg. 33, N. 13.

Роговая обманка Hornblende

88. Ebert H., Hornfelsbildung und Anatexis im Lausitzer Massiv. Образование роговообманковых пород и анатексис в массиве Лаузиц. Реф.: «Ztschr. Deut. Geol. Gesell.», 1934, Bd. 86, N. 8, S. 456.

Селенит Selenite

89. Broughton M. N., Secondary selenite crystals in Tertiary strata in Texas. Кристаллы вторичного селенита в третичных отложениях Техаса. «Amer. Miner.», 1934, v. 19, № 10, pp. 466—473.

Серa Sulphur

90. Ferron Robert D., Sulphur in Peru. Some deposits of the Andes. Серa в Перу. Некоторые месторождения Анд. «Eng. a. Min. J.», 1934, v. 135, № 2, pp. 64—65.

Сиенит Syenites

91. Jenks W. F., Heavy minerals in the syenites of Pleasant Mountain, Maine. Тяжелые минералы в сиенитах горы Плезант, Мейн, Новая Англия. «Amer. Miner.», 1934, v. 19, № 10, pp. 476—479.

Слюда Mica

92. Hall George M., Zoisite and other minerals included in mica from Spruce Pine, North Carolina. Цонзит и другие минералы, содержащиеся в слюде из Северной Каролины. «Amer. Miner.», 1934, v. 19, № 2, pp. 76—80.

Спилит Spillite

93. Fairbairn H. W., Spillite and the average metabasalt. Спилит и средний тип метабазалята. «Amer. J. Sci.», 1934, v. 27, № 153, pp. 92—97.

Ставролит Staurolith

94. Edelman C. H. und Doeglas D. J., Über Umwandlungserscheinungen an detritischem Staurolith und anderen Mineralien. Об явлениях превращения в детритовом ставролите и других минералах. «Ztschr. Kristall.», B, 1934, Bd. 45, N. 2/3, S. 225—234. Реф.: Geol. Mag., 1934, v. 71, № 845, pp. 512—21.

Строительные камни Building stones

95. Vorgänge bei der Bausteinverwitterung. Процессы выветривания строительных камней. Steinind., 1934, № 7, S. 87.

Тальк Talc

96. Ghosh P. K. The talc-serpentine-chlorite rocks of southern Mewar and Durgapur. Талько-серпентино-хлоритовые породы южного Мевара и Дунгарпура. „Rec. Geol. Surv. India“, 1933, v. 66, pt. 4, pp. 449—460.

97. Gruner J. W. The crystal structures of talc and pyrophyllite. Кристаллическая структура талька и пирофиллита. «Ztschr. Kristall.», A, 1934, Bd. 88, S. 412—420.

См. также 13. See also 13.

Титанит Titanite

98. Pough F. H. Octahedrite as an alteration product of titanite. Октаэдрит как продукт изменения титанита. «Amer. Miner.», 1934, v. 19, № 12, pp. 593—599. Библиография, 8 назв.

Топаз Topaz

99. Palache Charles, A topaz deposit in Topsham, Maine. Месторождение топаза в Топсгам, Мэн (ША). «Amer. J. Sci.», 1934, v. 27, № 157, pp. 37—48.

Флюорит Fluorite

100. Kohl E. und Haller H., Die Mineralführung der Wölsendorfer Flusspatgänge. Минералы флюоритовых жил Вельзендорфа. «Ztschr. prakt. Geol.», 1934, N. 5, SS. 69—79. Библиография.

101. Medenbach Fr., Der Flussspat. Weilburg-Lahn Miner. Gesell. m. b. H., 1934. S. 248 Плавиковый шпат. Реф.: N. J. 1934, Ref. 11, № 5, S. 669. Анн.: Tonind.-Ztg., 1934, Pd. 58, № 46, S. 556.

102. Prziбрам K., Über die fluorescenz des Fluorites. О флюоресценции флюорита. «Ztschr. Kristall.», B, 1934, Bd. 45, N. 5/6; «Mitt. Wiener Miner. Ges.», № 99, S. 458—462.

Цеолиты Zeolites

103. Hey M. H., Studies on the zeolites. Part V. Mesolite. К изучению цеолитов, ч. 5. Мезолиты. «Miner. Mag.», 1933, v. 23, p. 421—447. Реф.: N. J., 1934, Ref. 1, N. 5, S. 451.

104. Mauritz B., A balatonvidéki bazaltok zeolitászványai. Цеолиты из базальтов в районе Платензее. Math. es természettudományi ertesítő, 1934, v. 50, S. 635—649. Реф.: N. J., 1934, Ref. 1, N. 5, S. 458—59.

105. Tiselius A., Diffusion of water in zeolite crystal. Диффузия воды в кристалле цеолита. «Nature», 1934, v. 133, pp. 212—213. Реф.: N. J., 1934, Ref. 1, N. 5, S. 457.

106. Wyart J., Recherches sur les zéolites. К исследованию цеолитов. «Bull. Soc. Franc. de Minéralogie», 1933, t. 56, p. 81—187. Реф.: N. J., 1934, Ref. 1, N. 5, S. 454.

Техника разведки и добыча Prospecting and mining

Общие вопросы General

107. Kurtenacker Karl S., Use of resistivity methods for locating and exploring deposits of stone and gravel. Применение методов удельного сопротивления для определения местонахождения и для разведки месторождений камня и гравия. «Rock Prod.», 1934, v. 37, № 7, pp. 32—35.

108. McLaughlin, D. H. and Sales, R. H., Utilization of geology by mining companies. Использование геологии в горном деле. Ore deposits of the Western States. Lindgren-volume, New-York, 1933, p. 683—729. Реф.: N. J. 1934, Ref. 11, N. 5, S. 668.

109. Stübel, Prüfung und Bewertung von Gesteinsvorkommen. Испытание и оценка месторождений полезных ископаемых. «Steinind.», 1934, № 9, S. 116—17.

Асбест Asbestos

110. Ross J. G., Block-caving at the King mine of the Asbestos corporation, limited, Thetford mines, Que. Система массовного обрушения на руднике асбестовой корпорации в Квебеке. «Can. Min. a. Met. Bull.», 1934, № 264, pp. 184—218.

Кровельный сланец Slate

111. The quarrying and mining of British slates. Добыча британских кровельных сланцев открытыми работами и подземными выработками. «Slate Tr. Gaz.», 1934, v. 40, № 438, pp. 36—37, № 439, pp. 47—48.

Драгоценные камни Precious stones

112. Brown J. Coggin, Ruby mining in Upper Burma. Добыча рубина в верхней Бурме. Реф.: «Rev. géol.» 1934, t. 14, fasc. 1, p. 60.

Железные руды Iron ores

113. Kegel Wilhelm, Die geologischen Grundlagen des Roteisensteinbergbaus im Dillgebiet. Геологические основы разработки гематита в Дилльской области. «Ztschr. Deut. Geol. Gesell.» 1934, Bd. 86, H. 6, S. 314—324.

Горная промышленность и минеральные ресурсы Mining industry and mineral resources.

Общие вопросы General

114. Bowles Oliver, Nonmetallic mineral industries. Промышленность неметаллических ископаемых. «Min. a. Met.», 1934, v. 15, pp. 52—55.

115. Tyler Paul M., What do the figures show... as to consumption of the non-metallic minerals. Что показывают цифры относительно потребления неметаллических ископаемых. «Eng. a. Min. J.», 1934, v. 135, № 8, pp. 347—349.

Асбест Asbestos

116. Hoffmann A., Asbest. Асбест. Заметка «Ztschr. prakt. Geol.», 1934, H. 7, Lagerstätten-Chronik, H. 7, S. 95.

Библиография Bibliography

117. Prior P., Verzeichnis berg- und Hüttenmännischer technischer Wörterbücher. Указатель горно-металлургических технических словарей. Ztschr. «Berg-Hütten u. Salinenwesen i. Preuss. Staate», 1933, B. 81, S. 88. Реф.: N. J. 1934, Ref. 11, N. 5, S. 668.

Кровельный сланец Slate

113. Slate quarrying industry. Сланцевая промышленность. «Slate Tr. Gaz.», 1934, v. 40, № 436, p. 23.

Песок Sand

119. Galliher E. Wayne, Evaluation of sand deposits. Оценка отложений песка. «Rock Prod.», 1934, v. 37, № 3, pp. 50—51.

120. Milani Cesare, L'industria della sabbia silicea di Viareggio. Промышленность кварцевого песка в Виареджо (Италия). «Mag., Pie., Gran.», 1934, № 2, pp. 31—34.

Региональные обзоры Regional reviews

121. Fermor L. L. Tables of production, imports exports and consumption of minerals and metals in India. Таблицы добычи, импорта, экспорта и потребления минералов и металлов в Индии. «Rec. Geol. Surv., India», 1933, v. 66, pt. 4, pp. 472—534.

Слюда Mica

122. Hoffmann A., Glimmer. Слюда. Заметка «Ztschr. prakt. Geol.», 1934, H. 7, Lagerstätten-Chronik, H. 7 S. 95.

Технология минерального сырья Mineral Technology сырь

Абразивные материалы Abrasive materials

123. Ueber die Härte von Schleifmitteln u. Schleifscheiben. О твердости шлифовальных материалов и шлифовальных кругов. «Schleif-u. Pol. Mitt. Ind.», 1934, № 3/4, S. 19—21, № 5/6, S. 44—47, № 7—8, S. 51—52. Библиография, 6 назв.

Гипс Gypsum

124. Turner A. M., Grinding gypsum. With particular reference to quality, and tube-mill re-grinding. Измельчение гипса. «Rock Prod.», 1934, v. 7 № 6, pp. 40—12.

Глины Clay

125. Aron J., Plasticity, strikeage, and other fundamental properties of clay in relation to the form of the clay particles. Зависимость пластичности, сжатия и других основных свойств глин от формы их частиц. Notizblatt des Deut. Ver. für Fabrik. von Ziegel, Tonnwaaren, Kalk u. Cement, 1873, v. 9, p. 167; «Translated by F. Salt in Trans. Ceram. Soc. (Eng.)», 1933, v. 32, № 11, p. 513—32. Анн.: JI. Amer. Ceram. Soc., 1931, v. 17, № 11; «Ceram. Abstr.» v. 13, № 11, p. 303.

Каолин Kaolin

126. Gewinnung des Kaolins, seine Reinigung und Aufbereitung. Добыча каолина, его очистка и обработка. «Schleif- u. Pol. Mitt. Ind.», 1934, № 13/14, S. 108—109.

Кварц Quartz

127. Spier H. F., Production of pulverized flint (quartz). Получение порошкообразного кремня (кварца). «Amer. Enameler», 1934, v. 7, № 5, p. 5. Анн.: «Jl. Amer. Cer. Soc.», 1934, v. 17, № 11; «Ceram. Abstr.», v. 13, № 11, p. 301.

Кровельный сланец Slate

128. Tinted slate, quarries' new process. Окраска кровельного сланца. «Slate Tr. Gaz.», 1934, v. 40, № 435, p. 16.

Муллит Mullite

129. Bradley A. J. and Roussin A. L., An X-Ray study of porcelains and their relation to mullite. Исследование фарфора и его отношения к муллиту при помощи рентгеновских лучей. «Transact. of the Ceram. Soc.», 1932, v. 31, p. 422—433. Реф.: N. J. 1934, Ref. I, H. 5, S. 399.

Огнеупорные материалы Refractories

130. Déribéré M., Refractories with chrome base. Огнеупорные материалы с хромовым основанием. «Rev. mat. constr. trav. pub.», 1934, № 29/, pp. 101—104 В. Анн.: «Jl. Amer. Ceram. Soc.», 1934, v. 17, № 11; «Am. Ceram. Abstr.», v. 13, № 11, p. 294—295.

Песок и гравий. Sand and Gravel

131. Iowa plant modernization makes possible accurate sand grading. Модернизация оборудования предприятия в Айове (США) делает возможной точную сортировку песка. «Rock Prod.», 1934, v. 37, № 7, pp. 30—31.

132. Sinclair F., Problem of clean sand and gravel solved by concentrating tables. Проблема получения чистого песка и гравия разрешается при помощи стола-концентратора. «Rock Prod.», 1934 v. 37, № 11, p. 26—28.

Полевой шпат Feldspar

133. Gerth, Aufbereitung von Feldspat. Technisch-wissenschaftliche Tagung d. deutsch. Forsch. Gesell. für Gewinnung und Veredelung der Steine und Erden, Kohnen, 18 bis, 19 Oktober 1934. Обогащение полевого шпата. Краткое содержание доклада. «Steinind.», 1934, № 22, S. 319.

134. Ziergiebel, Feldspatgewinnung aus deutschen Gesteinen mittels Flotation. Technisch-wissenschaftl. Tagung d. deutsch. Forschungsgesellsch. für Gewinnung u. Veredelung der Steine u. Erden, Kohnen, 18 bis, 19 Oktober 1934. Получение полевого шпата из горных пород Германии путем флотации. Краткое содержание доклада. «Steinind.», 1934, № 22, S. t. 1 319.

Флюорит Fl. orite

135. Reeder E. C., Depression developments in fluorspar milling. Влияние кризиса на методы обогащения флюорита. «Eng. a. Min. Jl.», 1934, v. 13, № 7, pp. 301—304.

Шлаки Slags

136. Mc Lellan R. D., Petrographic study of lead and copper furnace slags. Петрографическое изучение шлака из печей для плавки свинца и меди. «Amer. Inst. Min. Met. Eng. Tech. Publ.», № 365, Cl. D.

Методы исследования, Research and testing испытания и пр. methods, etc.

137. Anderson & Payne, Liquids of high refractive index. Жидкости с высоким показателем преломления. «Nature», London, 1934, v. 133, pp. 66—67. Анн. «Miner. Mag.», 1934, v. 23, № 146; «Miner. Abstr.», v. 5, № 11, p. 503.

138. Barth Tom. F. W., Polymorphic phenomena and crystal structure. Явления полиморфизма и структура кристаллов. «Amer. Jl. Sci.», 1934, v. 27, № 160; pp. 273—216.

139. Biltz Wilhelm, Raumchemie der festen Stoffe. Leipzig, Voss, 1934, X, 338 S. Пространственная химия твердых тел. Реф.: «Centralbl. f. Mineral. etc.», A, 1934, № 8, S. 238—39.

140. Bok y G. B., Universaldrehtisch von A. Schubnikow. Универсальный столик А. Шубникова. «Ztschr. Kristall.», A, 1934, Bd. 87, H. 6, S. 425—435.

141. Bräutigam F., Die neuen Auslichtapparate der Firma C. Reichert. Новые приборы для отраженного света фирмы Рейхерт. «Ztschr. Kristall.» B, 1934, Bd. 45, H. 5/6, S. 471.

142. Cavinato A., Le orientazioni rispetto agli assi de l'indicatrice ottica dei prismi di cristalli uniaxsi e biaxsi che permettono di usare del «metodo della deviazione minima» per la determinazione degli indici principali di rifrazione. Padua 1933, 14 S. Определение оптических констант одноосных и двухосных кристаллов по методу наименьшего отклонения. Реф.: «Per. di Min.», 1934, v. 5, p. 199; N. J., 1934, Ref. I, H. 5, S. 407.

143. Dodge Theodore A., The determination of optic angle with the universal stage. Определение оптического угла при помощи универсального столика. «Amer. Miner.», 1934, v. 19, № 2, pp. 62—75.

144. Donnay T. D. H. and Barth T. F. W. Various modes of attack in crystallographic investigations. Различные методы травления, применяемые в кристаллографических исследованиях. «Amer. Miner.», 1934, v. 19, № 10, pp. 437—458.

145. Dunbar C., Interferometer microscope. Интерферометр-микроскоп. «Jl. Sci. Instruments», 11 (3), 85—89 (1934). Анн.: «Jl. Amer. Ceram. Soc.», 1934, v. 17, № 7, «Abstr.», v. 13, № 7, p. 188.

146. Eucken A., Grundriss der physikalischen Chemie. 4 Aufl. XXIII+699 S., 179 Abb. Akademische Verlagsges., Leipzig 1934, Preis RM. 27—LW. RM. 29. Очерк физической химии. Реф.: «Centralbl. Miner.» A, 1934, № 3, SS. 95—9.

147. Feussner O., Ein neuer Funkenerzeuger für die Spektralanalyse. Новый искрообразователь для спектрального анализа. Zeiss-Nachr., 1933, H. 4, S. 6—13. Реф.: N. J. 1934, Ref. I, H. 5, S. 411.

148. Feussner O., Einige Bemerkungen zur Frage der quantitativen Spektralanalyse. К вопросу количественного спектрального анализа. «Ztschr. Metallkd.», 1933, B. 25, S. 73—75. Реф.: N. J. 1934, Ref. I, H. 5, S. 411.

149. Fischer Lloyd W., Indexing geologic collections. Индексация геологических коллекций. «Rocks & Miner.», 1934, v. 9, № 6, pp. 77—81.

150. Follett D. H., An ultra-violet photoelectric Spectrophotometer. Фотоэлектрический спектрофотометр для ультрафиолетовых лучей. «Proc. Phys. Soc.», 1934, v. 46, № 4, pp. 499—509. Реф.: Phys. Ber. 1934, H. 21, pp. 1815—16.

151. Fry W. H., Petrographic methods for soil laboratories. Петрографические методы для почвенных лабораторий. «U. S. Dept. Agr. Tech. Bull.» № 344.

152. Gerlach W., Spektralanalytische Erfassung Kleinster Mengen «Spurensuche». Определение мельчайших количеств путем спектрального анализа «определение следов». «Ztschr. angew. Chem.», 1933, B. 46, S. 557—562. Реф.: N. J. 1934, Ref. I, H. 5, S. 410.

153. Goldschmidt V., Kursus der Kristallographie, Berlin, Borntraeger, 1934, 167 S., 183 Text-Fig. Курс кристаллографии. Реф.: «Amer. Miner.», 1934, v. 19, № 10, p. 487—88. Анн.: «Miner. Mag.», 1934, v. 23, № 146; Miner. «Abstr.», v. 5, № 11, p. 481.

154. Gregg S. J., Adsorption of gases by solids. Адсорбция газов твердыми телами. Mathuen & Co., London; Rev. in Mech. World, 96 (2480), 33 (1934). Анн.: «Jl. Amer. Ceram. Soc.», 1934, v. 17, № 1, p. 278.
155. Haусock M. H., Application of the quartz spectrograph to the study of opaque minerals. Применение кварцевого спектрографа для изучения непрозрачных минералов. «Econ. Geol.», 1933, v. 28, p. 364—382. Реф.: N. J. 1934, Ref. I, N. 5, S. 412.
156. Hey Max H., On the accuracy of mineralogical measurements. О точности минералогических измерений. «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, № 144, pp. 495—500.
157. Hey Max H., On the advantages of the face-adjustment for two-circle goniometry. О преимуществах юстировки по грани в теодолитной гониометрии. «Miner. Magaz.», 1934, v. 23, № 145, pp. 560—565.
158. Klingner, Fritz—Erdmann, Erfahrungen bei Mikroaufnahmen von Kohlendünnschliffen mit ultraroten Strahlen. Опыты по микрофотографии тонких шлифов угля при помощи ультракрасных лучей. «Mont. Rund», 1934, № 14, S. 1—4.
159. Köhler A. und Leitmeier H., Die natürliche Thermolumineszenz bei Mineralien und Gesteinen. Естественная термолюминесценция минералов и горных пород. «Ztschr. Kristall», 1934, v. 87, pp. 146—180. Анн.: «Miner. Mag.», 1934, v. 23, № 146; «Miner. Abstr.», v. 5, № 11, p. 505.
160. Kovarik Alois F., Working formula for the age determination of a radioactive mineral. Рабочая формула для определения возраста радиоактивного минерала. «Amer. Jl. Sci.», 1934, v. 27, № 159, pp. 193—203. Библиография, 6 назв.
161. Krumbein W. C., The probable error of sampling of sediments for mechanical analysis. Вероятная ошибка при взятии проб осадочных пород для механического анализа. «Amer. Jl. Sci.», 1934, v. 27, № 159, pp. 204—14. Анн.: «Rev. Géol.», 1934, t. 14, fasc. 3—4, p. 172.
162. Larsen, E. S. and Berman H., The microscopic determination of the non-opaque minerals.— 2-nd ed. Микроскопическое определение прозрачных минералов. «U. S. Geol. Surv. Bull.», № 848.
163. Limmer G., Technische Emissionsspektalanalyse mit Hilfe des Funkenerzeugers. Технический эмиссионный спектральный анализ при помощи искробразователя. «Zeiss-Nachr.», 1933, N. 3, S. 10—15. Реф.: N. J. 1934, Ref. I, N. 5, S. 412.
164. Lundegårdh H., Die quantitative Spektralanalyse der Elemente. II. Teil. G. Fischer, Jena 1934, 124 S. mit 39 Abbildungen im Text und 3 Spektraltafeln, Preiss brosch. RM. 12.—geb. RM. 13.—50. Количественный спектральный анализ элементов. Реф.: «Centralbl. Miner.», A, 1934, № 6, S. 190—1.
165. Mellor J. W., Comprehensive treatise on inorganic and theoretical chemistry., v. 13, p. 2, Fe, London and N. Y., Longmans, Green & Co 1931. 948 pp. Справочник по неорганической и теоретической химии, т. 13, ч. 2. Анн.: «Ind. Eng. Chem.», News Ed., 1934, v. 12, № 12, p. 237; «Jl. Amer. Chem. Soc.», 1934 v. 56, № 6, p. 1430. Анн. для т. 12 см. «Ceram. Abz.», 1933, t. 12, № 10—11, p. 403.
166. More about diamond saws. Еще об алмазных пилах. «Rocks & Miner.», 1934, v. 9, № 6, p. 87.
167. Ödman O. H., Erzmikroskopische Untersuchung der Sulfiderze von Kaveltorp in Mittel-schweden, Aachen, Diss. 1933. Минералогическое исследование сульфидных руд из Кавелторпа в Средней Швеции. Реф. N. J. 1934, Ref. II, N. 5, S. 678.
168. Ödman O. H., Mineragraphic study on the opaque minerals in the lavas from Mt. Elgon, British East Africa. Минералогическое исследование непрозрачных минералов из лав Британской Восточной Африки. Geol. Fören. i Stockholm. Förhandl., 1932, v. 54, p. 285—304. Реф.: N. J. 1934, Ref. I, N. 5, S. 477—8.
169. Papp F., Erzmikroskopische Untersuchungen aus Ungarn. Минералогические исследования венгерских руд. Földtani Közöny, 1933, v. 63, p. 8—11. Реф.: N. J. 1934, Ref. I, N. 5, S. 478—9.
170. Piepoli P., L'impiego della cellula fotoelettrica nello studio dei minerali in sezione lucida. Применение фотоэлектрической камеры при изучении минералов в шлифах. Atti della Soc. Ital per il Progr. del'e Scienze, 1933, 22/II. Реф.: Per. di Min. 1934, v. 5, p. 212.
171. Rawlins F. I. G. and Hawksley C. W., A cell for refractivity measurements on minute crystals. Камера для измерения преломления мельчайших кристаллов. «Jl. scient. instr.», 1934, v. II, № 9, pp. 282—284. Анн.: «Phys. Ber.», 1934, N. 23, S. 2081—5.
172. Reichert G., Die Verwendung von Farbfiltern in der Mikrophotographie und ein neuer praktischer Filterhalter. Применение цветных светофильтров в микрофотографии и новый рациональный фильтрдержатель. «Ztschr. für wiss. Mikroskopie», Bd. 51, N. 2, 1934, S. 253.
173. Rinne F. u. Berek M., Anleitung zu optischen Untersuchungen mit dem Polarisationsmikroskop, Leipzig, Max Jänecke, 1934, 279 S. mit 335 Abb. u. 1 Bildnis. Руководство по оптическим исследованиям при помощи поляризационного микроскопа. Реф.: «Glückauf», 1934, № 42, S. 1017.
174. Rogers and Kerr, Thin-section mineralogy, New-York, McGraw Hill book Co. Минералогия тонких шлифов. Реф.: «Eng. a. M.p. Jl.», 1934, v. 135, № 3, p. 139.
175. Schmaltz G., U ber ein neues Mikroskop zur Oberflächenprüfung. О новом микроскопе для испытания поверхностей. «Zeiss-Nachr.», 1934, N. 7, S. 6—12. Реф.: «Phys. Ber.», 1934, N. 21, S. 1816.
176. Short M. N., The microscopic determination of the ore minerals. Микроскопическое определение рудных минералов. «U. S. Geol. Surv. Bull.» № 825.
177. Schwartz G. M., Method of making synthetic minerals for polished surface study. Метод изготовления синтетических минералов для изучения полированных поверхностей. «Amer. Miner.», 1932, v. 17, p. 478. Реф.: N. J. 1934, Ref. I, N. 5, S. 474.
178. Sommerfeldt E., Beziehungen der Kristallgitter zur Atomchemie für das periodische System der Elemente. Отношение кристаллической решетки к атомной химии в периодической системе элементов. «Centralbl. Miner.», A, 1934, № 2, SS. 33—46. Библиография.
179. The diamond saw. Алмазная пила. «Rocks & Miner.», 1934, v. 9, № 3, pp. 38—39.
180. Tsu boi, Seitaro. A straight-line diagram for determining plagioclases by the dispersion method. Прямойлинейная диаграмма для определения

плагноклазов методом дисперсии. «Jap. J. Geol. Geogr.», 1934, v. 11, № 3—4, pp. 325—26.

181. Vanderwilt John W., A rock saw. Пила для распиловки горных пород. «Amer. Miner.», 1934, v. 19, № 5, pp. 224—249.

182. Mc. Vay T. N. Identification of crystalline substances by means of the petrographic microscope. Определение кристаллических веществ при помощи поляризационного микроскопа. «Bull. Amer. Ceram. Soc.», 1934, v. 13, № 10, pp. 255—260. Библиография, 49 назв.

Ответственный редактор проф. Н. М. Федоровский.
Уполномоченный Главлита № В—23326. Ст.Ат Б 5—176×25¹/₁₆.
Сдано в набор 23/III 1935 г. Подписан к печати 10/VI 1935 г.

Технический редактор А. П. Ротов.
Тираж 2500+16 экз. Заказ № 31.
Число зн. в п. л. 70 тыс. 4 ц. л.

СОДЕРЖАНИЕ

Орешкин И. И.—Нагайбакское месторождение пылевидного кварца	1
Браун Г. А.—Разведка месторождений флюсового и огнеупорного сырья для металлургии Юга СССР	5
Богданович В. В.—Боевское месторождение графита на Урале	9
Веселовский В. С. и Селяев И. А.—Аккумуляция ионов из разбавленных растворов пермутитоидами	16
Толстой Д. М.—Прямой метод оценки относительной пластичности глин и каолинов	20
Волярович М. и Толстой Д.—Исследование вязкости расплавленных диабазов для целей петруггии	25
Абрамов Ф. И.—О степени окисления горных пород	31
Волкова З. В.—К вопросу о механизме флотации. Роль тонкодисперсной фракции порошков в процессе флотации	37
Эйгелес М. А.—Флотация плавикового шпата Солонечного месторождения	42
Липец М. Е., Лубман Н. М., Римская М. М.—О методах определения оптимальных концентраций флотореагентов	45
Хроника и заметки	49
Рефераты и библиография	52

CONTENTS

Oreshkin I. I.—The Nagaybasky Deposit of Marshallite	1
Braun G. A.—Prospecting for Raw Materials for Producing Flux and Refractories Used in Metallurgy in the South of USSR	5
Bogdanovich V. V.—The Boevsky Graphite Deposit in the Urals	9
Veselovskiy V. S. and Selyaev I. A.—Accumulation of Ions from Diluted Solutions with Permutitoids	16
Tolstoy D. M.—A Direct Method for Estimating the Relative Plasticity of Clays and Kaolin	20
Vol'arovich M. P. and Tolstoy D. M.—A Study of the Viscosity of Molten Diabases for Petrurgical Purposes	25
Abramov F. I.—On the Degree of Oxidation of Rocks	31
Volkova Z. V.—On the Mechanism of Flotation. The Role of the Finely Disperse Fraction of Powders in the Flotation Process	37
Eigheles M. A.—Flotation of a Sample of Fluorite from the Solonechnyey Deposit	42
Lipetz M. E., Lubman N. M., Rimskaya M. M.—On the Methods for Determining the Optimal Concentrations of Flotation Reagents	45
Chronicle and Notes	49
References and Bibliography	52

На обложке:—Боевское месторождение графита. Штольная № 3. On the Cover: The Boevsky graphite Deposit. Adit No. 3.

КО ВСЕМ

АВТОРАМ

Редакция предлагает авторам руководствоваться при представлении ими машинописного материала нижеперечисленными указаниями, причем при несоблюдении таковых редакция вынуждена будет возвращать рукописи обратно.

1. Рукописи должны представляться переписанными на машинке с одной стороны, по возможности на листах стандартного размера бумаги с интервалами между строками. С правой стороны страницы необходимо оставлять небольшие поля. В редакцию должны представляться первые экземпляры с машинки, т. е. лучшие, а не копии.
2. Рукопись надлежит полностью перенумеровать без пропусков и повторений. Все исправления и дополнения должны производиться чернилами, четким шрифтом.
3. Все таблицы, математические выводы и сноски должны дублироваться, т. е. представляться в двух экземплярах.
4. Все математические и химические формулы, не могущие быть изображенными пишущей машинкой, должны вставляться в текст от руки обязательно чернилами и весьма четко (каллиграфически). То же относится и ко всем иностранным текстовым обозначениям.
5. Все чертежи и фотографии, иллюстрирующие данную работу, должны прилагаться отдельно, подколотыми на отдельном листе в порядке их нумерации (отнюдь не подклеивать), с указанием на обороте каждого рисунка его номера, фамилии автора и с четко написанным текстом, объясняющим рисунок. В самой же работе необходимо на полях указать места рисунков (рис. 1, рис. 2 и т. д.).

Чертежи должны помещаться только на одной стороне листа.

Все надписи и детали на чертежах должны быть особо четкими, и в тех случаях, когда авторы пользуются готовыми чертежами, детали и надписи, не относящиеся к данной теме, должны быть вычеркнуты.

6. Никакие исправления в тексте карандашом (простым, химическим или цветным) не допускаются.
7. Рукописи (вне зависимости от принятия или непринятия их к печати) не возвращаются. Редакция оставляет за собой право сокращения статей и переработки их.
8. В конце статьи должны быть разборчиво и полностью написаны: фамилия, имя, отчество и подробный домашний адрес автора.

Редакция

ПРОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА на 1935 г. на ЖУРНАЛ

РАЗВЕДКА НЕДР



Орган Главного геолого-гидро-геодезического управления НКТП (ГГГУ)

24 НОМЕРА В ГОД

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:

на год — **10** р. **80** к., на 6 мес. — **5** р. **40** к., на 3 мес. — **2** р. **70** к.

Подписку на журналы и деньги направляйте по адресу: Москва 19, Гоголевский бульвар 27, Главной конторе периодических и подписных изданий ОНТИ „Техпериодика“. Деньги можно также перечислять на расчетный счет Главной конторы ОНТИ „Техпериодика“ № 40157 в Моск. обл. конторе Госбанка. Подписка принимается: отделениями, магазинами и уполномоченными ОНТИ, снабженными соответствующими удостоверениями, по квитанционным книжкам со штампом 1935 г. на квитанции (без штампа квитанционные книжки недействительны), а также общественными сборщиками подписки на предприятиях, всеми отделениями и магазинами Когиза, всеми почтовыми отделениями и письмоносцами.

ПРОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА НА 1935 ГОД НА ЖУРНАЛ

ГОРЮЧИЕ СЛАНЦЫ

ОРГАН СОЮЗСЛАНЦА.

Рассчитан на инж.-техн. персонал предприятий, научных работников, хозяйственников, десятников и мастеров.

6 НОМЕРОВ В ГОД. Подписная цена: на год—**9** руб., на 6 мес.—**4** р. **50** к.

Подписку на журналы и деньги направляйте по адресу: Москва 19, Гоголевский бульвар 27, Главной конторе периодических и подписных изданий ОНТИ „Техпериодика“.

Деньги можно также перечислять на расчетный счет Главной конторы ОНТИ „Техпериодика“ № 3708 в Моск. обл. конторе Госбанка.

Подписка принимается: отделениями, магазинами и уполномоченными ОНТИ, снабженными соответствующими удостоверениями, по квитанционным книжкам со штампом 1935 г. на квитанции (без штампа квитанционные книжки недействительны), а также общественными сборщиками подписки на предприятиях, всеми отделениями и магазинами Когиза, всеми почтовыми отделениями и письмоносцами.

Продолжается подписка на журналы ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И ГЕОЛОГОРАЗВЕДКЕ на 1935 г.

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Ежемесячный орган Всесоюзных научных инженерно-технических обществ угольной и горнорудной промышленности.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 30 руб., на 6 мес.—15 руб., на 3 мес.—7 р. 50 к.

ГЕОДЕЗИСТ

Ежемесячный научно-технический и производственный журнал.

Орган Госуд. межд. геодезического совета.

Подписная цена: на 12 мес.—18 руб., на 6 мес.—9 руб., на 3 мес.—4 р. 50 к.

УГОЛЬ ВОСТОКА

Ежемесячный технико-экономический и производственный журнал треста Кузбассуголь. Издается в Новосибирске.

Журнал рассчитан в основном на средний адм.-технический персонал угольного Кузбасса.

12 номеров в год

Подписная цена: на год—12 руб., на 6 мес.—6 руб., на 3 мес.—3 руб.

РАЗВЕДКА НЕДР

Орган Главного геологического, гидрогеологического и геодезического управления НКТП СССР (ГГГУ).

24 номера в год

Подписная цена: на год—10 р. 80 к., на 6 мес.—5 р. 40 к., на 3 мес.—2 р. 70 к.

ПРОБЛЕМЫ СОВЕТСКОЙ ГЕОЛОГИИ

Орган Главного геологического, гидрогеологического и геодезического управления (ГГГУ), ЦНИГРИ и НИТО геологов.

12 номеров в год

Подписная цена: на год—26 р. 43 к., на 6 мес.—13 р. 20 к., на 3 мес.—6 р. 63 к.

ЗА ТОРФЯНУЮ ИНДУСТРИЮ

Орган Главторфа и Научно-исследовательского торфяного института. Журнал является пособием для студентов торфяных вузов и техникумов.

10 номеров в год

Подписная цена: на год—12 руб., на 6 мес.—6 руб.,

СОВЕТСКАЯ ЗОЛОТО- ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

Орган Главзолото НКТП.

10 номеров в год

Подписная цена: на год—18 руб., на 6 мес.—9 руб., на 3 мес.—4 р. 50 к.

ТЕХНИКА ГОРНЯКУ

Ежемесячный массовый горно-технич. журнал. Орган Всесоюзного угольного научно-инженерного общества.

12 номеров в год

Подписная цена: на год—6 руб., на 6 мес.—3 руб., на 3 мес.—1 р. 50 к.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

Орган Института минерального сырья.

12 номеров в год

Подписная цена: на год—16 р. 80 к., на 6 мес.—8 р. 40 к., на 3 мес.—4 р. 20 к.

ГОРЮЧИЕ СЛАНЦЫ

Орган Союзсланца. Рассчитан на инженерно-технический персонал предприятий, научных работников, хозяйственников, десятников и мастеров.

6 номеров в год

Подписная цена: на год — 9 руб., на 6 мес.—4 р. 50 к.

ПО НЕФТЯНОМУ ДЕЛУ

НЕФТЬ

Популярно-технический журнал Главного управления нефтяной промышленности НКТП СССР

Журнал рассчитан на рабочих средней и высшей квалификации, на техников и учащуюся нефтяную техникумов.

20 номеров в год

Подписная цена: на год—10 руб., на 6 мес.—5 руб., на 3 мес.—2 р. 50 к.

НЕФТЯНОЕ ХОЗЯЙСТВО

Ежемесячный орган Главного управления нефтяной промышленности НКТП СССР.

12 номеров в год

Подписная цена: на год—30 руб., на 6 мес.—15 руб., на 3 мес.—7 р. 50 к.

ГРОЗНЕНСКИЙ НЕФТЯНИК

Ежемесячный науч.-технич. журнал, орган Грознефти и Союза нефтяников.

12 номеров в год

Подписная цена: на год—20 руб., на 6 мес.—10 руб., на 3 мес.—5 руб.

Подписку на журналы и деньги направляйте по адресу: Москва 19, Гоголевский бульвар 27, Главной конторе периодических и подписных изданий ОНТИ „Техпериодика“.

Деньги можно также перечислять на расчетный счет Главной конторы ОНТИ „Техпериодика“ № 40157 в Моск. обл. конторе Госбанка.

Подписки принимаются: отделениями, магазинами и уполномоченными ОНТИ, снабженными соответствующими удостоверениями, по квитанционным книжкам со штампом 1935 г. на квитанции (без штампа квитанционные книжки недействительны), а также общественными сборщиками подписки на предприятиях, всеми отделениями и магазинами Когаса, всеми почтовыми отделениями и письменносоцями.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ



ГОС. ОБЪЕДИН. НАУЧНО-ТЕХНИЧ. ИЗД-ВО

№ 6

МОСКВА-ЛЕНИНГРАД

ГОД X

1935

СО Д Е Р Ж А Н И Е

C O N T E N T S

	Стр.		Page
Е. Г. Багратуни — Серно-колчеданные месторождения Закавказья и их реальные перспективы	1	Editorial	1
М. Заири — Месторождение гипса в Верхнем Агджакенде Азербайджанской ССР	18	E. G. Bogratuni — Pyrite Deposits of Transcaucasia, their Reserves and Views of their Utilisation	1
В. И. Егоров — Синтетические рубины и сапфиры	21	M. Zairi — The Gypsum Deposit in Upper Agdjakend (the Azerbaijan SSR)	18
Н. Е. Ефремов — Тальк и тальковый камень в районе реки Черной (Уруштен) на Северном Кавказе	26	V. I. Egorov — Synthetic Rubies and Sapphires	21
А. А. Гаврилов — Применение талька для борьбы с отложением накипи в паровых котлах	32	N. E. Efremov — Talc and Soapstone in the Region of the Chernaya (Urushten) River in Northern Caucasus	26
Н. С. Криволицкая, Г. Г. Морозов и В. С. Веселовский — Сравнительное испытание графитов для элементного производства	41	A. A. Gavrilov — Use of Talc as an Anti-Scale Composition in Boilers	32
З. В. Волкова — Роль асбеста в пленках краски, изготовленной на синтетической олифе	47	N. S. Krivolutzkaya, G. G. Morozov and V. S. Veselovsky — Comparative Study of Graphite for the Production of Elements	41
И. А. Селяев — Сорбция паров пористыми телами и ее зависимость от дисперсной структуры этих тел	55	Z. A. Volkova — The Rôle of Asbestos in Paint, made with Synthetic Boiled Oil	47
Проф. Н. Ф. Ермоленко и Н. А. Абрамчук — Отбеливающие глины и земли БССР	58	I. A. Selyaev — Sorption of Vapours by Porous Bodies and its Dependence on the Dispersed Structure of these Bodies	55
У. И. Еникеев — Предварительные данные по обогащению вольтских ильменитовых каолинов	64	N. F. Ermolenko and N. A. Abramchuk — Bleaching Clays and Earths of White Russian Socialist Soviet Republic	58
Н. Меланхолин — Упрощенный минералогический микроскоп системы ИМС	67	U. I. Enikeev — Preliminary Data on the Concentration of the Volynian Ilmenite Kaolins	64
В. В. Кондогури, Р. М. Бауман и Л. И. Клягина — Поиски индия и таллия в отходах некоторых производств	69	N. M. Melankholin — A Simplified Mineralogical Microscope of the System Developed at the Institute of Economic Mineralogy	67
Хроника и заметки	71	V. V. Kondoguri, P. M. Bauman and L. I. Klyaghin — Search for Indium and Thallium in the Waste of Some Industries	69
Рефераты и библиография	76	Chronik	71
Применение научно-исследовательских работ в промышленности	79	Reviews and Bibliography	76
		Application of Scientific-Research Works to Industry	79

Ответственный редактор проф. Н. М. Федоровский

Уполномоченный Главлита № В-23350

Тираж 2500 + 165

Число зн. в п. л. 80 тыс.

Сдано в набор 22/V 1935 г.

Зак. № 883.

Технический редактор А. П. Ротов

Ст. Ат. Б5 — 176 × 250.

Подписано к печати 9/VII 1935 г.

5 печатных листов

Опечатки к статье Е. Г. Барратуни

Страница	Столбец	Строка	Напечатано	Следует	По чьей вине опечатки
8	правый	18 снизу	северо-запад 30—40°	северо-восток 30—40°	Корр. Ломоносовой
8	»	16 »	северо-восток 340—350°	северо-запад 340—35°	» »
9	левый	27 сверху	северс-запад- ного	северо-восточного	» »
9	»	37 »	северо-запад 60—70°	северо-восток 60—70°	» »
16	правый	10 снизу	шампадинском	шамшадин.ком	Корр. Коган

„Минеральное сырье“ № 6—1935 г.

О п е ч а т к и,
замеченные в № 6 журнала «Минеральное сырье»

Стр.	Столбец	Строка	Напечатано	Следует	По чьей вине опечатки
19	Фиг. 1		(Николит увеличено в 100 раз)	(Николи + увеличе- но в 100 раз)	Корр. Гусевой
68	Правый	23 сверху	окуляры	окуляра	Корр. Арсенович
68	Правый	31 »	объектов	объективов	Корр. Арсенович
79	Левый	10 снизу	Качество неплавлен- ного металла, по- лучаемого	нерального сырья, так называемым пылевидным.	Типографии

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

О Р Г А Н
ВСЕСОЮЗНОГО ИН-ТА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

№ 6

1935 г.

Год X

Е. Г. Багратуни

Серноколчеданные месторождения Закавказья и их реальные перспективы¹

Почти полное отсутствие специально проработанных сводных работ по серноколчеданным месторождениям Закавказья является значительным пробелом в нашем общей литературе по серному колчедану и способно внести путаницу в понимание роли и значения этих месторождений как сырьевой базы, призванной удовлетворить потребности, в первую очередь, закавказской нефтяной промышленности в серной кислоте. Настоящая работа представляет собой попытку свести все имеющиеся и еще не опубликованные сведения по отдельным месторождениям и дать оценку этих месторождений с точки зрения запасов, промышленных перспектив и целесообразных путей их дальнейшего изучения.

Своему изложению мы предпослём несколько общих суммирующих сводок, обрисовывающих запасы, добычу и применение серного колчедана в масштабах мирового и СССР.

Мировые запасы серного колчедана, подсчитанные XIV Международным геологическим конгрессом в Мадриде, при учете руд с содержанием не менее 35% S (частью и бедных с 28—30% S при рентабельности их обогащения)

Испания	485,3 млн. т
Япония	150,0 „ „
Норвегия	56,2 „ „
Канада	43,5 „ „
СССР (Урал)	36,0 „ „

составляли 907,7 млн. т. Из этого количества наиболее крупными запасами обладают:

Запасы колчеданов в других странах значительно меньше.

По последнему балансу ГГГУ на 1/1 1933 г. суммарные запасы серного колчедана по СССР выражаются по категориям A+B+C₁ в 35,5 млн. т и по категории C₂ в 18,8 млн. т. При этом не учтены запасы колчедана в месторождениях цветных металлов, где FeS₂ является существенной примесью и добывается из флотационных хвостов.

Мировая добыча серного колчедана после повсеместного падения в первый период после войны за годы до наступления мирового кризиса обнаруживала тенденцию к расширению не только в странах, являющихся главными производителями сырья, но даже и во второстепенных, обладающих сравнительно небольшими их запасами.

С момента наступления мирового кризиса наблюдается постепенное и неуклонное падение добычи серного колчедана. Все это может быть охарактеризовано данными, приводимыми в табл. 1.

В СССР мы имеем рост добычи серного колчедана по данным, указанным в табл. 2.

Уменьшение добычи в 1932 г. объясняется постепенным увеличением потребления флотационных хвостов и других видов сырья за счет рядового колчедана.

¹ Предварительная сводка

Мировая добыча серного колчедана в млн. т (округло)

Таблица 1

Годы	1913 ²	1923 ²	1924 ²	1925 ²	1926 ²	1927 ³	1928 ³	1929 ³	1930 ³	1931 ³	1932 ³
Добыча	5,92	4,81	4,53	6,16	6,73	7,69	7,68	8,43	8,06	5,88	4,16

² «Годовой обзор минеральных ресурсов СССР за 1926/27 г.» Изд. Геологического комитета.

³ «Обзор минеральных ресурсов СССР на 1/1 1933 г.» (подготовлена к печати). Статья В. С. Домарева и Е. И. Дворжана «Серный колчедан», Цифры приближенные.

Добыча серного колчедана в СССР по годам (в тыс. т)

Таблица 2

Годы	1913 ⁴	1922/23 ⁴	1923/24 ⁴	1924/25 ⁴	1925/26 ⁴	1926/27 ⁵	1927/28 ⁵	1928/29 ⁵	1929/30 ⁵	Особ. кв. 1930 ⁵	1931 ⁵	1932 ⁵
Добыча	77,5	22,2	27,2	55,0	109,4	225,3	147,3	301,7	314,8	50,9	372,0	298,0

⁴ За 1927—1932 г. не приняты во внимание углистые колчеданы, для которых нет нормальных статистических данных (в 1931 г. добыто их 19 тыс. т, в 1932 г. 38 тыс. см. сноску 2).

Серный колчедан является одним из основных видов сырья для получения серной кислоты. Из остальных видов сырья крупную роль играет сера (Америка), флотационные хвосты, получающиеся при обогащении руд цветных металлов, значительно меньшую пириты, содержащиеся в каменноугольных пластах и извлекаемые попутно с добычей каменного угля, обжиговые и отходящие газы металлургических печей и сульфаты (гипс и ангидрит—Германия).

Удельное значение различных видов сырья, поступивших у нас в 1932 г.⁵ в переработку на серную кислоту и плановую наметку на вторую пятилетку можно иллюстрировать в следующих цифрах (табл. 3).

⁵ «Сырьевая база сернокислотного производства Ленинградской области», вып. I, 1934.

Из этих цифр видно, что флотационные хвосты у нас уже играют значительную и возрастающую в течение второй пятилетки роль в деле снабжения сырьем сернокислотных заводов, в то время как роль рядового серного колчедана к концу второй пятилетки сильно снижается. Заметно возрастает также роль отходящих газов металлургических печей. Участие углистых колчеданов остается более или менее стабильным.

Особенно резкое повышение значения флотационных хвостов мы имеем в Испании, где добыча серного колчедана падала с 0,93 млн. т в 1913 г. до 0,004 млн. т в 1926 г. при одновременном быстром росте добычи FeS₂ из флотационных хвостов с 2,27 до 3,65 млн. т за те же годы.

В соответствии с общим падением до-

Таблица 3

	1932 г.	1933 г.	1934 г.	1935 г.	1936 г.	1937 г.
	в %					
Рядовые колчеданы	46	46,5	29,0	19,3	15,6	7,8
Флотационные хвосты	36	35,7	42,6	49,1	55,7	56,2
Углистые колчеданы	14	10,7	10,2	9,7	11,0	11,9
Отходящие газы металлургич. печей . . .	4	7,1	18,2	21,9	17,7	24,1

Таблица 4

Мировое производство серной кислоты в главнейших странах по годам (в млн. т)

Г о д ы	1913 ⁶	1923 ⁷	1924 ⁷	1925 ⁷	1926 ⁷	1927 ⁷	1928 ⁹	1929 ⁷	1930 ⁷	1931 ⁶
Производство серной кислоты	7,44	9,67	7,58	8,35	8,86	2,20	—	13,38	11,8	9

Таблица 5

Производство серной кислоты в СССР в тыс. т

Г о д ы	Производство H ₂ SO ₄ в тыс. т	В % от производ. за 1913 г.	Г о д ы	Производство H ₂ SO ₄ в тыс. т	В % от производства за 1913 г.
1913	166,0 ⁸	100	1928/29	236,6 ⁸	142,0
1922/23	45,2 ⁷	27,3	1929/30	232,3 ⁸	140,0
1923/24	66,8 ⁷	40,2	1930	357,8 ⁹	215,5
1924/25	100,1 ⁷	60,3	1931	414,1 ⁹	249,0
1925/26	149,8 ⁷	90,2	1932	494,6 ⁹	298,0
1926/27	172,1 ⁷	103,7			

⁶ По данным Waeser, «Chem. Ztg.» 1932, 30/9, 26.

⁷ «Годовой обзор минеральных ресурсов СССР 1926/27 г.» Изд. Геологического комитета. Данные неполные.

⁸ «Сырьевая база сернокислотного производства Ленинградской области», вып. I, 1934.

⁹ «Обзор минеральных ресурсов СССР на 1/I 1933 г.» (подготовлена к печати). Статья В. С. Домарева и Е. И. Дворжана «Серный колчедан». В книге «Сырьевая база сернокислотного производства Ленинградской области», вып. I, 1934, приводятся следующие цифры производства серной кислоты по годам: за 1930 г. — 340,0 тыс. т, за 1931 г. — 450,0 тыс. т, за 1932 г. — 810,0 тыс. т. Повидимому, цифры эти неточны. По крайней мере в книжке Госплана «СССР в цифрах» за 1932 г. указывается цифра 494,6 тыс. т.

бычи серного колчедана (кроме СССР) наблюдается одновременное падение мирового производства серной кислоты. В табл. 4 даны сведения, подтверждающие это.

Для СССР параллельно с усиливающейся добычей сернокислотного сырья мы имеем значительное возрастание сернокислотной промышленности. Рост этот может быть охарактеризован цифрами, указанными в табл. 5.

Несмотря на такой громадный рост сернокислотного производства у нас, серная кислота является все еще дефицитным товаром, не могущим удовлетворить требований быстро растущего социалистического хозяйства.

Так например, в 1932 г. предполагалось удовлетворить нашу промышленность в следующих процентах ее потребности ¹⁰.

Суперфосфатное производство	37%
Металлургия и металлообаб. пром-сть	71%
Черная металлургия	34%
Цветная металлургия	63%
Нефтяная промышленность	55%

¹⁰ «Журнал химической промышленности» № 2, 1931, стр. 8.

Недоснабжалась также и текстильная промышленность.

Основными потребителями серной кислоты являются у нас основная химия, прочая химическая промышленность, нефтяная-промышленность, металлургическая и металлообрабатывающая промышленность, угольная и коксохимическая промышленность.

Таким образом во всех областях народного хозяйства, где применяется у нас серная кислота, мы имеем громадный рост ее потребления.

За те же годы в связи с общим кризисом в капиталистических странах пало и потребление серной кислоты. Так например, в США, производивших больше половины серной кислоты во всем мире, общее потребление серной кислоты упало с 7 667 тыс. т в 1930 г. до 4 330 тыс. т в 1932 г. Так же упало и производство суперфосфата—одного из основных потребителей серной кислоты—с 4 110 тыс. т в 1930 г. до 1 470 тыс. т в 1932 г. Падение потребления серной кислоты, в частности в области удобрений, нужно приписать также возрастанию производства HNO₃ и перехо-

ду в этой области на азотистые, получаемые на базе синтетического аммиака.

Роль Закавказских месторождений в отношении серного колчедана и серной кислоты

По данным баланса ГГГУ на 1/1 1933 г. суммарные запасы серного колчедана (без учета флотационных хвостов) по Закавказью составляют в тыс. т (см. табл. 6).

серноколчеданных месторождений меньше $\frac{1}{25}$ части запасов СССР.

В сухих цифрах баланса ГГГУ на 1/1 1933 г., естественно, не могли найти отражения перспективы некоторых месторождений, не могущие быть в данный момент выражены на языке цифр. Для некоторых месторождений, как Чираги-Дзор, перспективы эти, судя по совокупности геотектонических и генетических особенностей этого месторождения, могут быть значительны. Это

Таблица 6

Запасы серного колчедана в Закавказье в тыс. т

Название месторождения	A ₁	A ₂	B	C ₁	A + B + C ₁	C ₂
Чираги-Дзор						
богатая руда	—	90,0	225,0	30,0	345,0	—
бедная руда	—	62,0	146,0	31,0	239,0	—
Танзуг						
бедная руда	—	386,0	222,0	202,0	810,0	—
отвалы	—	—	50,0	—	50,0	—
Чибуклы	—	—	185,5 ¹¹	194,7 ¹¹	380,2 ¹¹	—
Цаблано (Верхняя Аджария)						
бедная руда	—	—	—	67,5	67,5	52,5
Итого	—	538,0	828,5	525,2	1891,7	52,5

¹¹Цифры эти приведены по последнему подсчету 1934 г. (С. Микиртичев, Чибуклинское месторождение серного колчедана в С.Р. Армении (геология и подсчет запасов). Отчет о работах 1932 и 1933 гг. В балансе на 1/1 1933 г. стояла цифра запасов по категории C₁ 750 тыс. т, которая дальнейшей разведкой была уточнена. В соответствии с этим исправлены и цифры баланса по СССР, приведенные в табл. 7.

Примечание. Из указанных запасов лишь запасы по Танзугу утверждены районной комиссией по запасам.

Для сравнения приведем запасы серного колчедана по СССР (включая Закавказье) по тем же категориям на 1/1 1933 г. без учета запасов флотационных хвостов в тыс. т. (данные баланса ГГГУ на 1/1 1933 г.) см. подстрочное примечание к табл. 6.

Таким образом запасы Закавказских месторождений в отношении запасов всего СССР по категориям составляют в процентах (табл. 8).

В отношении общей суммы запасов $(A_1 + A_2 + B + C_1 + C_2)$ по СССР $\frac{1943,2 \cdot 100}{54010,8} \cong \cong 3,6\%$. Иначе говоря, Закавказье таит в своих недрах выявленных запасов чисто

обстоятельство дает право рассчитывать на несколько более благоприятное соотношение между запасами колчеданов в недрах Закавказья и СССР.

Основным потребителем серной кислоты в Закавказье нужно считать нефтяную промышленность. С возрастанием добычи и переработки нефти возрастает здесь также потребление серной кислоты. Рост добычи и переработки по Азнефти может быть иллюстрирован табл. 9 и 10.

Из этих данных видно, что рост переработки нефти опережает рост ее добычи, и количество непереработанной нефти постепенно уменьшается. Так, количество переработанной нефти по годам составляло ¹².

В 1929 г.	76,4%
» 1930 »	84,9%
» 1931 »	86,1%

Таблица 7

	A ₁	A ₂	B	C ₁	A + B + C ₁	C ₂
Запасы серного колчедана по СССР	349,9	8 076,7	9 550,5	17 177,1	35 154,2	18 856,6

Таблица 8

	A ₁	A ₂	B	C ₁	A + B + C ₁	C ₂
Отношение запасов Закавказских месторождений ко всем запасам СССР	0,00	6,66	8,67	3,05	5,38	0,28

Если средний расход серной кислоты на перегонку 1 т нефти составляет $57:19900 = 0,003$ т, то расход серной кислоты к 1937 г., когда добыча нефти по Закавказью возрастет до 30 млн. т¹⁸ достигнет $30 \text{ млн. т} \cdot 0,0003 \text{ т} = 90 \text{ тыс. т}$. Посмотрим, какое количество серного колчедана необходимо добывать ежегодно в Закавказье для получения этого количества серной кислоты.

Коэффициент потребления серного колчедана при производстве серной кислоты составляет всего 0,78 при ка-

мерных системах и 0,9 (а иногда и выше) при контактной системе¹⁴.

Количество серного колчедана, необходимое для получения 90 тыс. т серной кислоты, будет $90 000 \cdot 0,9 = 80 000$ т.

Учитывая, что большая часть колчедана закавказских месторождений, будучи низкосортной (в среднем с 25—30% S), требует обогащения, ежегодно подготовленной руды в недрах потребуется значительно больше, а именно $\frac{45}{30} = \frac{3}{2}$ раза, т. е. $80 000 \cdot \frac{3}{2} = 120 000$ т.

¹⁴ С. Штрум, Обеспечение сырьем производства серной кислоты во второй пятилетке, Журнал «Химия и социалистическое хозяйство» № 7, 1932.

¹⁸ Речь т. Молотова на XVII партсъезде.

Рост добычи нефти на площадях Азнефти по годам (в млн. т)¹²

Таблица 9

Г о д ы	1913	1920/21	1921/22	1922/23	1923/24	1924/25	1925/26	1926/27	1927/28	1928/29	1929/30 с особ. кварт.	1929	1930	1931	1932 ¹⁸
Добыча	7,4	2,5	2,9	3,5	4,1	4,7	5,5	6,8	7,6	8,7	13,0	8,9	10,8	13,5	12,6

(Вся добыча нефти по СССР в 1931 г. равнялась 22,6 млн. т)

Рост перегонки нефти по Азнефти в млн. т¹²

Таблица 10

Г о д ы	1913	1921/23	1923/24	1924/25	1925/26	1926/27	1927/28	1928/29	1929/30 с особым кварталом	1930	1931
Перегонка	4,5	2,1	2,4	3,1	3,5	4,0	5,3	6,6	10,8	8,9	11,3

(По всему СССР переработано в 1931 г. 19,9 млн. т нефти).

¹² Обзор мировой и советской нефтяной промышленности за 1931 г.

Принимая же во внимание потери в целиках и при обогащении руд не менее 15% (т. е. 18 000 т), мы для ежегодной добычи должны располагать годовыми разведанными и подготовленными запасами в недрах около 140 000 т руды.

Эту потребность в серном колчедане нефтяной промышленности Закавказья по указанным выше ресурсным своим возможностям может удовлетворить из запасов категорий $A+B+C_1$ в течение $(1891700 : 140000) \approx 13,5$ лет (без использования флотационных хвостов месторождений цветных металлов).

Добыча серного колчедана в ЗСФСР, по данным «Сборников статистических сведений ГГРУ за время с 1911 г. по 1927/28 г. включительно и не совсем точным данным за последующие 1928—1932 гг., которые удалось раздобыть, может быть представлена в следующем виде (табл. 11).

Как видно из данных этой таблицы (правда, неполных, как указывалось выше, за последние 1928—1932 гг.), наряду с добычей серного колчедана из чистых серноколчеданных месторождений (Чираги-Дзор, Танзут) шла добыча его также из медных месторождений (Аллаверды, Шамлуг, Кедабек), причем эта последняя почти всегда превалировала над первой.

Цифры добычи серного колчедана из медных месторождений показывают резительные скачки по годам, что объясняется отчасти то подъемом, то депрессией добычи медных руд из отдельных месторождений, а также необязательной и нерегулярной сортировкой серного колчедана из отвалов медных руд и, пожалуй главным образом, усилением временами добычи колчедана из колчеданных штоков медных месторождений в зависимости от того или иного спроса из Баку.

Такие же колебания по годам испытывала добыча серного колчедана из чисто серноколчеданных месторождений. Все это вместе взятое не могло способствовать регулярному снабжению сернокислотных заводов Закавказья местным сырьем, и последние принуждены были часто обращаться за сырьем на Урал.

В дальнейшем при налаживании правильных эксплуатационных работ на чисто серноколчеданных месторождениях, в первую очередь на Чираги-Дзоре,

и после начала работ обогатительных устройств на медных месторождениях Зангезура и Аллавердов, когда полученные серного колчедана из флотационных хвостов этих фабрик приобретет правильный характер, удастся лучше поставить дело снабжения сернокислотных заводов Закавказья местным сырьем.

Ниже мы рассмотрим вопросы, касающиеся состояния разведочных работ на чисто серноколчеданных месторождениях Закавказья, наметим пути дальнейшего развития этих работ для скорейшего выявления ресурсов сырья и постараемся оформить реальные перспективы главнейших месторождений по состоянию их изученности в настоящее время.

Главнейшие чисто серноколчеданные месторождения в Закавказье — это в настоящее время Чирагидзорское, Танзутское и Чибухлинское. Из них первые два месторождения подвергались эксплуатации, причем Чирагидзорское месторождение эксплуатируется и в настоящее время, в то время как Танзутское находится в консервации. Чибухлинское месторождение, заканчивающееся разведкой, эксплуатации еще не подвергалось.

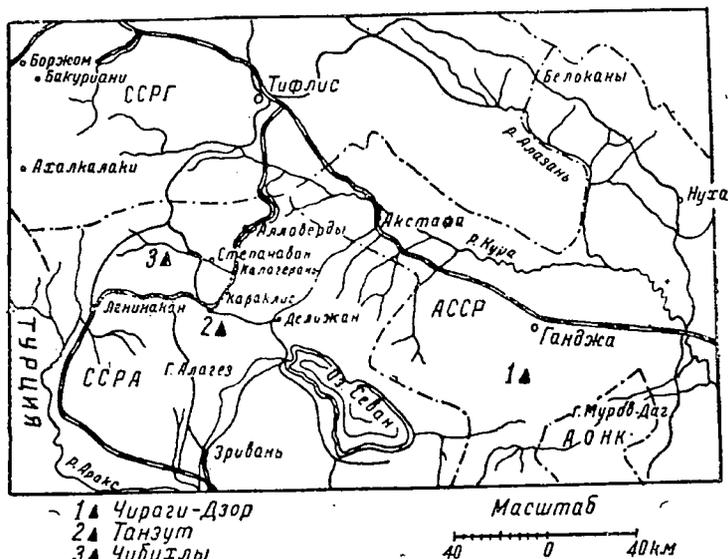
Указанные месторождения относятся к одному генетическому (гидротермальному) типу штоковых образований, приуроченных к контакту кварцевых порфиров и покрывающих их порфиристов и связаны с зонами тектонических нарушений, направленных и контролировавших это оруденение. Все они связаны с кислыми интрузиями.

Чирагидзорское месторождение находится в Ганджинском районе ССР Азербайджана, на юго-восточном склоне горы Пант и соединено с Ганджой шоссе-ной дорогой (35 км). Район горы Пант сложен снизу вверх, по К. К. Паффенгольцу, из кварцевых порфиров неизвестной мощности, перекрытых несогласно через конгломерат с кварцевой галькой толщиной порфиров, туфов и туфогенных пород среднеюрского возраста мощностью до 640 м. К северу от Панта породы эти трансгрессивно перекрыты песчаниками и известняками верхнего турона (или нижнего сенона) с мощностью до 215 м, выше которых несогласно залегают нижнесенонские

Добыча серного колчедана в ЗСФСР по годам в т

Районы и месторождения	Годы																							
	1911	1912	1913	1914	1915	1916	1917	1918	1919	1920	1921	1921/22	1922/23	1923/24	1924/25	1925/26	1926/27	1927/28	1928	1929	1930	1931	1932	
Грузия																								
Разработки у сел. Абаго	7	7	7	8	7	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	1315
Армения																								
Аллаверды	1719	667	526	1104	3362	9866	6613	—	—	—	227	2683	2392	547	1310	3408	3 034 ¹⁹⁾	—	—	—	—	—	—	
Шамлуг	—	—	—	—	—	2632	463	—	—	—	—	—	—	—	—	234	см. Тонзут 318	—	—	—	—	—	—	
Ахтала	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	82	—	—	—	—	—	—	—	
Чубухлы	—	—	—	—	—	573	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
Сисимадан	—	—	—	—	33	1147	—	—	—	—	—	—	—	—	—	232	434	—	—	—	—	—	—	
Тонзут	1152	9533	2211	2948	1782	2729	—	—	—	—	—	819	—	—	—	—	421 ¹⁵⁾	—	—	—	—	—	—	
Итого по Армении	2871	10200	2737	4052	5177	16947	7076	—	—	—	227	3502	2392	547	1310	3956	4 207	—	—	—	—	—	1315	
Азербайджан																								
Кедабек	3211	3055	2369	2133	5750	3501	3499	338	—	—	—	770	—	—	3059	8519	4 832 ¹⁶⁾	158 ¹⁷⁾	—	—	—	—	—	
Чираги-Дзор	1592	2293	2596	1999	1900	4029	—	—	—	—	—	366	—	—	—	6211	6 318 ¹⁷⁾	82 ¹⁸⁾	—	—	—	—	—	
Гемюр	—	—	65	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
Оджах-Кулирар	—	—	—	—	85	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	
Итого по Азербайджану	4803	5348	5030	4132	7735	7530	3499	338	—	—	—	1136	—	—	3059	14730	11 150	240	—	—	—	—	—	
Итого по ЗСФСР	7681	15555	7774	8192	12919	24477	10575	338	—	—	227	4638	2392	547	4369	18686	15 357	240	627	7 206	4270	—	1315	

¹⁵⁾ Вместе с Шамлугом.¹⁶⁾ В том числе из старых отвалов промыто и отсортировано 2 805 т руды.¹⁷⁾ Товарной, руды.¹⁸⁾ Руды, требующей сортировки.¹⁹⁾ Интересно отметить, что в 1926/27 г. указанное количество 3 034 т серного колчедана в Аллавердах пришлось на 1 044 т отсортированной здесь медной руды.



Фиг. 1. Карта расположения главных месторождений серного колчедана в Закавказье

порфириты и туфы мощностью 320 м, перекрытые в свою очередь конгломератовидными песчаниками и известняками сононского же возраста. За исключением песчаников и известняков сенона, остальные породы интродуцированы гранодиоритами. Все же породы района секутся дайками плагиоклазовых и диабазовых порфиритов.

Благодаря интрузии гранодиоритов породы в районе горы Пант оказались куполообразно вздутыми, что с несомненностью устанавливается по многочисленным логом и ручейкам, радиально расходящимся от вершины горы Пант и вскрывающих контакты кварцевых порфиров и покровных пород туфопорфиритовой толщи.

Кварцевые порфиры во многих местах вблизи контактов оказываются сильно измененными, окварцованными и каолинизированными и содержат в той или иной степени вкрапленность пирита.

Приуроченность к указанному контакту рудных штоков наблюдается и на Чирагидзорском месторождении, расположенном по одному из ручьев, спускающихся с вершины горы Пант.

Это дало повод К. К. Паффенгольцу считать, что оруденение нужно искать всюду по контакту кварцевых порфиров и порфиритов и особенно в наиболее высоких частях куполообразного поднятия под горой Пант.

Однако двухгодичная консультация разведочных работ на месторождении убедила автора настоящей статьи, что,

кроме контактов, чрезвычайно важное значение имеют зоны более крупных доминеральных тектонических нарушений, вероятно возникших в результате осадки покровных пород при застывании гранодиоритовой магмы, которые направляли рудоносные растворы и в пределах которых шло образование главных масс штоковых проявлений оруденения²⁰. Действительно, детальный осмотр Чирагидзорского рудника устанавливает здесь прежде всего наличие двух главных сопряженных между собой тектонических разломов с простиранием на северо-запад $30-40^\circ$, падающего на северо-запад под углом $50-90^\circ$ и на северо-восток $340-350^\circ$. Эти тектонические трещины ясно констатируются во всех эксплуатационных выработках рудника. Оруденение связано, главным образом, с зоной тектонического нарушения северо-восточного простирания и особенно богато выражено в местах сгущения сопряженных с нею трещин северо-западного направления. Главное направление трещин местами проявляется брекчированной зоной пород, сопровождается глиной притирания, а в некоторых случаях частично выполнено порфирировыми дайками. Трещины северо-западного простирания сопровождаются глинистыми

²⁰ Мнение это нашло подтверждение в выводах комиссии геологов ЦНИГРИ в составе Е. Г. Багратуни и М. П. Русакова, посетивших месторождение в 1933 г.

продуктами разрушения. Характерной особенностью обеих систем трещин является наличие в них оруденения или его признаков и сильное окварцевание. Кроме указанной системы трещин в руднике еще наблюдаются трещины с простиранием на северо-восток $310-315^\circ$, которые являются по преимуществу постминеральными, что подтверждается плоскостями скольжения и зонами смятия в рудной толще. Смещения, вызванные этими трещинами, должны быть невелики, обычно порядка нескольких метров, и вряд ли превышают 20 м. Направление вскрытых штоков пирита—«Старого», «Малого» и «Нового»—в районе Чирагидзорского рудника тесно связано с указанным выше направлением тектонической зоны северо-восточного простирания. Оруденение приурочено к кварцпорфирам в приконтактовой зоне с перекрывающей их порфирирово-туфовой толщей и, повидимому, не распространяется глубже 80—100 м от контакта. Оруденение, вскрытое штольнями № 6 и 7, находится в зоне тектонического нарушения северо-западного простирания, параллельной Чирагидзорской основной зоне и в близком от нее расстоянии.

Геологическая съемка горы Пант в масштабе 1:5 000, произведенная партией инж. А. М. Ракина, устанавливает, кроме того, наличие ряда брекчированных окварцованных и крутопадающих на северо-запад зон северо-восточного простирания (северо-запад $60-70^\circ$), отстоящих друг от друга на расстоянии 600—800 м и больше, которые по мнению Е. Г. Багратуни и М. П. Русакова, уступообразно нарушают пологую куполовидность слагающих гору Пант пород. Мощность таких зон доходит до 10 м, и в них нередко наблюдаются выделения барита. Вертикальная амплитуда смещения пород по таким зонам достигает, повидимому, 150—200 м и больше.

Наконец, из доминеральных разломов намечаются сбрососдвиги почти меридионального простирания, падающие на восток под углом около $50-70^\circ$. Один из основных разломов этого типа отграничивает с востока благонадежные для поисков участки и ясно улавливается по ущельям Арва-Дзор, Бахшик-Дзор и Чираги-Дзор. Повидимому, он протягивается от озера Гёк-Гель (на

юге) до ручья Аджиент-Чай (на севере) более чем на 10—12 км. Вертикальная амплитуда этого сброса не менее 100—150 м.

Источником серноколчеданного оруденения является гранодиоритовая интрузия, выходы которой известны в 3 км к северо-востоку от рудника на левой стороне р. Кюрак-Чай, а также в средней части ручья Бахшик-Дзор и у сел. Зурнабад. Вероятно, выходы эти составляют части одного общего массива гранодиорита, соединяющегося под горой Пант в одно целое.

Гидротермы и рудоносные эманации, шедшие из этой интрузии, главным образом по наиболее доступным доминеральным тектоническим зонам разломов, которые в пределах покровной туфовой толщи, благодаря ее большей пластичности, быстро замыкались и давали непроницаемый покров, пропитывали полосу кварцо-порфиров вблизи их контакта с вышележащей порфирировой толщей и здесь отлагали путем метасоматоза рудные штоки. Непосредственно предшествовавшее оруденению окварцевание пород также способствовало закупорке путей в туфовой толще, усиливая тем метасоматическое замещение в кварцо-порфирировой толще. Пути движения минерализованных растворов являлись также и дайки порфиритов, внедрившиеся в эти зоны разломов и несущие на себе следы сильного гидротермального изменения («рудные проводники»).

Чирагидзорское месторождение известно и разрабатывается с 1905 г. с перерывом с 1917 по 1925 г. Руда—пирит, часто с содержанием серы свыше 40%. По типам различают песчаную, или шлиховую, руду, представляющую собой рыхлую порошкообразную массу, состоящую из тонкозернистого колчедана, иногда разубоженного пустой породой, и кусковую руду, состоящую из плотного серного колчедана с небольшими порами, заполненными зернами пирита. Кусковая руда удовлетворяет кондиционным требованиям на экспорт и частично вывозится за границу.

Разведочные работы в первые годы после восстановления рудника носили или эксплуатационный характер или не выходили за пределы некоторых известных проявлений оруденения в районе месторождения. С августа 1931 г.

Закгеоразведка приступила к систематическому изучению района горы Пант и произвела здесь следующие работы: 1) топосъемку масштаба 1:5 000 на площади 36,6 км² (9 планшетов); 2) на основе ее — детальную геологическую съемку на площади около 25 км²; 3) восстановила 34 пог. м старых выработок в районе Таганалысу (юго-восточный склон горы Пант); 4) пробурела до 12 скважин, частью структурных, частью перспективных, причем бурение двух структурных наиболее интересных скважин, а также части перспективных не закончено за отсутствием средств. Перспективные скважины в районе Таганалы и Бахшик-Дзора хотя и показали значительную местами пиритизацию и окварцевание пород, но промышленных скоплений руды все же не обнаружили. Из скважин, заданных по продолжению чирагидзорской зоны, одна встретила оруденение и остановлена в руде, две другие не закончены бурением; 5) произвела опробование штолен 0, 4, 5, 8 с четырьмя подэтажами, при этом взято 1 116 шпуровых проб, из которых проанализировано 190 проб. Анализы этих проб показали высокое содержание серы (в подавляющем количестве свыше 40%), причем в пиритах Au по анализам не оказалось вовсе, а содержание Ag в отдельных случаях было не свыше 12 г/т. Анализы штуфов, взятых из полиметаллического жилеобразного, повидимому, небольшого тела, встреченного в штольне № 8, показали колеблющееся, но в среднем высокое содержание меди от 0,95 до 44,53%. Содержание Pb в том же теле колеблется от 0,3 до 9,47%, Zn — 5,17—43,56%, Au во всех штуфах 5 г/т, Ag от 69 до 234 г/т, а S — от 21,68 до 33,75%.

Мы не располагаем полными сведениями о результатах анализов многочисленных проб, взятых А. М. Ракитиным из различных частей месторождения. В 1926 г. Д. Л. Ортенбергом были взяты пробы из штабелей и рудника, проанализированные в лаборатории б. Геолкома. В 9 пробах, взятых из штабелей (из них мы исключаем 2 пробы № 12 и 13, взятые, повидимому, из штабелей богатой медью полиметаллической жилы с содержанием меди 17,97 и 19,2%) оказалось: S от 43,22 до 51,32%; Cu—0,02 до 0,18%; Au—следы до 0,14 г/т, Ag—следы до 6,6 г/т.

Пробы из рудников (8 проб) показали: S—33,52 до 48,48%; Cu—0,05 до 0,35%, Au—0,08 до 0,4 г/т, Ag—5,1 до 11,4 г/т.

В двух пробах определены As и Se, причем оказалось As от 0,03 до 0,05%, Se не было.

Кроме работ, указанных выше, ЗакГРТ на месторождении с 1928 по 1931 г. была поставлена электроразведка методами ондометрии, естественного поля и электробурения. Хотя электроразведка и не дала вполне обоснованных положительных выводов, отрицать ее значение в дальнейших работах в качестве поискового метода разведки нельзя. Каждый из методов, особенно ондометрия и электробурение, при надлежащем применении их и при учете геотектонических особенностей месторождения, можно надеяться, даст ряд ценных указаний для направления разведочных работ как в отношении определения наиболее обогащенных (пиритизированных) участков по тектоническим зонам, так и в смысле поисков контакта кварцпорфиров и порфиристов.

Запасы месторождения. Запасы руд в пределах месторождения в данной стадии его изучения и имеющих материков можно оценить лишь в грубоориентировочных цифрах. Причины этого: 1) отсутствие на руднике ответственно верных маркшейдерских планов отдельных горизонтов и полное отсутствие съемки последних конечных забоев на большинстве горизонтов; 2) отсутствие проверенных и сколько-нибудь точных геологических разрезов через рудные штоки и все месторождение в целом; 3) отсутствие плана опробования, произведенного А. М. Ракитиным ранее, и журналов химанализа²¹; 4) отсутствие отметок на планах границ богатых (40—52%) и бедных руд (30—40 и меньше процентов серы); 5) отсутствие точных данных о выработанных блоках и 6) отсутствие материалов об определении технического удельного веса руды как богатой, так и бедной.

Все эти отрицательные причины заставили посетившую в 1933 г. место-

²¹ А. М. Ракитиным недавно отправлен ЗакГГГУ составленный им отчет по работам на Чирагидзоре с подсчетом запасов, но этими данными мы пока не располагаем.

рождение комиссию ЦНИГРИ в составе Е. Г. Багратуни и М. П. Русакова произвести грубо приблизительный учет запасов по отдельным штокам, давший результаты указанные в табл. 12.

Таким образом всего богатых руд 345 тыс. т, бедных руд — 239 тыс. т, а всех учитываемых руд вместе 584 тыс. т.

Перспективы месторождения. Изложенные выше краткая геотектоническая и генетическая схемы месторождения района горы Пант при надлежаще организованных широких поисковых и разведочных работах дают надежду рассчитывать на возможность значительного и достаточно быстрого накопления разведанных и перспективных запасов месторождения как по основной Чирагидзорской линии разлома северо-восточного простираения в направлении на Бахшик-Дзор, так и по другим зонам, прилегающим с запада к восточному взбросо-сдвиговому разлому. Здесь на площади около 20 км² возможно открытие ряда пунктов с промышленным оруденением. К сожалению, потенциальные возможности района, которые могут быть значительными, не поддаются в настоящее время по недостаточности прочных и конкретных данных выражению в цифрах хотя бы даже по категории С₂. Это показывает на недостаточное изучение многочисленных проявлений оруденения в районе и на отсутствие необходимой увязки их с главными промышленно интересными тектоническими направлениями.

Необходимость сосредоточения максимального внимания к самому крупному объекту Закавказья по серному колчедану, каким являются Чирагидзорское месторождение и его район, таящие в

себе значительные потенциальные возможности, и скорейший разворот здесь поисковых и разведочных работ вызываются также и тем обстоятельством, что заканчивающаяся постройкой канатная дорога производительностью до 150 тыс. т, соединяющая рудник с сел. Ашихлы (14 км), обеспечена вывешенными запасами не более чем на 4—5 лет. К конечному пункту канатной дороги у сел. Ашихлы уже проложено полотно железной дороги, соединяющее его со станцией Ганджа Закавказской железной дороги. Все это заставляет теперь же приложить все усилия и путем форсирования поисковых и разведочных работ в кратчайший срок расширить рудную базу как для бесперебойной работы заканчивающихся постройкой канатной дороги и железнодорожной ветки, так и особенно для обеспечения планового снабжения заводов Азнефти достаточным количеством серного колчедана, потребность в котором, как мы видели выше, во втором пятилетии сильно возрастает. План и направление геологоразведочных работ на Чирагидзорском месторождении и в его районе в основном распадаются на 2 части: изучение в первую очередь Чирагидзорской зоны разлома (вплоть до ручья Бахшик-Дзор), имеющей северо-восточное направление (северо-запад 30—40°) и несущей промышленное оруденение в форме штоковых проявлений, эксплуатируемых в настоящее время, и охват широкими вначале поисковыми, а в дальнейшем и разведочными работами ряда параллельных основному Чирагидзорскому направлению зон и других зон северо-восточного простираения, упирающихся своим севе-

Запасы Чирагидзорского рудника в т

Таблица 12

Название штока	А		В		С ₁		С ₂	
	богатых	бедных	богатых	бедных	богатых	бедных	богатых	бедных
«Новый» шток	60 000	32 000	210 000	130 000	5 000	6 000	—	—
«Старый» Бекзодовский шток	25 000	25 000	—	—	10 000	10 000	—	—
«Малый» шток	5 000	5 000	15 000	16 000	10 000	10 000	5 000	5 000
Всего	90 000	62 000	225 000	146 000	25 000	26 000	5 000	5 000

ро-восточным концом в меридиональный крупный надвиг, намечающийся в расстоянии примерно 1 км к востоку от рудника Чираги-Дзор.

Танзутское месторождение находится в ССР Армении, в 12 км к юго-юго-востоку от г. Караклиса, на северном склоне Бамбакского хребта в верховьях реки Танзут-Чай.

Геология Танзутского района изучена В. Н. Котляром. По его данным, выше серноколчеданного месторождения Танзут выходят лабрадоровые и авгитовые порфириды, значительно здесь развитые, под ними залегают серия порфиритовых туфов, составляющая висячий бок месторождения, а еще ниже выходит полоса кварц-порфиров, сильно метаморфизованных и в большей части превращенных во вторичные кварциты. Вся эта вулканогеновая толща, по В. Н. Котляру, относится к третичному возрасту (эоцену). Из интрузивных пород в районе наблюдаются мелкие штокообразные интрузии гранодиорита и особенно сиениты, которые занимают обширную площадь непосредственно к югу от месторождения. Сиениты, по В. Н. Котляру, являются, по видимому, более молодыми образованиями, чем гранодиориты. В ближайшем районе из изверженных пород выходят также лавы андезитового состава четвертичного возраста, образующие покров в районе берега Танзут-Чая. В Танзутском районе сильно развиты наносные образования, имеющие местами значительную мощность.

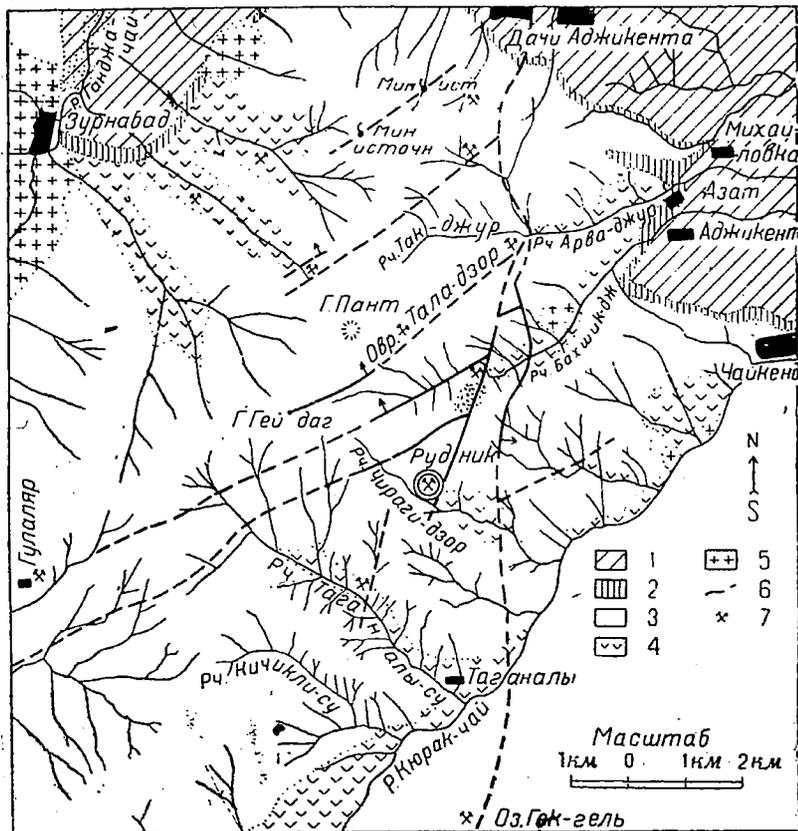
Месторождение известно с конца XIX столетия. Эксплуатация его велась товариществом братьев Нобель с 1903 по 1907 г. и с 1910 по 1917 г. В советское время рудник в незначительной степени эксплуатировался Аллавердским комбинатом (1925/26 г.), который вел здесь также небольшие разведки. В 1929 г. б. Геолком, по предложению Аллавердского комбината, подвел небольшие алмазобуровые работы для поисков меди, которые не увенчались успехом, и, наконец, с 1930 по 1933 г. (с годичным перерывом) месторождение было окончательно разведано ЗакарГРТ (под руководством К. К. Попова) и дан был детальный подсчет запасов серного колчедана этого месторождения. ЗакарГРТ были при этом

произведены следующие работы: топографическая и детальная геологическая съемки района рудника в масштабе 1:1 000 ($1\frac{1}{2}$ км²), восстановлено старых штолен 350 пог. м, пройдено новых штолен 1 136 пог. м, пробурено колонковым бурением 22 скважины с общим метражем 1 407 пог. м, пройдено шурфов и канав общим объемом 950 м³, опробованы все старые и вновь пройденные выработки и отвалы (взято всего 390 проб).

Кроме того, в 1931/32 г. были использованы геофизические методы разведки с целью освещения как площади самого рудника, так и соседней к западу вплоть до района Гамбара-Тала, где также известны проявления серного колчедана.

Месторождение представляет залежь серного колчедана с простиранием, близким к широкому, с падением на юг под углом 45—50°. Оруденение приурочено к кварц-порфирам вблизи их контакта с покровными порфиритами и находится в зоне тектонического нарушения широтного простирания. Оруденение связано с молодой интрузией сиенитов, расположенной к югу от месторождения, и ограничено тесными пределами зоны нарушения.

Скважины № 15 и 16 и ряд штолен, заданные к востоку от залежи, руды не встретили, хотя и прошли по заохренным кварцитам и сильно измененным породам. Содержание S в залежи вообще бедное, колеблется от 15 (и ниже) до 35—40%. Полный химический анализ средней пробы, произведенный в лаборатории ЦНИГРИ, по данным К. К. Попова, показал: Fe—20,85%, S—23,95%, Se—0,06%, Cu—0,15%, MnO—0,02%, K₂O+Na₂O—0,2%, Al₂O₃—12,40%, CaO—0,39%, BaO—0,17%, MgO—0,16%, TiO₂—0,90%, SiO₂—37,42%. Zn, Cd, Ni, Co, Mo, Sb, As, Pb не обнаружены. Au в этой пробе оказалось 2 г/т, Ag—15,0 г/т и Ra—1,72 · 10⁻¹² г на 1 г породы. Значительное содержание Au в пробах побудило произвести дополнительно 7 анализов на Au и Ag из средних проб отдельных штолен, причем оказалось, что содержание Au колеблется от следов до 0,6—0,8 г/т, а Ag—от 1,8 до 3,5 г/т. По видимому, в определении Au и Ag в первой пробе вкралась какая-нибудь ошибка. Весьма интересно нали-



Фиг. 2. Геолого-тектоническая карта окрестностей рудника Чираги-Дзор

чие Ра в серном колчедане, недостаточно освещенное произведенными работами.

В результате детальной разведки месторождение вполне выявлено и дальнейшей разведки не требует. Запасы месторождения, подсчитанные К. К. Поповым, утверждены Закавказской районной комиссией по запасам на 1/1 1931 г. в следующих цифрах в тыс. т табл. 13).

Среднее содержание серы для запасов категории А+В—21%, для отвалов—19%.

По последнему подсчету запасов месторождения, произведенному К. К. Поповым летом 1933 г. (в результате работ 1932 г.), получены цифры запасов: по категории А—489,5 тыс. т, по категории В—220,5 тыс. т, по категории С₁—146,0 тыс. т и по категории С₂—146,0 тыс. т. Запасы отвалов остаются в прежней цифре 50,0 тыс. т. Таким образом суммарный запас по всем категориям выражается в цифре 1 052 тыс. т с тем же средним содержанием S. За-

пасы эти были утверждены Закавказской районной комиссией по запасам осенью 1933 г. Главный недостаток руд Танзутского месторождения—это низкое содержание в них S, не позволяющее использовать основную массу руд без предварительного обогащения. Опыты по обогащению, поставленные институтом Механобр для трех проб с содержанием S в 33,1, 27,06 и 25,88%, показали: 1) что мокрое обогащение не дает удовлетворительных результатов и 2) что обогащение в кислой среде при предварительном дроблении материала до 12 мм затруднений не встречает и дает концентраты с содержанием не менее 40% S при извлечении S от 80 до 90% и выходе концентрата 57—65%. Стоимость обогатительной фабрики с пропускной способностью в 100 тыс. т сырья со средним содержанием 20% S по расширенному промзаданию к проекту исчисляется Механобром в 700 тыс. руб. Стоимость обогащения 1 т сырья определена около 5 руб. Это говорит за то, что использование руд Танзутского месторождения, учитывая высокую

Таблица 13

	A	B	C ₁	A+B+C ₁
Запасы руды в залежи	386,0	222,0	202,0	810,0
Отвалы	—	50,0	—	—

стоимость обогащения, стоит на грани рентабельности.

Перспективы района. Геологопоисковые работы В. Н. Котляра в районе Танзутского месторождения, включая площадь ранее известного месторождения Гамбара-Тала, находящегося в сходных с Танзутом геологических условиях и расположенного в 4 км к востоку от него (повидимому, на продолжении той же или близкой зоны разлома, к которой приурочено Танзутское месторождение), не дали обнадеживающих результатов. Поиски в ближайших окрестностях Тунзута, произведенные К. К. Поповым, также не обнаружили новых пунктов, заслуживающих внимания. Геофизические методы работ, широко использованные как на самом месторождении, так и в окрестностях его в направлении к Гамбара-Тале показали несколько аномалий, весьма слабо проявленных и нечетких на заведомо рудных участках и более сильных по логам речек, повидимому связанных с водой этих логов. Работы эти по существу также не дали для перспектив района сколько-нибудь ясных положительных указаний. Таким образом Танзутский район, достаточно изученный указанными работами, не обнаруживает перспектив дальнейшего расширения и ограничивается пока единственным крупным, собственно Танзутским, месторождением, детально уже разведанным и могущим быть переданным промышленности для эксплуатации.

Чибухлинское месторождение серного колчедана находится в ССР Армении в Степанованском районе, в 6 км к югу от сел. Ново-Покровка, в долине Черной речки, впадающей в речку Чибухлинку, приток р. Каменки, которая в свою очередь впадает в р. Дебеда-Чай. Ближайшая к месторождению станция железной дороги (Амамлы) находится за Памбакским хребтом на расстоянии 11 км по прямой линии.

Наиболее древними породами в районе месторождения (вне его пределов и к северу от него) являются сильно метаморфизованные и перекристаллизованные известняки и известковистые песчаники, не охарактеризованные фауной, но по аналогии с соседними районами условно относимые к верхнему мелу. Известняки эти протягиваются в широтном направлении и на юге обрываются широтной же дайкой ультраосновных пород, за которой к югу, в пределах месторождения, уже развита эффузивная толща предположительно третичных основных порфиритов, подстилаемых кварц-порфирами, повидимому, того же возраста. Последние обнажаются в долине Черной речки и в нижней части соседней балки «Рудокоп». Кварц-порфиры, в которых залегает серноколчеданная залежь, у контакта их с порфиритами сильно изменены, пиритизированы, окварцованы и каолинизированы.

Интрузивные породы (гранодиориты) известны в 5 км к западу, в долине речки Желтой, где они обнажаются по ядру Чибухлинского хребта. Повидимому, оруденение связано с этой интрузией, возможно образующей здесь отдельный выступ от более обширного батолита, не вскрытого эрозией и залегающего и к востоку под месторождением. Как можно думать, схема генезиса и для этого месторождения остается такой же, как и для предыдущих, хотя в отношении тектоники район далеко не достаточно изучен и отсутствует благодаря этому ясная увязка доминантной тектоники с рудообразованием. Особенностью месторождения является сильная огипсованность кварцитов висячем и лежащем боках залежи.

Месторождение известно с начала этого столетия. Первые разведочные работы были проведены в 1916 г. французской компанией, эксплуатировавшей Аллавердское месторождение с целью разведки на медь. На правом берегу Черной речки недалеко от выхода серного колчедана на поверхность была пройдена штольня, которая вскрыла богатое оруденение серного колчедана, но так как меди здесь не оказалось, дальнейшая разведка была прекращена. С 1930 г. месторождение разведывается Закавказской геологической экспедицией на серный колчедан. Предварительно американской геофизической партией Radior была произведена съем-

ка месторождения, причем были обнаружены 4 аномалии. На наиболее интенсивной из них одна из других пройденных под аномалию скважин обнаружила ряд маломощных, но достаточно богатых рудных скоплений, другая встретила лишь вторичные слабо пиритизированные кварциты. Другая аномалия, отмечающая заведомо рудную залежь, обнажающуюся по дну и правому берегу Черной речки на площади до 1 000 м², была также разбурена скважиной (№ 3), давшей весьма положительные результаты и показавшей, что рудное тело, выходящее на поверхность, падает круто к югу под углом 45—50°. Это тело в дальнейшем с 1931 по 1933 г. подвергалось детальной разведке скважинами. Последние обнаружили два крутопадающих к югу линзообразных тела, разделенных между собою сильно описанной и пиритизированной зоной. Месторождение разбито широтным сбросом на две части: одна, представленная выходом и подсеченная южными скважинами, вошла в подсчет запасов, другая — руда в старой штольне — недостаточно разведанная за сбросом, в подсчет не вошла. Запасы южной части месторождения, подсчитанные начальником Чибухлинской партии С. Миркирчиевым, составляют в тыс. т руды (табл. 14).

Таблица 14

№ рудных тел	Средний удельный вес	Среднее содержание	B	C ₁	B+C ₁
I . . .	3,71	37,64	185,5	108,5	294,0
II . . .	—	32,52	—	86,2	86,2
Всего	—	—	185,5	194,7	380,2

Крупными отрицательными моментами для эксплуатации месторождения являются: 1) крутое падение рудных тел, выходящих на поверхность в самых низких (дно речки) и сравнительно ровных местах рельефа, что позволяет вести эксплуатацию главной массы руды только шахтами; 2) условия нахождения месторождения под дном сравнительно немаленькой речки, что принудит при эксплуатации вести значитель-

ную борьбу с водой; 3) сравнительная удаленность от железной дороги.

Перспективы района. Прежде всего, имеется возможность некоторого увеличения запасов за счет рудного тела, вскрытого штольной (к северу от сброса), а также пиритизированной зоны с содержанием S 20—24%, встреченного скважиной № 4, пока неучтенных. Некоторого увеличения запасов возможно ожидать и по простиранию рудного тела. Все эти возможности могут увеличить подсчитанные запасы не более чем на 25—30%. Что касается района, примыкающего к месторождению, то здесь известны проявления серного и медного оруденения по балке «Рудокоп» и реке Желтой. Проведенные многочисленные работы в поисках меди по реке Желтой не выявили достаточно интересных в промышленном отношении пунктов оруденения. Некоторые указания на возможность расширения серноколчеданной базы имеются по балке «Рудокоп», пока неизученные. Этими сравнительно небольшими возможностями и ограничиваются будущие перспективы района.

Из многочисленных проявлений серного колчедана в других районах Закавказья имеющиеся данные не позволяют выделить пока крупные месторождения чистого серного колчедана, которые могли бы привлечь серьезное внимание. Из этих проявлений все же следует отметить: месторождение Цаблана (Аджаристан), где на площади около 6—7 км² развиты вторичные кварциты, содержащие вкрапленность, а местами гнезда и неправильные штокообразные тела, состоящие из пирита, представляющие интерес для изучения; месторождения около Кутаиса (Осунела, Меквена), представленные в виде жил (Осунела), иногда штокообразных тел (Меквена), залегающие в вулканогеновой фации юры — в порфирировой свите байоса — и ряд других, еще совершенно неизученных проявлений оруденения в том же районе.

Особняком стоят месторождения Кедабек, Сисимадан, которые в настоящее время не представляют интереса в отношении меди, но где имеются запасы серного колчедана, еще не выработанные. По мнению К. Н. Паффенгольца, количество серного колчедана, оставшегося в старых штоках Кедабекского

месторождения, выражается порядком цифр 30—50 тыс. т, но добыча здесь колчедана должна протекать в трудных условиях, требующих дорогостоящих восстановительных работ старых выработок. Генетические условия месторождения сходны с описанными выше месторождениями Чираги-Дзора и др. В Сисимаданском месторождении (в ССР Армении) серный колчедан добывался, главным образом, в так называемом «Серном штоке», лишенном меди и имеющем мощность всего около 2 м. Вместе с пиритом здесь встречается значительное количество гематита. Месторождение это приурочено к метаморфизованным известнякам, залегающим между туфоосадочной толщей висячем боку и окварцованными порфиритами и туфами в лежачем. Оруденение связано с гранитами, широко распространенными к югу от месторождения. По масштабу месторождение это по всем данным небольшое.

Следует упомянуть также об Иткрыланском месторождении, расположенном к югу от ст. Тауз Закавказской железной дороги по ручью Иткрылан-Чай. Месторождение находится на площади развития кварцевых порфиров, которые вблизи рудного тела сильно окварцованы, каолинизированы и пиритизированы. Оруденение представлено кварцево-пиритовыми жилами мощностью от 30 см до 1 м, дающими небольшие раздувы и сужения. В Шампадинском районе ССР Армении, где находится только что упомянутое месторождение,

имеется целый ряд признаков оруденения (Тауз-Кала, Наур, Аваки-Бина и др.), которые в отношении серного колчедана не представляют интереса.

Мы здесь не касались ряда месторождений цветных металлов, главным образом меди (Аллаверды, Шамлуг, Зангезур и др.), при флотации руд которых значительное количество серного колчедана отойдет в хвосты. Запасы руд главнейших из них по данным на 1/1 1934 г. в тыс. т представлены в табл. 15.

Кроме того, в Аллавердах имеются колчеданные штоки, не представляющие интереса в отношении меди, но годные для добычи серного колчедана (пиритный шток 0-го горизонта, кандановский шток 52-го горизонта и другие штоки нижних горизонтов, шток Анастас с ориентировочным запасом до 20 тыс. т). Штоки эти частью уже выработаны. К сожалению, нет данных о количестве оставшейся в них руды, содержание же серы в наиболее богатых частях составляет от 30 до 40 и более процентов.

Повидимому, довольно большое количество концентрата серного колчедана может быть получено и из медно-порфировых руд Агаракского месторождения при обогащении его руд. Несмотря на крупные запасы меди (до 700 тыс. т) в этом месторождении, вопрос о времени ввода его в эксплуатацию остается все еще не решенным.

Из этих данных следует, что месторождения цветных металлов Закавказья

Таблица 15

Название месторождения	A	B	C ₁	A+B+C ₁	C ₂	Содержание пиритной S в % ²⁴
Аллаверды ²²	4 000	6 000	8 000	18 000	—	~ 15
Отвалы значительны, данных о количестве нет	—	—	—	—	—	~ 15
Шамлуг ²²	30,3	11,1	50,8	92,2	300	От 15 до 37, в среднем ~ 20
Отвалы значительны, данных о количестве нет	—	—	—	—	—	—
Зангезур ²³	22,5	81,8	90,6	194,2	242	~ 15
Отвалы	—	—	Свыше 600 до 1 000	600 1 000	—	~ 12

²² По подсчету Аллавердского комбината (данные по A и B не совсем точны, возможны небольшие колебания).

²³ По подсчету комиссии НКТП 1933 г.

²⁴ Данные приблизительные.

могут и должны являться одним из источников снабжения местных сернокислотных заводов дешевым серным колчеданом, получающимся в хвостах от флотации медных руд. По своему удельному весу в общем балансе серного колчедана флотационные хвосты, как это можно видеть из приведенных таблиц и соображений, немногим уступают запасам коренных месторождений чистого серного колчедана.

Заключение. Приведенный выше краткий обзор минерально-сырьевой базы Закавказских месторождений серного колчедана приводит к следующим выводам:

1. Из чисто серноколчеданных месторождений наиболее крупным по богатству S и перспективам является Чирагидзорское месторождение и его район, разведка на котором сильно отстает и на которое нужно обратить серьезное внимание как на главную минерально-сырьевую базу высокосортного колчедана.

2. Танзутское месторождение с выяв-

ленными запасами свыше 1 млн. т обладает низкосортными рудами. Благоприятные транспортные и горнотехнические условия разработки упираются здесь в экономику обогащения, но в случае рентабельности извлечения серного колчедана месторождение явится одной из крупных закавказских минерально-сырьевых баз серного колчедана.

3. Чибухлинское месторождение, хотя и обладает более богатыми по содержанию S рудами, чем Танзутское, но по горнотехническим и транспортным условиям находится в значительно менее благоприятных условиях, затрудняющих эксплуатацию его руд.

4. Одним из существенных источников серного колчедана являются Закавказские месторождения цветных металлов, которые способны дать при флотационном обогащении своих руд богатые серным колчеданом хвосты, могущие быть использованными для получения серной кислоты.

ЦНИГРИ
Ленинград

Инж. М. Заири

Месторождение гипса в Верхнем Агджакенде Азербайджанской ССР

Месторождение гипсов у сел. В. Агджакенд расположено к северо-востоку от ст. Герань на ЗКВД на расстоянии в 45 км.

Геологическое строение толщи, содержащей гипс, характеризуется следующим стратиграфическим разрезом сверху вниз:

1. Сенонские мелоподобные мергелистые известняки.

2. Сеномано-туронская толща рыхлых песчаников-конгломератов и глинисто-известковые туфиты.

3. Толстослоистые серые, местами ржаво-бурые или розовые, иногда сильно окремненные известняки (по всей вероятности, верхне-юрские), под ними обнажаются в.-агджакендские гипсы.

4. Юрская эффузивная толща (порфириты и туфы и туфобрекчии).

Среди этих отложений около В. Агджакенда обнаружены 4 гипсовых штока, имеющих промышленное значение.

1. Шток I расположен непосредственно над сел. В. Агджакенд, видимая мощность гипса по обнажению примерно 70—75 м, протяжение штока 300—350 м.

2. Шток II, маленький, в 1 км от В. Агджакенда к западу, видимая мощ-

ность гипса по обнажению примерно 15—20 м, протяжение штока 80—90 м.

3. Шток III, разрабатываемый до 1935 г. Азпромстроем, расположен к юго-западу от села в 1,5 км. Видимая мощность по обнажению около 20 м, протяжение штока около 150 м.

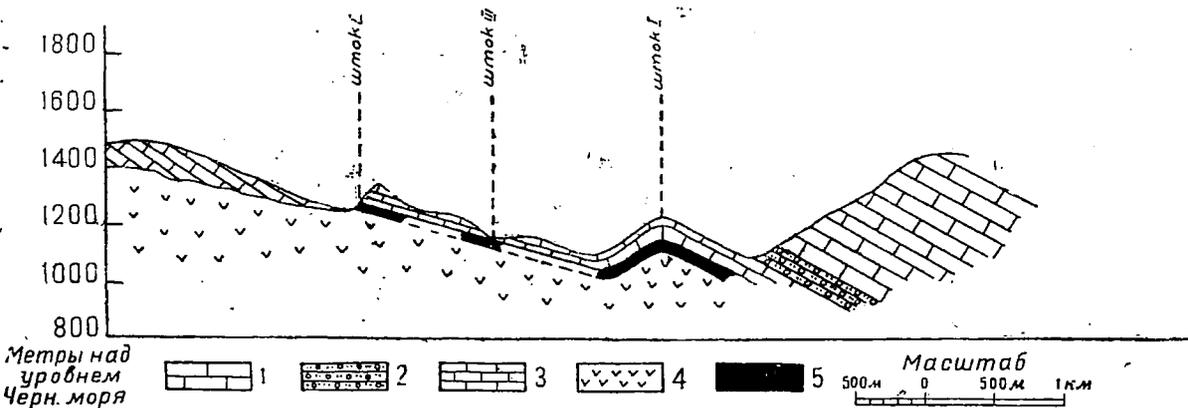
4. Шток IV — самый крупный, в 2 км к юго-западу от села на левом склоне балки Фындыхлы-Дара. Видимая мощность гипса по обнажению 80 м, протяжение штока около 500 м (фиг. 1).

Кроме перечисленных четырех штоков, имеется ряд других обнажений гипса, не представляющих промышленного значения. Все гипсовые штоки расположены на левом берегу р. Кара-Чай.

Макроскопически гипсы различного цвета с мелкозернистым строением. Белоснежный цвет его меняется в красные, розовые, бурые и зеленоватые оттенки. Иногда встречаются отдельные глыбы гипса, производящие впечатление мрамора¹.

На поверхности гипс разрушен и представляет собой рыхлую массу, которая от удара молотка рассыпается. Местами поверхность гипса покрыта светло-

¹ Закавказское отделение «Русские самоцветы» в Тифлисе одно время вывозило красивые разновидности гипса из В. Агджакенда.



Фиг. 1. Геологический разрез, проходящий через гипсовые штоки. 1—сенонские известняки, 2—сеномано-туронская толща песчаников и конгломератов, 3—толстослоистые известняки, 4—среднеюрские порфириты и их туфы, 5—гипс

желтой массой, сильно напоминающей гажу и по мощности доходящей от 0,5 до 1 м. Последнее, вероятно, является продуктом разрушения гипса. Между слоями гипса имеются прослоечки бурой глины в 10—15 см.

Под микроскопом основная масса гипса полнокристаллическая. Агрегаты листочков в некоторых участках шлифа образуют мозаичную структуру. Местами в гипсе наблюдается полосатость (Fasergips) (фиг. 2).

Иногда зерна представлены лучистыми агрегатами.

Для характеристики разреза толщи гипса IV штока приводим разрез буровой № 1 в В. Агджакенде (2).

0—0,25—Растительный слой.

0,25—1,00—До устья скважины наносы из угловатых обломков известняка и рыхлого известкового продукта красного цвета.

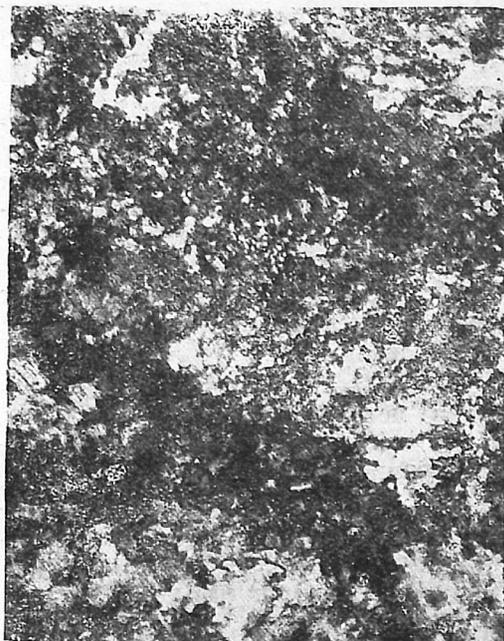
1,00—1,67—От устья скважины до указанной глубины продолжаются описанные выше наносы.

В конце интервала был обнаружен слой мелкоистертого известкового материала с примесью порошковидного гипса. Порода сильно напоминает гажу, залегают непосредственно на гипсе.

1,67—10,87—Плотный, в отдельных кусках, зернистый, снежнобелый гипс.

Наряду со снежнобелыми участками имеются загрязненные участки грязно-белого цвета с сероватым оттенком. В последних гипс прорезан прожилками мощностью до 1 см желтоватой породы с плитчатой отдельностью, сильно вскипающей от HCl (повидимому, известковая глина). Прожилки последней породы, прорезывая гипс, придают ему брекчиевидное строение. Прорезывающие прожилки глины, в свою очередь, прорезываются сетью тончайших прожилков волокнистого гипса. На интервале 1,67—4,68 гипс сильно трещиноват, благодаря чему керн получился в виде мелких шашек и обломков со следами выщелачивания.

Далее до 10,87 идет гипс более плотный, дающий керн до 85—90%. В конце интервала, начиная от глубин 10,52 до 10,87 встречен гипс, имеющий ясно выраженное брекчиевидное строение,



Фиг. 2. Микроснимок гипса из В. Агджакенда (Николит увеличено в 100 раз).

пропитывающим и цементирующим материалом является глинисто-известковый материал, мелкозернистый, желтовато-зеленого цвета, слабо вскипающий от HCl. Мощность слоя брекчиевидного гипса 0,25 м.

10,87—12,28 — Плотный нежно-белый гипс. В конце интервала гипс загрязнен глинистым материалом темнозеленого цвета, образующим на поверхности трещин зеленый налет.

12,28—15,36—Начиная с глубины идет белый гипс со светлорозовым оттенком, довольно мягкий, местами рыхлый, трещиноватый, благодаря чему керн получился в виде небольших шашек и обломков. Гипс в значительной степени пронизан прожилками известкового материала и местами содержит такие же включения.

15,36—18,42—Белый с сероватым оттенком гипс, местами стеклянноподобный.

18,42—30,87 — Снежнобелый, местами грязновато-белый гипс, в значительной степени пронизанный тонкими прожилками глинистого материала. Трещиноватость значительнее, чем в предыдущем интервале. Примерно на глубине 18,90 встречен слой мощностью 0,40 м брекчиевидного гипса.

² Местное население разрабатывает эту рыхлую массу и под маркой гажу употребляет для оштукатуривания.

Цементирующим материалом является мелкозернистый пепельно-серого цвета известково-глинистый продукт.

Далее продолжается гипс белый, розоватый с редкими прожилочками глинистого материала. К концу интервала, приблизительно с глубины 30,47 м, идет сильно перетертый известковый материал, напоминающий гажу и содержащий обломки плотного известняка желтовато-белого цвета. Далее известняк становится плотным светложелтого цвета.

30,87—37,92—Описанные выше известняки местами довольно рыхлые, ввиду чего на интервале 30,87—33,36 керн совершенно размыт.

37,92—47,05—Плотный грязновато-белый гипс с сероватым оттенком, местами прорезанный прожилочками известкового материала и слабо загрязненный последним.

47,05—52,90—Плотный гипс, серовато-белый, местами мраморовидный.

52,90—65,70—Гипс становится сильно трещиноватым, местами загрязнен и прорезан прожилочками, придающими гипсу брекчиевидное строение. Вследствие трещиноватости наблюдаются следы выщелачивания. Процент выхода керна до 50.

65,70—68,45—Рыхлый туфовый материал серовато-зеленого цвета. Керн совершенно размыт.

68,45—74,97—Сильно раздробленная в виде обломков величиной до 5 см в поперечнике порфириновая порода темно-зеленого цвета. На поверхности обломков видны таблички гипса.

Образец порфирита № 11

Скважина пройдена от 0 до 15,36 диаметром 85 мм

» 15,36—37,92	» 75 »
» 37,92—74,97	» 65 »

Скважина остановлена на глубине 74,97 ввиду вскрытия толщи порфиритов.

Нижнемеловая толща трансгрессивно налегает на нижележащую юрскую толщу толстослоистых известняков, более сильно дислоцированных. Отличается ясно выраженная антиклинальная складка в верхнеюрских известняках; благодаря наличию антиклинального изогнутия пород гипсы, за-

жатые в их ядре, вышли на дневную поверхность в виде частично зажатых штоков. Следствием этого зажатия, по всей вероятности, и объясняется отсутствие правильности и выдержанности в залегании гипса, что наблюдается во всех штоках.

Во всех рассмотренных нами гипсовых штоках имеются пустоты, покрытые с поверхности самим же гипсом.

Глубина пустот доходит до 1 м при такой же или несколько большей ширине. Последнее обстоятельство обусловлено выщелачиванием, которому, как известно, легко поддается гипс. Наличие пустот подтверждается буровыми работами, проведенными в 1933 г.

С другой стороны, вода, накачиваемая в забой скважины, ни разу обратно наверх не появлялась. Очевидно, в толще гипса много пустот и трещин. Последнее обстоятельство должно быть учтено во время эксплуатации гипса.

Дальнейшее изучение района заставляет ввести некоторую поправку в ранее высказанные мнения (2) и допустить, что гипс отлагался на юрской эффузивной толще, затем произошло некоторое изменение, при котором отложилась толща известняков около 7 м. После чего снова происходит отложение гипса и окончательное изменение физико-химических условий бассейна, где отлагаются покрывающие гипсы известняки.

Кроме данных буровых скважин для IV штока, в подтверждение высказанному мнению можно указать на аналогичный с IV штоком разрез III штока, наблюдаемый непосредственно на дневной поверхности.

Здесь верхний слой гипса размыт, сохранилась толща известняков и под ними обнажается III шток.

Для одного штока в В. Агджакенде на основании данных буровых скважин автором дается запас порядка выше 5 млн. т (1).

Из каждого штока, имеющего промышленное значение в В. Агджакенде была отобрана валовая проба от всей гипсовой толщи.

Анализы и технологическое изучение этих пород произведены в лабораториях азербайджанского отделения Всесоюзного института строительных материалов АЗВИСМ в Баку в 1932 г.

Местность	№ штоков	SiO ₂	А ₂ O ₃	CaO	SO ₃
В. Агджакенд	Шток I	1,57	0,11	32,19	44,95
	» III	1,25	0,19	31,80	43,77
	» IV	1,80	0,14	31,93	43,40

Как видно из анализов, химический состав гипсов почти однообразен.

По заключению И. А. Александрова (3), гипсы Верхнеагджакендского месторождения вполне пригодны как сырье для производства из него всех видов гипсовых вяжущих веществ и для добавки его к клинкеру при помоле портланд-цемента.

Цементные заводы ЗСФСР применяют его в течение нескольких лет.

Отсутствие в районе развития гипсов в Агджакенде каменной соли и ангидри-

та — дает нам возможность объяснить образование гипса на основании данных Вант-Гоффа (4) и Д'Анса (5) как результат выпадения гипса из верхнеюрского бассейна в районе В. Агджакенда до момента насыщения его солями NaCl и MgCl₂.

Литература

1. За ири М., Геологическое описание среднего и верхнего течения рек Кюрак-Чай и Кара-Чай (готовится к печати).
2. За ири М., Геологический отчет месторождения гипса в районе В. Агджакенда 1934 г. (рукопись).
3. Александров И. А., Технологическое исследование гипсов Верхнеагджакендского и Монашидского месторождений (рукопись 1932 г.).
4. Vant Hoff, Untersuchungen über die Bildung der ozeanischen Salzablagerungen, S. 190.
5. D'Ans, «Kali», 1915, стр. 265.

В. И. Егоров

Синтетические рубины и сапфиры¹

Получение драгоценного корунда путем синтеза приобрело за границей широкое распространение, особенно в Германии, Швейцарии и Франции. Синтетические камни давно составляют одну из статей экспорта названных стран. У нас, в СССР, на эту проблему до сих пор обращалось недостаточно внимания, и работы, которые велись в этом направлении, не имели достаточной научной базы и представляли собой голое экспериментирование. Физико-химический институт хотя и подошел к работе более глубоко, но все же считать ее законченной нельзя, несмотря на полученные в итоге положительные результаты.

Корунд представляет собой кристаллизованный глинозем (Al₂O₃) с содержанием незначительного количества посторонних примесей в виде окисей других металлов (Fe, Cr, Ti и др.), придающих ему разнообразную окраску. В

природе корунд встречается в двух разновидностях: первая разновидность — грязный корунд, находящийся в виде свободных кристаллов или вкраплений в массе горной породы. Он в значительной степени загрязнен посторонними примесями, непрозрачен, окрашен в коричнево-серый, черный цвета и находит себе применение благодаря своей значительной твердости как технический продукт для изготовления точильных и шлифовальных кругов. Вторая, более редкая разновидность — благородный, или чистый, корунд, встречающийся в виде самородных драгоценных камней (рубин и сапфир), окрашенных благодаря примесям в соответствующие тона: сапфир — от светлого до василькового, рубин — от розового до карминово-красного. Благородный корунд высоко ценится как драгоценный камень.

Драгоценный корунд очень тверд (твердость его — 9), совершенно прозрачен, обладает большим блеском, весьма тугоплавок (температура плавления

¹ Из работ Физико-химического института спецзаданий. Москва (руководитель А. А. Гумилевский).

2200°) и способен шлифоваться, давая при этом зеркальную поверхность.

Эти исключительные качества корунда позволили широко применить его в различных областях техники. Главные потребители корунда—часовая промышленность и точное приборостроение, где он употребляется для выделки деталей, имеющих большую сопротивляемость на износ и позволяющих осуществить минимальное трение. Кроме того, корунд используется в целом ряде других производств и идет на выделку ювелирных камней. Вполне понятно поэтому, что вопрос об искусственном получении корунда давно заинтересовал исследователей. В 1837 г. Годеном впервые были получены микроскопические рубины путем сплавления при высокой температуре алюминиевых квасцов с солями хрома, игравшего роль пигмента. В 1847 г. Эбельманом был получен белый сапфир сплавлением квасцов с борной кислотой. Фреми и Файлю в 1877 г. удалась получить кристаллический корунд, из которого могли быть выгранены небольшие камешки. Позднее Фреми и Вернейль изготовили искусственный рубин путем реакции при высокой температуре между BaF_2 и Al_2O_3 с прибавлением небольшого количества окиси хрома. Этими же путями шли и другие многочисленные исследователи. Они ставили своей задачей получение сплавленной смеси различных солей с участием квасцов. Эта расплавленная смесь насыщалась глиноземом, переходившим в сплав. Затем следовало продолжительное нагревание, тянувшееся иногда неделями, растворитель улетучивался, а глинозем оставался в кристаллическом виде. Камни, получавшиеся при перечисленных опытах, были ничтожны по своим размерам и не могли иметь коммерческой стоимости.

О промышленном применении искусственных камней тогда, конечно, и вовсе не мечтали. Такое положение продолжалось до 1902 г., когда были опубликованы работы проф. Вернейля, сразу завоевавшего себе широкую известность и признание. Метод, предложенный Вернейлем, будучи не очень сложным и не требующим больших затрат, давал возможность изготовлять искусственные рубины и сапфиры значительных размеров и в количестве,

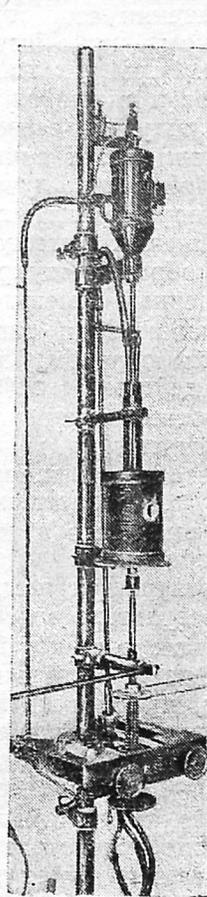
способном удовлетворить спрос рынка. Не удивительно поэтому, что метод Вернейля получил за границей широкое распространение, и производство синтетических камней там давно уже освоено в промышленном масштабе. Существующие фабрики вырабатывают главным образом синтетические рубины и сапфиры, а также и шпинели. Все эти продукты физически и химически совершенно сходны с природными камнями и сходны настолько, что в первое время не умели даже отличить естественный камень от приготовленного искусственным путем. В настоящее время, судя по последним швейцарским, французским и немецким патентам, процесс Вернейля значительно улучшен, главным образом за счет углубленной проработки метода и усовершенствования аппаратуры, благодаря чему камни, изготавливаемые за границей, очень высоки по своим качественным показателям и крупны по размерам (порядка 200 карат).

По методу Вернейля велись работы и в Физико-химическом институте А. А. Гумилевский (руководитель), [исполнители В. И. Егоров, С. К. Попов]. Сущность метода состоит в кристаллизации тончайшеизмельченной окиси алюминия в пламени гремучего газа и собирании расплавленных частиц на огнеупорной шамотовой подставке («свечке»). Наслоением этих частиц и получается кристалл корунда. По остывании готовый буль снимается с подставки и идет на закалку для уменьшения поверхностного натяжения. Весь процесс ведется в специальном кристаллизационном аппарате (фиг. 1). Устройство аппарата показано на схеме (фиг. 2). Аппарат состоит из четырех главных частей: головка *A*, горелка *B*, обогревательная печь *C* и подъемное приспособление *D*. Все эти части крепятся на металлической штанге. Головка аппарата представляет собой полый цилиндр, внутри которого помещен второй цилиндр *a*, имеющий своим нижним основанием сетку. В этот второй цилиндр загружается исходный материал—окись алюминия («пудра»). Внешний цилиндр плотно завинчивается крышкой с резиновой прокладкой; на крышке укреплен электрический молоток *b* (так называемое «ударное приспособление»), назначение которого—

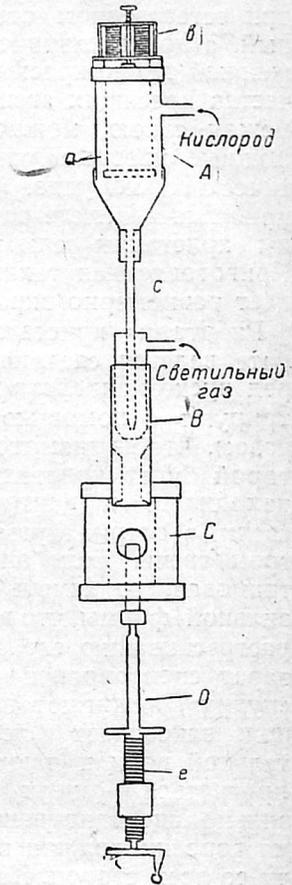
производить удары известной частоты и силы. В результате этих ударов головка аппарата испытывает равномерные сотрясения, и пудра, помещенная внутри цилиндра, равномерно просыпается через сетку и попадает в центральную трубку *c*, по которой гонится дальше поступающим в аппарат кислородом и, пройдя пламя горелки, попадает на шамотовую свечу.

Назначение горелки — дать пламя с высокой температурой, достаточной для плавления окиси алюминия. Нужная температура достигается сжиганием светильного газа в струе кислорода, подающегося в аппарат из баллона. Лучшего эффекта можно достичь, заменив светильный газ водородом, так как калорийность последнего значительно выше, а степень загрязнения вредными примесями (H_2S , CO и др.) незначительна. Окись алюминия, проходя через пламя горелки, плавится, и расплавленные частицы собираются на шамотовой свече. Рабочее пространство заключено в глиняный муфель, цель которого избежать большой тепловой потери. Шамотовая свеча укреплена в металлическом подсвечнике *d*, который составляет одно целое с так называемым подъемным приспособлением, позволяющим передвигать свечу в вертикальном направлении.

Вот в общих чертах устройство аппарата и принцип его работы. Что касается исходного материала порошка окиси алюминия, то он получается из алюмо-аммиачных квасцов путем обжига. Квасцы отдают при этом воду, аммиак и серный ангидрид, а окись алюминия остается в виде тончайшего порошка. Качество «пудры» имеет большое значение, так как от него зависит качество кристаллизующегося камня. «Пудра» должна быть максимально свободной от примесей окислов других металлов. Для этого квасцы предварительно подвергаются многократной перекристаллизации и после высушивания поступают на обжиг. Обжиг ведется в муфельных печах (электрических или пламенных) при температуре муфеля 1100° , 1200° и длится час-полтора. Полученной окиси дают остыть, после чего ее просеивают через сито и помещают в банку с притертой пробкой. Сито лучше употреблять шелковое, нежели металлическое. Чистая окись алюминия при



Фиг. 1. Общий вид кристаллизационного аппарата



Фиг. 2. Схема кристаллизационного аппарата

кристаллизации дает бесцветный сапфир. Если же хотят получать окрашенные камни, то прибавляют к исходному материалу соответствующие прикрасы. С прибавлением к глинозему различных количеств окиси хрома (до 3%) были получаются разных оттенков красного цвета (рубины). Как показывает химический анализ, синтетические рубины содержат лишь около половины окиси хрома, взятой для смешения с глиноземом. Природный рубин содержит от 0,1 до 1,25% окиси хрома. При прибавлении 2% окиси железа и 1% окиси титана получается буль синего цвета. Прибавление к глинозему смеси из окиси ванадия и окиси кобальта дает буль зеленого цвета. Искусственный александрит может быть получен прибавлением к окиси алюминия до 3% окиси ванадия. Этот интересный корунд имеет те же свойства, что и натуральный александрит, цвет которого

при естественном освещении серо-зеленый, а при электрическом — ярко выраженный винно-красный. Варьируя количества красящих агентов и смешивая их между собою, можно получать всевозможные цветные разновидности синтетического корунда. Прикрасы лучше прибавлять в виде раствора, пропитывая им кристаллы алюминиевых квасцов. Приготовленная таким образом «пудра» дает равномерно окрашенный камень.

Работа на кристаллизационном аппарате ведется следующим образом: перед пуском аппарата в действие его центрируют с помощью отвеса таким образом, чтобы шамотовая свеча, на которой будет кристаллизоваться камень, находилась в центре обогревательной свечи, а острие дутья совпадало с центром свечи. Если аппарат плохо центрирован, то камень получается неправильной формы, что в результате ведет к растрескиванию его. После того как аппарат центрирован, в него загружают «пудру», зажигают газ, пускают кислород, закрывают окошечко обогревательной печи и дают ей основательно прогреться — минут 10—15. При правильно центрированном аппарате пламя горелки должно ровно обтекать свечу со всех сторон. Когда печь будет достаточно прогрета, пускают в действие ударное приспособление, подающее в аппарат «пудру». «Пудра», попадая на свечу, образует конус, обращенный вершиной вверх. Вершина конуса при дальнейшем его росте, попадая в ту часть пламени, температура которой достаточно для плавления «пудры», образует микроскопический кристалл корунда — зародыш будущего камня. Этот кристалл начинает затем заметно увеличиваться в своих размерах, все время оплавляясь под действием температуры пламени и давления подающегося кислорода, и принимает шарообразную форму. Если же кристалл не оплавляется сам, а растет вверх, то его оплавляют искусственным путем, увеличивая (очень

осторожно) давление кислорода или уменьшая количество поступающего в горелку газа. Начальной стадии кристаллизации надо уделить все внимание и следить, чтобы не было скачков давления газа и кислорода и перерывов в подаче «пудры». Последняя должна идти равномерно, в небольшом количестве, так как в противном случае она не будет успевать проплавляться. При дальнейшем росте образовавшегося кристалла он уже начинает терять шарообразную форму и принимает форму конуса, обращенного основанием вверх (фиг. 3).

Процесс первичного нарастания камня — наиболее ответственная часть плавки. Здесь очень важно не дать камню итти узким, а регулируя приток кислорода, осторожно и умело все время его расширять с тем, чтобы получить камень размером в 10—15 карат, формы правильного конуса, с широким основанием, обращенным вверх. Температура пламени при первичном нарастании камня и последующем его росте равна 1880, 1900°. Когда камень расширить уже больше не удастся без ущерба для его геометрической формы, свечу опускают немного вниз, дают максимум кислорода для нормальной кристаллизации, закрывают окошечко обогревательной печи и дают кристаллу свободно расти, наблюдая за его ростом и время от времени следя за тем, чтобы давление кислорода и газа оставалось постоянным и «пудра» подавалась равномерно. Таким образом можно вырастить камень значительного размера порядка 100 и больше карат. Кристаллизация заканчивается тогда, когда камень начинает терять правильную форму и поверхность его делается бугристой. В этот момент прекращают подачу «пудры» и дают минут пять работать аппарату без нее, а затем одновременно закрывают кислородный вентиль и газовый кран. Малейшее промедление или неплотное закрытие кранов ведет к растрескиванию камня. Камню дают самому остыть до комнатной температуры и снимают со свечи, применяя щипцы с асбестом. Надо сказать, что работа на аппарате требует большого навыка и сноровки, которые приобретаются лишь практикой. Получаемые синтетические камни, не уступая природным в отношении твердости и других свойств,



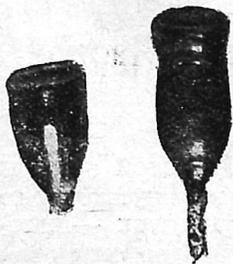
Фиг. 3

отличаются от них содержанием микроскопических пузырьков, наличием так называемых «туманностей» и часто внутренних трещин. Вопрос возникновения в камне пузырьков не совсем ясен, как не ясна и сама природа пузырьков, но на основании сделанных наблюдений можно предположить, что пузырчатость камня зависит от того, в каких условиях он кристаллизуется, а именно: быстрота роста, отсюда возможность непроплавленности, способствующая пустотным образованиям, температура пламени и качество исходного материала с точки зрения выдержки его при обжиге в определенных температурных условиях.

Образование непроплавленности в камне является следствием неравномерной подачи «пудры» в аппарат или же низкой температуры пламени, в результате чего частицы окиси алюминия остаются в камне нерасплавленными. Этот недостаток синтетических камней работами Физико-химического института устранен путем улучшения соответствующих частей аппаратуры (ударное приспособление, горелка и обогревательная печь), а также за счет более тщательной сортировки «пудры» (для просеивания ее применялись тончайшие шелковые сита). Несколько сложнее вопрос растрескивания готовых булей, так как они, кристаллизуясь при очень высокой температуре (около 2000°), вполне естественно, обладают весьма большим внутренним и поверхностным натяжением, и каждый резкий скачок температуры во время кристаллизации ведет к растрескиванию. Последнему способствует также и наличие в камне непроплавленности, делающей самый ка-

мень неоднородным в своей массе. Кроме того, как правило, камень неправильной формы наиболее склонен к растрескиванию, которое в данном случае обычно наступает еще во время роста кристалла. Исходя из перечисленных причин, вызывающих растрескивание камней, намечаются меры, ведущие к устранению этого их недостатка, причем, если получение камня правильной формы и однородного по строению своей массы не представляет значительной трудности, то вопрос ослабления внутренних напряжений в самом камне значительно сложнее, так как упирается в разработку соответствующего режима отпуска (закалки) готового буля с подбором соответствующей среды и температурных условий. Возможно также, что ослабить внутреннее напряжение в камне можно путем добавки соответствующего флюса к шихте, чтобы таким образом понизить температуру плавления «пудры». Во всяком случае, вопрос растрескивания камней требует дальнейшего изучения. На фиг. 4, 5 и 6 показаны образцы камней, полученных Физико-химическим институтом, и для сравнения — импортный немецкий камень.

Исследования на структуру и оптические свойства этих камней, произведенные Институтом прикладной минералогии, показали полную идентичность образцов импортных камней и камней Физико-химического института. Определение структуры производилось по двум методам (по Лауэ и Дебаю), давшим аналогичные результаты. Сущность метода Лауэ состоит в пропускании рентгеновских лучей через тонкую пластинку кристалла и фотографировании



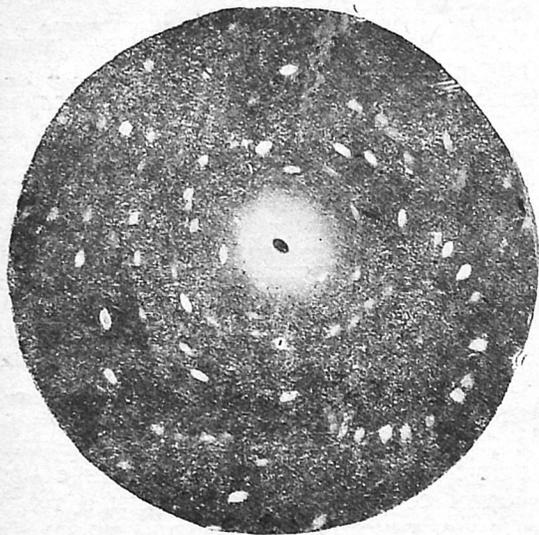
Фиг. 4. Рубины, полученные Физико-химическим институтом



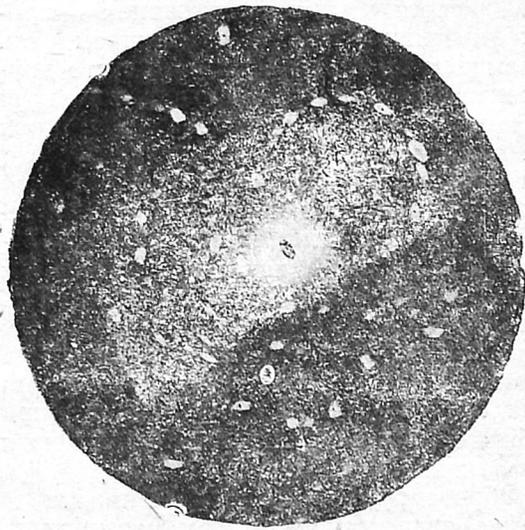
Фиг. 5. Сапфир, полученный Физико-химическим институтом



Фиг. 6. Немецкий сапфир



Фиг. 7. Лауэграмма синтетического сапфира (Физико-химического института)



Фиг. 8. Лауэграмма синтетического сапфира (немецкого)

их после прохождения. Отпечаток фотографической пластинки дает точную картину дифракции рентгеновских лучей в виде пятен, известным образом расположенных и отличающихся друг от друга своей интенсивностью. По этому снимку можно построить пространственную решетку кристалла, а следовательно, установить структуру его. На фиг. 7 и 8 приводятся снимки (лауэграммы) с двух образцов синтетических камней (один из них импортный немецкий сапфир).

По оптическим свойствам камни, синтезированные Физико-химическим институтом, также показали большое сходство с импортными и естественными образцами, что хорошо иллюстрируют приводимые ниже данные.

Н. Е. Ефремов

Тальк и тальковый камень в районе реки Черной (Уруштен) на Северном Кавказе

В 1929 г. мной были обследованы выходы серпентинитовых массивов в районе р. Малой Лабы — ее левого притока р. Черной (Уруштена) с впадающими справа в нее реками Армовкой и Трю.

Целью этого обследования было изучение полезных ископаемых, связанных с серпентинитами.

	Показатель преломления	
	n_0	n_c
Бесцветный сапфир (Физ. хим. институт)	1,774	1,764
Голубой сапфир (Германия)	1,774	1,765
Естественный корунд (по литературным данным)	1,776—1,775	1,758—1,763

Заканчивая на этом статью, считаем необходимым указать, что приводимые в ней сведения не исчерпывают всех данных, полученных Физико-химическим институтом по синтезу корунда, и сама статья носит скорей информационный характер.

Выходы серпентинитовой интрузии обнажаются в виде вытянутых полос с простиранием северо-восток — юго-запад. Одна из таких полос, начинающаяся недалеко от устья речки Трю, протягивается на протяжении 5—6 м, пересекая р. Уруштен. Вытянутые в таком же направлении полосы серпентинитов,

богатых тальковыми участками, наблюдаются как в системе р. Армовки, которая пересекает их на всем своем протяжении от вершины до самого устья, так и по вершинам балок, относящихся уже к системе р. Малой Лабы.

Кроме этого, серпентиниты развиты также по всему течению речки Маркопиджа, а также и местами по руску Малой Лабы на широте от устья Маркопиджи до устья Уруштена. Общая площадь выходов серпентинитовой интрузии составляет около 10 км².

Вмещающими породами для серпентинитов являются мощно развитые докембрийские кристаллические сланцы и гнейсы.

Выходы гранитов встречаются как в непосредственном контакте с серпентинитами, так и среди кристаллических сланцев. Интродуруя в серпентиниты, гранитная магма производит контактные видоизменения, представленные прежде всего включением в граните ксенолитов-змеевиков, местами превращенным в сростки актинолита, талька биотита, хлорита и мощных тальковых образований. Экзогенный контакт проявляется в новообразовании роговой обманки, в обеднении гранита кварцем и обогащении темными составными частями.

Серпентиниты. Серпентиниты представляют собой обычно плотную, местами сильно выветренную породу разнообразной окраски, преимущественно же зеленовато-черного, темносинего, светлозеленого или буровато-серого цветов. Можно различать плотные с раковинистым изломом, тонкозернистые и массивно-кристаллические. В средней трети русла балки Армовки были встречены валуны—очень вязкие разновидности серпентина, по излому и цвету напоминающие сибирский нефрит¹. Встречаются рассеянные зерна хромита и магнетита; реже наблюдаются вкрапления карбонатов, листочки талька и хлорита.

Для тела серпентинитовой интрузии характерно наличие многочисленных трещин различного направления, из которых преобладающими являются С. В. : 205°, иногда сопровождаемые поверхностями скольжения. Во многих случаях стенки трещин покрыты светлосе-

ленным, блестящим, со стекловатым блеском серпофитом [в понимании В. Н. Лодочникова (7)], реже жестковолокнистым белым метакситом. Редко среди серпентинитов наблюдаются шлировые выделения бронзититов, вебстеритов и гонблендитов.

Под микроскопом среди серпентинитов можно наблюдать антигоритовые, хризотилловые и серпентиниты смешанного типа с характерными структурами (Maschenstruktur) сетчатой и (Hitterstruktur) решетчатой. Породообразующими минералами являются антигорит, бастит, магнетит, сепрофит.

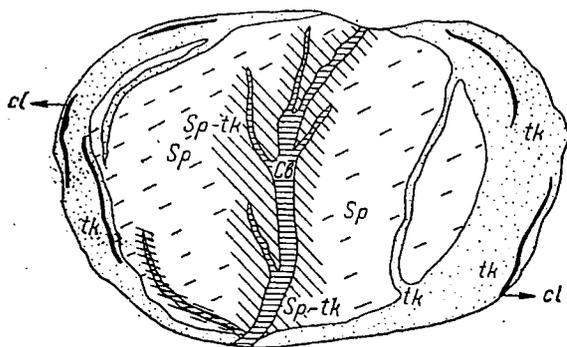
Кроме этого, довольно часто в шлифах можно наблюдать пластинки хлорита, скопления карбонатов (магнезита и кальцита), зерна хромита, чешуйки талька, брусита и сравнительно редко зерна энстатит-бронзита, диопсида, пикотита и хризотил-асбеста. Неоднократно были констатированы псевдоморфозы по оливину (серпентиниты Тхачского массива)².

Тальковые породы. В генетической связи с серпентинитами находятся тальковые породы в районе рек Уруштена, Малой Лабы и Маркопиджа; особенно развиты они по р. Армовке — правом притоке Уруштена.

Эти породы, по преимуществу массивные сланцевые серые, темносерые с зеленоватым отливом и иногда темнозеленые, по составу должны быть названы тальково-серпентинитовыми породами, так как их залежи приурочены к районам развития серпентинитов, от которых они никогда резко не ограничены. Здесь же встречаются и довольно чистые разновидности талька, а также и так называемый тальковый камень. Глыбы тальково-серпентинитовых пород самых различных размеров, достигающие 10—12 м в диаметре, загромаждают русла рек Малой Лабы, Уруштена и Армовки. Зоны, в которых тальк преобладает, как правило, приурочены к периферическим частям указанных глыб. Мощность тальковой оболочки колеблется от 5 до 70 см, иногда больше, причем она обыкновенно состоит из нескольких (большой частью двух) легко отделяемых друг от друга слоев по поверхностям скорлуповатости. Трещины среди тальковых зон выполнены темнозеле-

¹ Аналогичная серпентинитовая порода была описана Г. П. Барсановым под названием «Нефритод» из Южной Осетии.

² Н. Е. Ефремов, О материнской магме серпентинитов горы Тхач на Северном Кавказе.



Фиг. 1. Легенда: *Cb*—жила карбоната, *Sp*—серпентинит, *tk*—тальк, *Cl*—прожилки хлорита, *Sp-th*—оталькованный серпентинит. Масштаб 1:100

ным хлоритом, который также часто образует кайму вокруг талька. Мощность прослоек этого хлорита 1—3 см.

Иногда стенки трещин покрыты темнозеленым хлоритом, средняя часть трещин выполнена карбонатом со включениями хлорита. Талько-серпентиновые породы прорезываются жилами карбонатов, главным образом кальцита, реже магнезита. Мощность их доходит до 10 см (фиг. 1).

Зальбанды карбонатных жил состоят, главным образом, из антигорита, хлорита, карбоната и талька, расположение пластинок которого среди общей массы антигорита ясно указывает, что тальк по отношению к антигориту является позднейшим образованием. Много хлорита, сростающегося с антигоритом. Тальково-серпентиновые породы составлены из талька, антигорита, магнезита, хлорита, зерен рудных минералов (хромита и магнезита) и листочков мусковита (редко). Тальк и антигорит являются главными составными частями; количественно соотношение их подвергается значительному колебанию с преобладанием то талька, то антигорита. Среди участков породы, в которых доминирующую роль играет тальк, образующий мелкочешуйчатый агрегат листочков, встречаются листочки и иголки антигорита, расположенные без всякого порядка. Там, где преобладает серпентин, листочки последнего расположены частью между листочками антигорита, частью же включены в антигорит со взаимно параллельным прорастанием антигорита, иногда также серпентина и талька.

Такое правильное расположение талька в серпентине—антигорите говорит в пользу постепенного замещения серпентина тальком, постепенно разрастающимся. Это также находит свое подтверждение и в выполнении тальком трещин, пересекающих серпентиновый агрегат.

Все это указывает на то, что серпентины подверглись воздействию гидротермальных процессов, связанных с гранитовой интрузией, под влиянием которых серпентин переходил в тальк [Ср. Б. П. Кротов (1) и А. Е. Ферман (2)].

Необходимо указать, что вблизи тальковых образований описанного типа непосредственных выходов гранитов нам наблюдать не приходилось. С этой точки зрения наличие почти в каждой тальково-серпентиновой глыбе тальковой оболочки с периферии становится совершенно понятным, так как эти оболочки фиксируют нам те части серпентинита, примыкавшие к первичным трещинам, по которым распространялись гидротермы, связанные с гранитной интрузией. Наличие трещин в серпентинитах—обычайшее явление и в нашем случае было вызвано как процессом самой серпентинизации, так и более поздними тектоническими процессами. Под влиянием грунтовых вод и поверхностных потоков эти участки змеевика, обогащенные тальком, по оталькованным поверхностям оползали в русло реки, которое в настоящее время загромождается огромными глыбами оталькованного серпентина (фиг. на обложке).

Суммируя все вышеприведенные доводы при наличии некоторых образцов, в которых наглядно видно возникновение талька и магнезита за счет серпентина путем постепенного замещения последнего, нужно признать совершенно невероятным объяснение Н. И. Безбородько, который считает, что «первоисточником являлся тальк, за счет которого шло новообразование серпентина, причем путь новообразования был путем гидатометаморфическим» [(3), стр. 440] и что к моменту излияния гранитной магмы первоначальная основная порода уже метаморфизовалась в тальк и змеевик [(3), стр. 444].

Кроме того, нужно заметить, что подобные взгляды в литературе не находят себе подтверждения, с одной сто-

роны, с другой, — микроскопическое описание вновь образующегося в тальке светлозеленого серпентина, даваемое этим автором [(3), стр. 481], которое нами приводится: «Светлозеленый змеевиковый слой под микроскопом состоит почти исключительно из больших кристаллов антигорита, к которому местами присоединяются кристаллы хлорита; промежутки между пластинками антигорита выполнены карбонатом и мелкими полосками и чешуйками талька», — заставляет скорее считать, что здесь имеет место процесс новообразования талька и магнезита из змеевика, а не наоборот, как считал Н. И. Безбородько.

В связи с высказанными нами взглядами представляет особый интерес работа Н. Н. Hess, вышедшая в свет в 1933 г. (6), в которой автор рассматривает проблемы серпентинизации и стеатитизации.

Основываясь на материале, полученном в результате изучения многочисленных тальковых месторождений США, Н. Н. Hess трактует серпентинизацию ультраосновных пород как явление типично эпимагматическое (автометаморфическое) и стеатитизацию как результат деятельности гидротерм, связанных с более молодыми кислыми интрузиями.

Приводим химические анализы двух образцов тальковых пород из района Армовки: 1) серый среднезернистый тальк, взятый в нижней трети балки Армовки из тальковой оторочки; 2) зеленовато-серый мелкозернистый тальковый камень, взятый в средней трети балки Армовки.

1	
SiO ₂	60,30%
Al ₂ O ₃	2,15%
Fe ₂ O ₃	1,20%
FeO	1,75%
MgO	30,10%
CaO	Нет
—H ₂ O	0,30%
Потеря при прокаливании	4,40%
	<u>100,20%</u>

2	
SiO ₂	37,42%
Al ₂ O ₃	3,97%
Fe ₂ O ₃	3,55%
FeO	4,10%
MgO	35,65%
CaO	Нет

—H ₂ O	0,10%
Потеря при прокаливании	15,12%
	<u>99,91%</u>

Принимая во внимание, что теоретический состав талька выражается формулой 3 MgO · 4 SiO₂ · H₂O, где MgO — 31,7%, SiO₂ — 63,5% и H₂O — 4,8%, можно видеть, что первый образец содержит наибольшее количество талька, между тем как второй образец содержит тальк в значительно уменьшенном количестве и дает высокий процент потери при прокаливании, связанный, главным образом, с водой антигорита и хлорита.

Химическому составу отвечает и минералогический состав данных образцов.

Иной характер носят тальковые образования, наблюдавшиеся мною в зонах непосредственного контакта дериватов кислой магмы с серпентинитами. Так например, в правом борту одного из безымянных притоков речки Трю имеется следующее обнажение (фиг. 1).

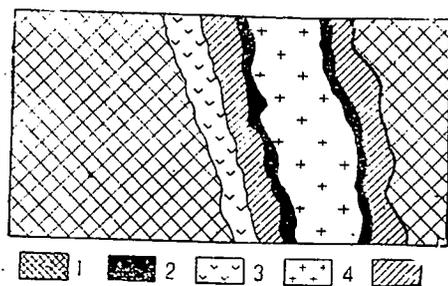
В смятых, рассланцованных серпентинитах проходит тонкая (~40 см) аплитовая жила, в зальбандах которой образуется биотитовый сланец.

Тело жилы представляет собой породу мелкозернистого сложения из преобладающих зерен ортоклаза, альбита и кварца с более крупными вкрапленниками полевого шпата. По всей массе породы рассеяны кристаллы мусковита, довольно часты кристаллы апатита и пластинки биотита.

В зоне самого контакта тела жилы и ее зальбанда, на самой границе контакта, в некоторых участках увеличивается количество мусковита; со стороны же зальбанда среди крупных кристаллов биотита включены кристаллы апатита (фиг. 2).

Непосредственно за зоной биотита следует в левом зальбанде оторочка актинилитово-талькового сланца мощностью 15 см, переходящая в тальково-хлоритовый, местами в чисто тальковый сланец, имеющий незначительную мощность (от 7 до 15 см), сменяемый светлозеленым плотным серпентинитом.

С последним граничит темный рассланцованный серпентинит, содержащий ряд грубо параллельных друг другу жилок поперечно-волокнистого хри-



Фиг. 2. Легенда: 1—серпентинит, 2—биотит, 3—тальковый и тальково-хлоритовый сланец, 4—апатит, 5—актинолитово-тальковый сланец. Масштаб 1:40.

зотил-асбеста, местами сливающихся в общий пучок.

В левом притоке верхнего течения р. Армовки от вершины к устью наблюдается следующее обнажение (фиг. 2). В самой вершине выходит мощная порядка 1,2 м кварцевая жила, дающая верху утолщение. Ее облекает бурозеленый сильно выветрелый, кремнистый серпентинит, в свою очередь сменяемый мощным выходом травяно-зеленой, почти черной роговообманковой породы до 3 м мощности. К этой последней прилегает оторочка тальково-актинолитового сланца с пиритом мощностью 20 см, облекающая в свою очередь крупнозернистую пегматитовую жилу от 1 м мощности.

Среди тальково-актинолитового сланца имеются участки (порядка 7—8 см мощности) темного биотитового слюдяного сланца, залегающего в контакте пегматитовой жилы и роговообманковой породы. Анализируя описанные соотношения указанных пород в свете воззрений А. Е. Ферсмана на природу контактных образований, возникающих при воздействии пород кислой магмы на породы ультраосновные, мы можем видеть, что эти соотношения вполне отвечают закономерности, которая определяет реакционную серию Боуэна.

Общий ход процесса прошел здесь в направлении «десилификации полевошпатового расплава, гидратации, гидролиза и постепенной силификации магнезиально-силикатных пород» [(12), стр. 200], дав последовательный в этом отношении ряд новообразовавшихся из серпентинита минералов: роговая обманка, актинолит, тальк.

Наличие же среди этой группы минералов также и биотита в контакте пег-

матитовой жилы и роговообманковой породы ясно указывает нам, что процесс переработки материала серпентинитов шел, несомненно, в два этапа, как это обычно и бывает, т. е. вначале образовалась роговая обманка, в дальнейшем ходе контактового процесса превращенная в биотит.

При рассмотрении соотношений тальковых и серпентинитовых пород небезынтересно отметить также и наблюдавшееся мною явление оталькования хризотил-асбеста.

Процесс талькизации серпентинитов является мощным процессом регионального характера для всего «змеевикового пояса». Можно говорить лишь о различной интенсивности данного процесса, но проявления его наблюдались автором во многих серпентинитовых массивах (г. Веден, р. Бескес, р. Маркопиджа, р. Малая Лаба, р. Тхач, р. Белая, р. Пшиха), от р. Большой Лабы на востоке до р. Пшихи на западе. Крайне характерно, что открытый автором летом 1930 г. в системе речки Киши — правого притока р. Белой — новый серпентинитовый выход, находящийся примерно в 10 км к юго-востоку от главной полосы «змеевикового пояса», содержит как оталькованный серпентинит, так и довольно чистый тальк.

По частному сообщению Д. П. Сердюченко подобное оталькование по неправильным трещинам с образованием характерных тальковых оторочек мощностью до 0,7 м в связи с гидротермальным воздействием гранитовой интрузии прослежено им почти непрерывной полосой от Малой до Большой Лабы, в верховьях б. М. Балканской, Маркопиджа, истоков Вескеса, по Большой Лабе.

Наибольшая интенсивность в проявлении процессов талькизации в серпентинитовом массиве района Малой Лабы, Армовки, приведшая к образованию месторождения тальковых пород, находит свое объяснение в самом характере выходов серпентинитовой интрузии. Серпентиниты данного района представляют собой отдельные разобщенные выходы в виде вытянутых линзообразных тел, вследствие чего создавалась обширная поверхность соприкосновения с циркулирующими здесь гидротермами, производившими талькизацию.

Описанный выше процесс талькиза-

ции серпентинитов широко развит по всей области распространения «змеевикового пояса» на северо-западном Кавказе.

В этом процессе надо различать два пути образования талька.

Первый путь—это гидротермальное оталькование серпентинитов, при котором кислая интрузия находится в некоторой удаленности, и второй—это образование тальковых скоплений в зоне непосредственного контакта кислой и основной интрузий. В нашем районе образование тальковых скоплений произошло как первым, так и вторым путем.

Совершенно аналогичные образования, возникшие в результате гидротермального оталькования, недавно описал Н. Н. Hess (6), изучивший тальковые месторождения Северной Америки, и ту же аналогию мы видим, сравнивая тальковые образования, возникшие в зоне непосредственного контакта в нашем районе, в районе Изумрудных копей, с исчерпывающей полнотой описанные А. Е. Ферсманом (2), и в районе Б. Лабы, детально изученные Д. П. Сердюченко (5).

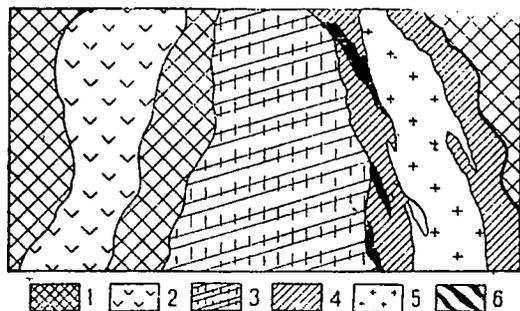
Процесс талькизации, помимо значительного научного интереса, имеет и существенное практическое значение.

К настоящему времени за тальковым сырьем устанавливается вполне заслуженная известность полезного ископаемого, таящего огромные возможности использования.

Таким образом тальковые образования района могли бы послужить сырьевой базой для бумажной, текстильной, резиновой, парфюмерной промышленности, в металлургии, в медицине и др.

Широкое развитие в крае цементной и лесной (для футеровки котлов и локомотивов на фазовых заводах и в леспромах) промышленности ставит перед собой задачу использования талька и в этом направлении.

Вмещающие тальковые образования массивы серпентинитов имеют часто красивую окраску различных тонов и, будучи легко обрабатываемы, могут представить неисчерпаемый запас сырья как строительные, облицовочные и различные поделочные материалы. В районе выходов серпентинитов были найдены валуны хромита, один из которых достигал веса 60 кг. Качествен-



Фиг. 3. Легенда: 1—серпентинит, 2—кварц, 3—роговообманковая порода, 4—тальково-актинолитовый сланец, 5—пегматит, 6—биотит. Масштаб 1:100

ный анализ образцов из мощной кварцево-карбонатной жилы, залегающей в серпентинитах, показал присутствие в них никеля. По р. Уруштену была найдена пачка мусковитовой высококачественной слюды, площадь листов которой достигает 25—30 см². Довольно крупные кристаллы мусковита наблюдались в пегматитовой жиле, выходящей в верховьях р. Армовки.

В этом же районе известна кварцево-пиритовая жила мощностью 45 см.

В сопредельных участках с данным районом в урочище Черноречье имеется месторождение каменного угля, а в урочище Бамбак железорудное месторождение.

Все это вместе взятое заставляет рассматривать весь этот район заслуживающим детального изучения как один из интересных районов края с точки зрения возможности комбинированного комплексного использования различных видов минерального сырья.

Такая постановка вопроса имеет тем больше оснований, что серпентин, тальк и переходные между ними образования при весьма широком спросе на магний и его крайней дефицитности могут рассматриваться как сырье для получения различных соединений магния. Кроме того, использование серпентина может идти по линии получения вяжущих веществ и огнестойких красок.

Привожу таблицу минеральных видов и разновидностей, наблюдавшихся в серпентиновых и тальковых породах и в контактных зонах.

В заключение пользуюсь случаем выразить свою признательность Д. П. Сердюченко за его ценные указания при выполнении настоящей работы.

Первичные	Вторичные			
	магматические	автометаморфические	контактные	гидротермальные
Оливин Энстатит-бронзит Диопсид Пикотит Магнетит Хромит	Антигорит Хризотил Бастит Магнетит Хромит	Тальк Биотит Вермикулит Апатит Роговая обманка Актинолит	Тальк Хлорит Магнезит Хризотил Кальцит Серпофит Пирит Метаксит Хризотил-асбест Брейнерит Брусит Циллерит Швейцерит Церматит Ревдинскит	Лимонит Халцедон Тальк

Литература

1. Б. П. Кротов, Петрографическое исследование южной части Миасской дачи. Казань 1915.
2. А. Е. Ферсман, Драгоценные цветные камни СССР, т. II, 1925, АН СССР, Ленинград.
3. Н. И. Безбородько, Змеевиковый пояс, его хромистые руды и прилегающие породы в Майкопском округе Кубанской области, Изв. Алек. дон. пол. ин-та, т. II, отд. II, 1913.
4. Н. Е. Ефремов, Змеевиковые массивы в районе рек Белой и Малой Лабы в связи с их асбестоносностью (рукопись), 1930.

5. Д. П. Сердюченко, Граниты Бескеса и Мошевой и их контакты со змеевиками (рукопись), 1934.

6. Н. Н. Hess, The Problem of Serpentinisation Econ. Geol., 1933, 7.

7. В. Н. Лодочников, Серпентины и серпентиниты и связанные с ними петрологические вопросы, «Пробл. советской геологии», Т. II, № 5, 1933.

8. Г. П. Барсанов, Разность серпентина «Нефритонд» и вопросы его генезиса. «Труды Лом. ин-та», вып. 2. Ленинград, Ак. наук СССР, 1933.

А. А. Гаврилов

Применение талька для борьбы с отложением накипи в паровых котлах

Потребности паро-силового хозяйства толкают научно-исследовательскую мысль на пути искания не дефицитного и дешевого средства против накипеобразования в паровых котлах. Существующие в настоящее время антинакипины, вошедшие уже в обиход транспорта, — графит, фосфат натрия и др. — далеко еще не являются последним словом антинакипной техники как по своей дешевизне, так и по дефицитности. Стоимость фосфата в настоящее время доходит до 900 руб., цена 1 т графита также близка к этой цифре и снабжение транспорта противонакипными средствами далеко не удовлетворяет нужд потребителя.

Поэтому изыскание новых доступных противонакипных средств с высокой эффективностью и безопасностью для

котельного металла следует считать актуальной задачей настоящего момента.

Весь комплекс предъявляемых требований заставляет нас сконцентрировать внимание на тальке, являющемся одним из распространенных и недорогих минералов.

Вопрос о тальке как антинакипине у нас в Союзе поднимался уже давно. На конференции по коллоидному графиту (в 1929—1930 г.) было выдвинуто предложение о тальке как антинакипине для паровозных котлов, а на последующей конференции, бывшей в ИПМ в марте 1931 г., был заслушан доклад об исследовании некоторых антинакипинов, в том числе и талька¹.

¹ Коллоидный графит, сборник статей ИПМ, 1932.

Гельд и Григорьев рассматривают тальк как антинакипин². Проф. Аршинов неоднократно в своих выступлениях указывал на возможность применения в некоторых областях талька наряду с графитом. В конце 1932 г. в депо Тифлис делались теплотехниками опыты по применению талька в качестве противонакипного средства в паровозных котлах. Также нередко в зарубежных источниках приходится встречать указания на антинакипные свойства талька.

Тальк, употребляемый как антинакипное средство, должен удовлетворять определенным требованиям.

Одним из факторов, способствующих успешности борьбы с накипеобразованием, является присутствие внутри котла действующего вещества с поверхностью, во много раз большей, чем у самого котла. Наличие такой конкурирующей с котлом поверхности обуславливает отвлечение от стенок котла выпадающих из воды при нагревании минеральных солей, что и играет решающую роль в очистке от накипи.

Способность больших поверхностей служить местом кристаллизации солей, выпадающих из воды, выдвигает неуклонное требование к промышленности о тонкости измельчения действующего минерала.

Обработка для антинакипина талька обычно производится следующим образом³. Куски тальковой породы размером около 150 мм вручную сортируются по цвету и содержанию (на-глаз) включений.

После отсортировки куски материала идут в дробильный шнек.

Последний изготовлен из твердого чугуна и имеет колосники с отверстиями 12 мм. Число оборотов вала в рабочем состоянии около 370 в минуту.

Минерал из шнека поступает на дезинтеграторную мельницу типа «Прогресс».

Здесь он измельчается между корошкой из зубьев и четырьмя бичами с выступами, которые делают 2 500 об/мин.

За периферией вращения бичей находится контрольная решетка со щелезы-

² Гельд и Григорьев, Журнал Института прикладной химии, 4, № 7—8, 1931.

³ По данным Института прикладной минералогии.

В. А. Басманов, Отчет о работе талько-испытательной станции.



Фиг. 1

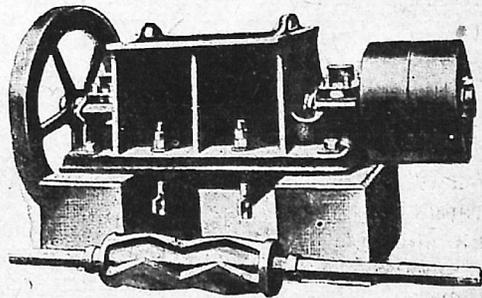
ми отверстиями разной величины: 2×10 мм, $0,5 \times 10$ мм и с круглыми: в 2,1; 0,75 и 0,25 мм.

После размол тальк обрабатывается в воздушном сепараторе. Центрифугальный воздушный сепаратор Гильденбрандта отделяет на вращающемся колесе под влиянием центробежной силы частицы талька нужной крупности.

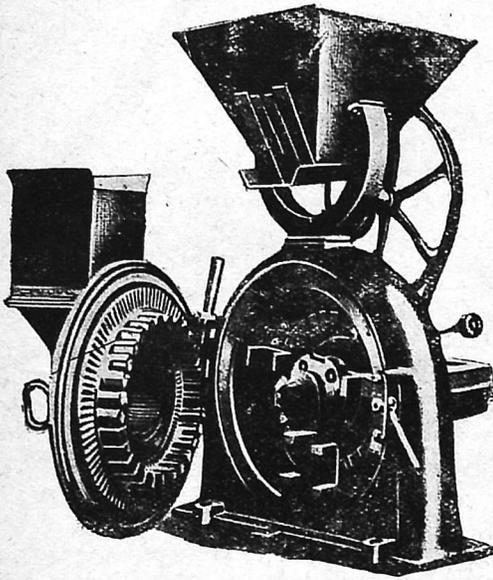
Благодаря эксгаустеру пылевидные частицы талька уносятся и осаждаются в приемниках.

Описанный способ обработки дает возможность получать сорта сепарированного талька, которые по тонкости помола могут соперничать с коллоидными и отмученными фабрикатами. Как увидим ниже, микронаж сепарированных сортов доходит до 5 μ .

Насколько антинакипная активность отсепарированного талька различается от таковой для грубоизмельченного и насколько обработка сепарацией близко



Фиг. 2



Фиг. 3

подходит к коллоидной обработке и очищению отмучиванием, можно видеть из результатов определения активности талька, приведенных в табл. 1. Здесь взяты сорта талька не только различных обработок, но также и различных месторождений. Антинакипная эффективность определялась нами по колбеному методу.

В шоттовские колбы емкостью около 1,5 л наливают недистиллированную воду. В первую наливают 1 л воды без антинакипина, а во вторую — то же количество воды, но с несколькими миллиграммами (5, 10, 20, 100) испытуемого вещества. Затем вода в колбах кипятится на электрических плитках 1,5 часа (с момента закипания). По истечении этого времени колбы снимаются, содержимое быстро выливается, а колбы четыре раза сильно споласкиваются струей воды. Затем остаток накипи на стенках сосуда растворяется в нескольких кубиках $\frac{1}{10}$ нормальной соляной кислоты, прибавляют 2—3 капли метилоранжа, нагревают почти до кипения и после охлаждения оттитровывают избыток свободной соляной кислоты (оставшейся от растворения накипи) 1 деци нормальным раствором NaOH. Таким образом узнают количество образовавшегося осадка с антинакипном и без накипи в каждой колбе, выраженное в кубических сантиметрах соляной кислоты.

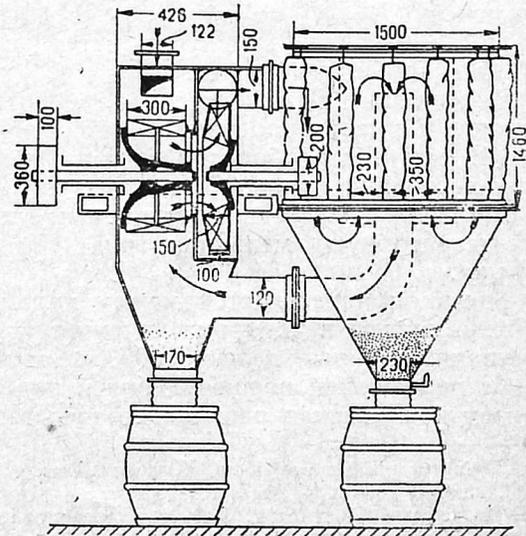
Деля количество кубических сантиметров, полученное для второй колбы, на количество кубических сантиметров, полученное для первой колбы, и умножая на 100, узнаем выраженное в процентах количество остающейся во второй колбе накипи при действии взятого антинакипина. Затем вычитаем из 100 и находим процент снимаемого данным антинакипином камня, или, иначе говоря, эффективность или активность антинакипина. Таким образом результат определений можно выразить формулой антинакипной активности:

$$A = 100 - \frac{(a' - b') \cdot 100}{a - b},$$

где A — антинакипная эффективность,
 a — количество кубических сантиметров $\frac{1}{10}$ HCl,
 b — количество кубических сантиметров $\frac{1}{10}$ NaOH в первой колбе без антинакипина,
 a' и b' — соответствующее количество HCl и NaOH во второй колбе (с антинакипином).

Данные табл. 1 изображены графически на фиг. 5, причем по оси абсцисс отложено количество талька в миллиграммах, а по оси ординат — проценты снимаемой накипи.

Из приведенной таблицы и кривых видно, что действие талька всех сортов в малых дозировках очень незначительно, а в некоторых случаях даже отрицательно; лишь с увеличением навески



Фиг. 4. Центрифугальный воздушный сепаратор

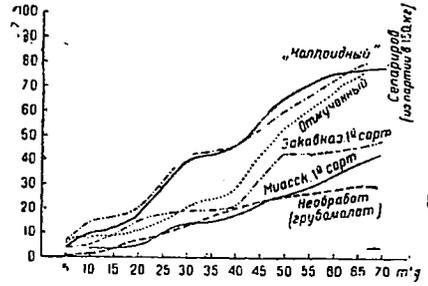
Таблица 1

Антинакипная эффективность различных сортов талька

Название талька и сорт его	Способ обработки	Количество мг сухого вещества на 1 л воды или 1 г на 1 м ³										
		1	3	5	10	20	30	40	50	60	70	80
Закавказ. грубообработанный Закавказск. I сорт " II " III " IV " отмученный " коллоидный № 1 № 2 Миасский I сорт Халиловский I сорт Закавказский особо сепарированный	Накип. 9,0	0,7	1,1	1,2	6,7	19,9	19,5	24,7	30,8	44,0	47,3 ¹	
	Накип. 8,1	0,2	4,5	5,6	15,8	19,9	21,6	43,0	48,7	52,2	57,5	
	То же	1,0	1,5	10,7	14,0	15,1	30,3	40,0	46,0	56,7	63,2 ²	
	Накип. 5,3	Накип. 1,2	0	5,5	8,2	15,4	24,0	34,9	36,0	43,7	52,1 ²	
	То же	4,2	1,7	4,8	13,2	14,7	25,9	31,7	38,2	41,5	55,2	
	Накип. 5,0	2,5	5,5	7,2	10,5	20,2	28,2	53,4	73,0	77,9	87,5 ³	
	Молотый 3 часа на коллоидной мельнице	Накип. 6,3	Накип. 3,3	6,3	13,4	15,8	22,3	45,2	58,3	79,4	86,7 ²	
	№ 2	Накип. 1,1	0,6	15,9	19,4	41,6	45,1	59,4	84,3	89,1	90,5 ²	
	Сепарированный	То же	0,7	4,8	4,8	5,3	14,6	18,4	33,8	44,3	53,5 ²	
	То же	—	—	3,2	7,6	14,3	25,5	26,4	45,9	48,9	48,9 ²	
То же	—	—	4,4	10,1	17,8	40,0	65,0	77,0	87,5	— ⁴		

Снимает накипи в %

¹ Получен с Закавказской жел. дор.
² Из ИПМ
³ Изготовлен в волной лаборатории
⁴ Из партии в 150 кг



Фиг. 5

выявляются положительные антинакипные качества талька, и чем выше дозировка препарата, тем больше его антинакипная эффективность. Далее, если сравнить 4 сорта обработанного закавказского талька, отличающихся друг от друга лишь по тщательности отсортировки породы, то замечаем некоторое сходство в величинах активности между I и II сортами, а также между III и IV.

Тальк закавказский I сорт более активен, чем I сорт халиловского и миасского талька, но разница невелика.

Резкая разница в активности проявляется для тонко- и грубоизмельченных сортов; например, если сравнить тальки сепарированный или отмученный закавказский с грубомолотым, видим, что различие их активности огромно. Сорта закавказского талька, обработанные сепарацией, отмучиванием и коллоидным раствором, не дают резкого различия в своей эффективности, что объясняется более или менее одинаковым микронажем частиц.

Это подтверждается испытанием двух образцов, «коллоидно» измельченных. Испытание показало, что они мало отличаются по своей противонакипной активности от талька, измельченного другими способами.

Антинакипная эффективность талька по сравнению с другими уже признанными антинакипинами сведена в табл. 2.

Графические опыты табл. 2 даны на фиг. 6.

Из приведенных таблиц и кривых вывleчается, что антинакипная эффективность талька, уступающая по своей величине другим антинакипинам, например графиту и фосфату, на дозировках до 50 мг/л, нагоняет фосфат при дозировке около 60 мг. Отсюда ясна необходимость применения талька в пределах от 50 до 100 мг/л воды для достижения максимального эффекта.

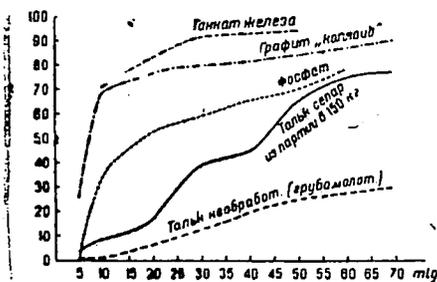
Таблица 2

Название антинакипина	Количество сухого вещества в мг на 1 л воды или 1 г на 1 м ³								Примечание
	5	10	20	30	50	70	100	200	
	Снимает накипи в %								
Графит «коллоидный» . . .	26,0	70,1	77,7	80,8	84,0	90,0	93,5	—	Прежней выработки
Таннат щелочной	28,2	71,4	83,1	92,7	93,6	—	97,8	—	
Фосфат с каустиком	0	35,0	53,5	58,9	70,0	77,0	83,1	88,9	20 фосфата+20 кауст.
Фосфат без добавок	Накип.	12,1	—	43,7	—	57,1	59,1	74,8	
Тальк сепарированный из партий в 150 кг	4,4	10,1	17,8	40,0	65,0	77,0	87,5	—	Молотый в течение 5 час.
Тальк «коллоидный»	4,4	15,9	19,4	41,6	59,4	79,4	90,5	—	
Тальк грубомолотый	1,1	1,2	6,7	—	24,7	30,8	47,3	—	
Стандарт американский смесь	Накип.		5,0	18,0	47,4	55,3	63,1	81,5	

Для определения коррозионного коэффициента лабораторией коррозии Института материалов НКПС были произведены испытания ряда образцов талька⁴. Результаты испытания приведены в табл. 3 и сравнены с коэффициентами коррозии для графита, фосфата и таннала железа.

Сравнивая цифры, приведенные в табл. 3, нельзя не заметить резкой разницы между коэффициентами коррозии железа для талька грубообработанного

⁴ Методика испытания применялась следующая. В двух одинаковых автоклавах, наполненных не destилированной водой при давлении 10—15 ат, кипятятся 2 железные заранее взвешенные пластинки размером 30 × 75 мм, взятые от одного и того же отрезка металла: одна из пластинок кипятится в автоклаве с не destилированной водой, другая — в автоклаве с такой же водой, но с добавкой нескольких миллиграммов испытуемого антинакипина. По прошествии 20—40 час, в течение которых выпаривается 40—50 л воды, пластинки вынимаются, очищаются от накипи электролитическим путем в растворе едкого натра, соды и сервокислого натра, промываются, высушиваются и взвешиваются на аналитических весах. Убыль в весе пластинок, кипятившихся с антинакипином, отнесенная к потере в весе пластинок, кипятившихся в простой воде, дает коэффициент коррозии данного антинакипина.



Фиг. 6

Таблица 3

Название антинакипина	Какая вода	Давление ат	Количество испаренной воды	Коэффициент ускорения коррозии	Примечание
Тальк грубообработанный закавказский	Моск.				Коэффициент ускорения коррозии на простой воде условно принят за 1,0
Тальк отмученный закавказский	водоп.	15	13,5	1,5	
Тальк сепарированный закавказский I сорт	То же	15	40,0	0,8	
Тальк специальной сепарации (из 150 кг)	То же	15	40,0	1,0	
Графит «коллоидный»	То же	15	40,0	1,2	
Таннат железа щелочной	То же	15	40,0	1,5	
Фосфат с каустиком	То же	15	50,0	0,63	
	То же	15	40,0	<1	

и для талька, полученного путем отмучивания или же сепарации.

Трудно предполагать химическое воздействие талька на железо. То же следует сказать и относительно большинства часто встречающихся спутников талька.

Но наблюдающуюся тем не менее коррозию от талька можно отнести, по видимому, за счет механического воздействия твердых включений, сопутствующих тальку в породе. К таким нежелательным компонентам талька следует отнести, например, магнетит и пирит, которые, обладая большой твердостью (по шкале Мооса — ок. 6,5), могут

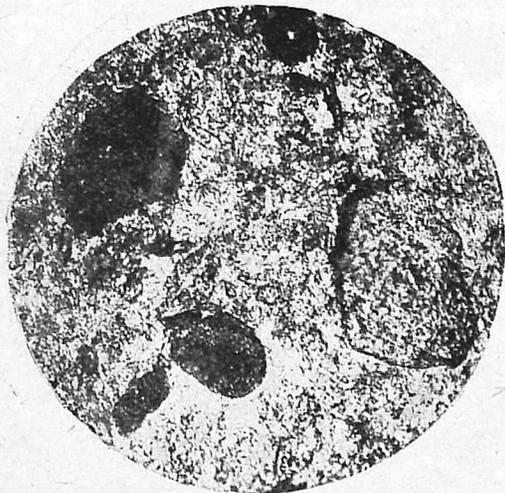
Таблица 4

Сорт талька	Микроскопическое описание	Размер частиц	Примечание
Тальк грубомолотый закавказский	Порошок весьма неравномерно зернистый. Многие зерна порошка окрашены бурыми окислами железа. Среди зерен порошка в достаточном количестве можно видеть также черные зерна рудного минерала (пирита или магнетита), бесформенные и часто довольно остроугольные. Зерна рудного минерала имеются как в отдельном виде, так и в виде включений и сростков с тальковыми зернами	От 0,01 до 0,7 мм	Получен с Закавказских жел. дор.
Тальк отмученный закавказский	Порошок талька довольно равнозернист и состоит почти нацело из мелких листочков талька. Некоторые более крупные зернышки порошка содержат пылеобразные включения рудного минерала (пирита или магнетита). Некоторые зерна порошка окрашены слегка бурыми окислами железа в желтоватый цвет	от 0,01 до 0,03 мм	Исходным продуктом для отмучивания взят предыдущий образец
Тальк сепарированный закавказский из партии в 150 кг	Под микроскопом порошок весьма равнозернист и однороден, состоит почти нацело из листочков талька как отдельных, так и небольших агрегатов, имеющих форму зернышек. Количество рудного минерала (пирита или магнетита) в порошке ничтожно. Их размер несколько крупнее тальковых	0,005 до 0,04 мм	Изготовлен на сепараторе Гильдебрандта
Остаток после отмучивания талька закавказского	Порошок в главной части состоит из зерен талька, довольно окатанных, в некоторых случаях окрашенных бурыми окислами железа. В значительном количестве присутствуют также зерна рудного минерала (пирита или магнетита), имеющие большей частью неправильные и часто довольно остроугольные очертания	—	—

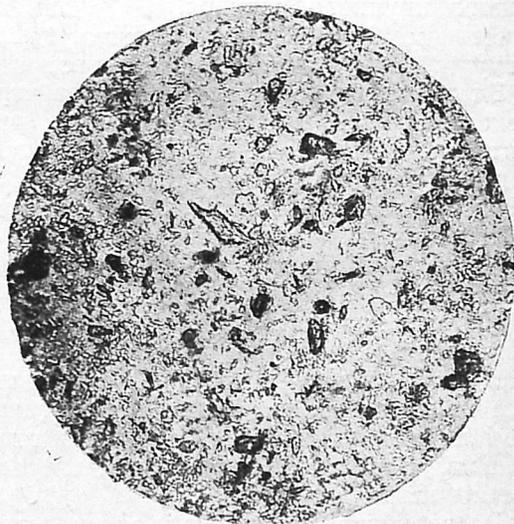
создавать угрозу механических повреждений металла котла при вихревом движении кипения воды.

Все описанные в табл. 4 образцы иллюстрированы фотоснимками, произведенными при одинаковом увеличении

(приблизительно в 100 раз). Фиг. 7 изображает микроскопическую картину распределения включений, содержащихся в образце закавказского грубомолотого талька.



Фиг. 7



Фиг. 8



Фиг. 9

На фиг. 8 виден тот же тальк, но подвергшийся операции обработки отмучиванием.

Микроскопическая картина здесь уже резко меняется. Крупных рудных включений уже не видно. Все поле зрения почти нацело занято одними листочками талька, а если и видны редкие черные точки рудных включений, то они не такого крупного размера.

На фиг. 9 изображен остаток после отмучивания талька Закавказского.

Здесь видны большие количества черных включений рудного минерала (пирит, магнетит). При взгляде на них становится понятным то механическое воздействие на железо, которое характеризуется общим показателем увеличения в грубообработанном тальке коррозии до 1,6.

Наконец, на фиг. 10 изображен образец талька сепарированного. Здесь, так же как в образце отмученного талька, все поле зрения под микроскопом занято почти исключительно листочками талька. Количество рудного минерала очень незначительно.

Возвращаясь к величинам показателей коррозии, видим из табл. 3, что наилучшие результаты дает образец отму-

ченного закавказского талька, имеющий коэффициент ускорения коррозии 0,8.

Последнее обстоятельство в связи с высокой противонакипной активностью этого сорта и дало нам основание предложить отмученный тальк всем другим образцам для эксплуатационных испытаний на паровозах. К сожалению, все наши попытки получить необходимое для эксплуатационных опытов количество отмученного талька окончились неудачно.

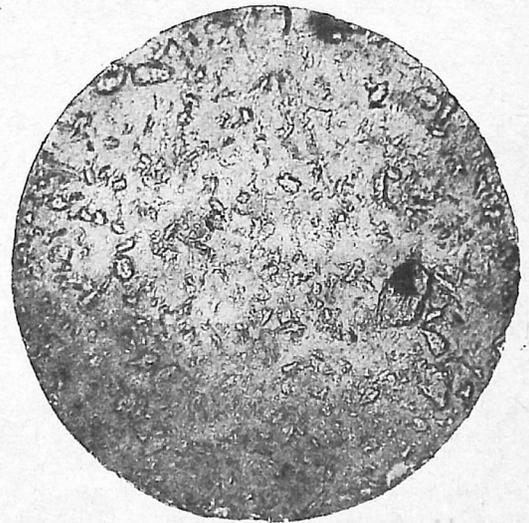
Пришлось провести опыты с закавказским воздушносепарированным тальком. Этот образец имел также удивительные показатели коррозии и энергично разворачивающуюся кривую антинакипной эффективности.

Институтом минерального сырья была доставлена партия воздушносепарированного закавказского талька, вполне достаточная для эксплуатационных опытов на паровозах.

Прежде чем говорить о результатах указанных опытов, следует упомянуть об экономической стороне применения талька в паровозных котлах.

Как уже упоминалось, тальк является наиболее дешевым и доступным препаратом для противонакипных целей. По расценке миасского отделения Минералруда, стоимость высших сортов талька не превышает 88 руб. за 1 т на месте.

Прибавив к этой стоимости еще 50% на доставку, тару и другие расходы, будем иметь окончательную максимальную



Фиг. 10

стоимость 1 т талька в депо в 132 руб. При дозировке талька в 50 г на 1 т испаряемой воды пробег паровоза в 5 000 км обойдется:

$$13,2 \text{ коп.} \cdot 1000 \cdot 50 = 6 \text{ р. } 60 \text{ к.}$$

Сравнительная дешевизна эксплуатации талька особенно наглядно выявляется из сопоставления цифр стоимости его и других антинакипинов, уже употребляющихся на транспорте в настоящее время. Табл. 5 дает понятие о чрезвычайной экономичности его использования в сравнении с другими препаратами.

Таблица 5

Название антинакипина	Стоимость антинакипина на 1 000 т испаряемой воды в руб.	Примечание
Графит «коллоидный»	26	Графит старой выделки
Американский стандарт смесь	23	
Фосфат	35	По ценам Черноречен. химкомбината По цене зав. № 4 им. Дзержинского
Таннат железа	46	По стоимости Наркомвода
Антидепон	50	
Тальк тонкомолотый высшего сорта	6,60	По ценам Миасского завода

Одним из отрицательных качеств тальковых водных суспензий является их свойство быстро осаждаться на дно. Правда, чем мельче частицы талька, тем медленнее происходит оседание, но все же даже у коллоидно измельченного талька длительность оседания не превышает 25—30 мин. Указанное свойство в условиях работы паровозного котла может повлечь за собой образование засорений питательных труб, а это в свою очередь вызовет местные перегревы. Кроме того, это свойство талька должно делать абсолютно невозможным питание котла тальковой взвесью через распределительный бачок, так как засорение питательных трубочек бачка происходит в самом начале работы прибора.

Другим не менее важным недостатком талькового антинакипина является его плохая теплопроводность. Приблизительное представление об этом важ-

ном для теплотехники факторе мы получаем при рассмотрении табл. 6, где приведены данные испытания теплопроводности талька и других антинакипинов⁵. Испытания материалов произведены в физической лаборатории института материалов НКПС.

Таблица 6

Название антинакипина	Коэффициент теплопроводн.	Примечание
Таннат железа щелочной	0,92	—
Графит «коллоидный»	0,91	Презней выработ. Закавказские сорта
Тальк сепарированный грубомолотый	0,09 0,14	

Как видно из табл. 6, величина теплопроводности талька почти в 10 раз меньше теплопроводности графита или танната железа.

Эксплуатационные опыты производились на паровозе дальнего графика, а именно серии Су-200-79.

Испытания, начавшиеся в начале октября 1933 г., окончились в январе 1934 г. и дали результаты, зафиксированные актами, приведенными в табл. 7. Дозировка, при которой происходило питание котла, была в 50 г/т испаряемой воды.

Из рассмотрения результатов, приведенных в сводке актов, видно, что действие талька на накипь в паровозном котле положительно, как это показали ранее и лабораторные опыты, но активность действия не слишком велика.

Высказанные нами ранее опасения о засаривании тальком питательных труб вполне оправдались, что особенно резко подчеркнуто актом от 5/XII 1933 г., где указано, что при выемке правой питательной трубы оказалось, что она была почти вся забита. О том же самом явлении легкой осаждаемости антинакипина говорит и последующий акт от 11/I 1934 г.

Итак, на основании как лабораторных исследований, так и эксплуатационных паровозных испытаний выявляются сами собой следующие положения:

⁵ Испытания материалов произведены в физической лаборатории института материалов НКПС научным сотрудником С. А. Бродовским.

Сводка актов осмотра паровоза Су-200-79, питавшегося тальком. Осмотр производился комиссией по депо Москва-1 Курской жел. дор.

Дата осмотра паровоза Объекты осмотра и другие данные	6 октября 1933 г.	20 ноября 1933 г.	5 декабря 1933 г.	11 января 1934 г.
<p>Потолок огневой коробки</p> <p>Анкерные болты имеют в нижней своей части</p> <p>Продольные и поперечные тяги кожуха и толки</p> <p>Стенки кожуха толки</p> <p>Полустенки огневой коробки</p> <p>Жаровые трубы по наружному осмотру</p> <p>Дымогарные трубы</p> <p>В цилиндрической части котла</p> <p>Состояние связей лобового и ухватного листа</p> <p>Лобовой лист огневой коробки</p> <p>При открытии передних и задних угловых люков</p> <p>Величина пробега после холодной промывки</p> <p>Заключение комиссии</p>	<p>Результат осмотра (после промывания)</p> <p>Чистый, местами старая накипь, твердость до 1 мм</p> <p>У нарезов твердая накипь до 1,5 мм</p> <p>Покрываются несплошной накипью</p> <p>Имеют налет легко очищаемый</p> <p>То же</p> <p>Твердая накипь до 1,5 мм, местами вслученная</p> <p>Внизу в подбрюшном люке местами рыхлая накипь</p> <p>Несплошная рыхлая накипь</p> <p>Покрываются твердой накипью, несплошной</p> <p>Легкий налет до 0,5 мм</p> <p>Несплошная, местами чистая, местами твердая пленка до 1 мм</p> <p>4004 км</p> <p>На основании произведенного осмотра констатируем: перевести на питание антинакипинотальком. Питание через бачок п. 3,5 кг на поездку. П р и м е ч а н и е. Зачищены 3 жаровых трубы против лаза и 3 дымогарных внизу у подбрюшного люка.</p> <p>Научн. сотр. Инст. материалов НКПС Веденкин. Гришин</p> <p>Научн. сотр. ИРТ НКПС Виноградов</p> <p>Инструктор по антинакипинам МОП Д 3 МОК 1 Барянов</p>	<p>Результат осмотра (после промывания)</p> <p>Ил смывался, накипь частью осталась</p> <p>Налет накипи до 1,5 мм</p> <p>Имеется накипи от 1 до 1,5 мм</p> <p>Частично снята</p> <p>Накипь осталась в 0,5 мм</p> <p>Имеют старую накипь от 0,5 до 1 мм</p> <p>Накипь смылась</p> <p>То же</p> <p>Старая накипь осталась</p> <p>Белый незначительный налет до 1 мм</p> <p>Накипь смылась</p> <p>4 564 км</p> <p>На основании произведенного осмотра констатируем: 1) при промывке котла вода вместо обычного цвета была черной; 2) котловая грязь взята для анализа; 3) жаровые трубы у лаза зачищены, чтобы дать возможность при следующей промывке определить влияние талька; 4) опыты продолжает прот. Штуцер.</p> <p>Научн. сотр. ЦНИМ Гришин</p> <p>Инструктор ИРТ Скоробогатченко</p> <p>Инструктор по антинакипинам Москва-1 Курск. Барнинов</p>	<p>Результат осмотра (после промывания)</p> <p>Бурый налет частично смылся</p> <p>Осталась попрежнему твердая накипь от 1 до 1,5 мм</p> <p>Несплошная накипь</p> <p>Накипь частично смылась</p> <p>Местами чистые, местами осталась</p> <p>Остался без изменения на очищенных трубах твердый налет до 1,5 мм</p> <p>Смылась</p> <p>Местами осталась</p> <p>Без изменения: покрыты несплошной твердой накипью</p> <p>Осталась попрежнему твердая накипь до 0,5 мм</p> <p>Задние смылись, а в передних легкий налет</p> <p>4 442 км</p> <p>На основании произведенного осмотра констатируем: 1) на прошлой промывке, т. е. при начале опытов, были зачищены жаровые, а внизу, в подбрюшном люке дымогарные трубы остались без изменения; 2) были жалобы бригады на плохое питание инжекторов, что, мол, не закачивают, особенно правый, и оказалось, что правая питательная труба была почти забита, когда были вынуты питательные трубы; 3) считаем опыты продолжать до следующей холодной промывки</p> <p>ТУП Стрелков</p> <p>Инстр. по антинакипину Барнинов</p> <p>ДТМ (подпись)</p> <p>Пред. ИРТ Скоробогатченко</p> <p>Котельщик (подпись)</p> <p>Ст. промывальщик (подпись)</p>	<p>Результат осмотра (после промывания)</p> <p>Местами смылась, местами твердая накипь!</p> <p>Твердая накипь у нарезов</p> <p>Несплошная</p> <p>Имеют налет</p> <p>Покрываются налетом, от-руки неочищаем</p> <p>На зачищенных местах образовался твердый налет</p> <p>Чистые</p> <p>Местами рыхлая, но не смылась</p> <p>Покрываются твердой пленкой несмываемой</p> <p>То же</p> <p>Покрываются твердым налетом, который от рук не очищается</p> <p>3 384 км</p> <p>На основании произведенного осмотра констатируем: 1) антинакипин тальк эффекта не дал. На зачищенных трех жаровых и трех дымогарных трубах покрыто твердым налетом неочищаемым; 2) в паровозе потекли связи с обеих сторон; 3) при питании через бачок и из ведра тальк садится, что и обнаружено при промывке внизу в подбрюшном люке осадок на 5 см и плохо смывался, так как затвердел.</p> <p>Инструктор по антинакип. Барнинов</p> <p>Котельщик (подпись)</p> <p>Ст. промывальщик (подпись)</p> <p>Т. У. Стрелков</p> <p>ДТМ (подпись)</p>

Пробег паровоза в 4 004 км (осмотр 6/X 1933 г.) сделан без антинакипина

1. Тальк молотый, в особенности обработанный или воздушной сепарацией, или отмучиванием, или коллоидным измельчением, является (при дозировках в 50—100 г/т испаренной воды) антинакипином средней силы, причем его активность уступает графиту и таннату железа. Тальк грубой выработки расценивается как антинакипин несколько ниже.

2. Коррозионное воздействие на котельное железо, наблюдаемое у грубомолотых и плохо сортированных образцов, не превышает коэффициента коррозии графитовых суспензий и резко уменьшается у высших сортов талька, например у сепарированного и у отмученного, снижаясь у последнего до 0,8.

3. По дешевизне эксплуатации талька молотого ни один из существующих и принятых в настоящее время на транспорте антинакипинов не может соперничать даже с высшими его сортами, не говоря уже о низших фабрикатах.

4. Быстрое оседание талька в водной среде вызывает нарушение правильного питания паровозного котла антина-

кипином и засаривание питательных труб.

5. Плохая теплопроводность талька вредно отзывается на тепловом балансе котла и может вызывать перегрев стенок котла.

Резюмируя изложенное, следует признать, что одна механическая обработка талька недостаточна, так как она неполностью выявляет его антинакипные достоинства.

Необходимо механические процессы обработки пополнить физико-химическими, чтобы придать тальку стабильность при хранении и отсутствие легкой осаждаемости в котле — ценнейшие качества хорошего антинакипина, обуславливающие возможность его эксплуатации. К достижению указанных качеств, по нашему мнению, может привести лишь единственный путь. Этот путь — получение стойкой, коллоидной модификации талька при посредстве физико-химической обработки его и введения в водную его суспензию «защитных» коллоидов.

Н. С. Криволицкая, Г. Г. Морозов и В. С. Веселовский

Сравнительное испытание графитов для элементного производства

Введение. Несмотря на то что по изучению применения графитов в элементном производстве было проведено и у нас и за границей немалое число работ, мы до сего времени не имеем достаточно ясного представления о том, какие именно графиты являются наиболее подходящими для этого производства. Объясняется это, главным образом, тем, что технология гальванических элементов лишь с большим трудом поддается теоретической обработке; качество продукции зависит от столь большого числа факторов, зачастую не поддающихся точному контролю, что это исключает возможность сравнения результатов опытов, произведенных различными авторами.

Очевидно, что необходимая ясность может быть достигнута только в том случае, если провести одновременное испытание большого числа графитов в

совершенно одинаковых условиях. В этом и заключается главный смысл настоящей работы. В остальном она является продолжением работы 1932 г.¹

Описание применявшихся материалов. Все материалы (кроме графитов) были взяты перед началом работы с заводского склада нормального качества и в достаточном количестве для проведения всей серии опытов.

Пиrolюзит чистурский Fe_2O_3 2,81%, MnO_2 88,5%.

Ситовой анализ (мокрый рассев)

+150	3,5%
+200	8,4%
+250	9,1%
—250	78,6%

Двуокись марганца искусственная, приготовлена электролитически по методу ГИПХ.

¹ «Минеральное сырье» № 2—4, 35—43, 1932.

Мучная паста для заварки: муки пшеничной 200 г, электролита 1 л, сулемы 3 г.

Электролит с производства (применявшийся заводом во время начала этой работы), изготовленный следующим образом: к раствору нашатыря 9° Вé прибавляется раствор хлористого цинка 48° Вé до плотности 17° Вé.

Фильбургин импортный (ацетиленовая сажа, получаемая путем взрыва смеси ацетилена с воздухом) фирмы «Hydro-Carbone».

Активный уголь, применяемый на заводе «Мосэлемент».

Сажа кудиновская № 3.

Графиты, применявшиеся для сравнительного испытания, были просеяны и прокалены при 350°. Их аналитические характеристики даны в приводимой нами таблице.

Образцы старокрымского графита за № 510 и 511 получены смешением образцов № 503 и 507 с таким расчетом, чтобы № 510 имел зольность равную 25%, а № 511—15%. Образцы № 513 с зольностью 31,06% и № 514 с зольностью 30,99% взяты из той же партии, что и № 503, но из другого мешка.

Изготовление опытных элементов.

Для опытов мы выбрали тип элементов КБ, так как с ними можно получить наиболее быстро результаты испытаний по сохранности.

Элемент КБ состоит из угольного штифта ($\varnothing = 0,6$ см, длина 5,5 см), вокруг которого спрессовывается агломерат ($\varnothing = 1,4$ см, длина 4,0 см) из смеси двуокиси марганца с графитом и обертывается бумажной тканью, и цинкового цилиндрического стаканчика ($\varnothing = 1,9$ см, длина 5,3 см). Для предохранения от непосредственного соприкосновения полюсов на дно цинкового стаканчика помещается звездочка из парафинированного картона, а на угольный штифт выше агломерата надевается шайба из такого же картона. Электролитом служит паста-клейстер из пшеничной муки, содержащий хлористый цинк и хлористый аммоний.

Опыты заключались в изготовлении пробных партий элементов и испытании их на емкость и на саморазряд при хранении. Пробные элементы изготовлялись на заводе «Мосэлемент» по схеме производства, соответствующей продукции этого завода.

Графит и пиролюзит смешивались 30 мин. в барабане, эксцентрически насаженном на ось. Смесь увлажнялась раствором электролита и прессовалась на автоматическом прессе в заводском цеху. Отпрессованные агломераты поступали на обвязку и надевание латунного колпачка, что производилось также работницами завода. После этого они вставлялись в цинковые стаканчики,

Графиты, применявшиеся при сравнительном испытании для изготовления элементов

	№ 501 курейский	№ 502 ботгольский	№ 503 старокрымский	№ 504 ботгольский	№ 505 ногинский	№ 506 хинганский	№ 507 старокрымский	№ 508 водянский	№ 509 курейский термически рафинированный	№ 512 № 515		№ 516 искусственный из антрацита
										завальевский		
Марка	РЖ2	БФ	СФ	БФ	НС	ХФ	СФ	ВФ	КТ	ЗФ	ЗФ	Иа
Гранулометрический состав (в %)												
+100 меш.	2,0	—	—	—	—	1,0	0,4	—	—	—	—	—
+125 »	3,4	—	—	—	—	4,4	0,8	—	4,5	—	—	—
+250 »	30,7	—	—	—	—	35,0	25,4	—	36,3	—	—	—
—250 »	33,7	100	100	100	100	59,0	73,4	100	59,2	100	100	100
Зольность %	10,84	12,0	32,9	6,82	12,0	7,58	9,14	27,6	0,06	12,68	25,67	0,81
Летучие:												
1) тигельная проба .	3,13	1,52	6,07	0,93	2,10	0,84	1,08	2,77	0,22	—	0,25	0,34
2) в калийной трубке	2,14	0,69	5,23	0,70	1,34	0,46	0,82	1,61	0,02	—	—	—
3) при 350°	0,16	0,13	3,07	0,34	0,38	0,16	0,20	0,08	0,03	—	—	—
Влажность	0,53	0,17	2,08	0,12	0,53	0,39	0,70	2,15	0,06	—	—	—
Fe ₂ O ₃	1,73	1,95	7,28	1,72	1,43	2,36	2,83	2,81	0,03	—	—	0,32
Сера	1,30	0,17	0,20	0,23	0,09	0,39	0,19	0,74	0,10	0,23	—	—

заливались пастой и заваривались при 80—90° погруженными в горячую воду. Затем на угольный штифт надевалась шайба, и цинковый стаканчик заливался сверху «смолкой».

Готовые элементы помещались в гнезда картонных коробок, в которых и хранились до испытаний на емкость.

Способность агломератной массы прессоваться очень сильно влияет на качество элементов и всегда должна учитываться при сравнительных испытаниях. Эта способность в целом зависит от дисперсной структуры графита, входящего в состав массы. Очень хорошо прессуются массы, содержащие чешуйчатые графиты с зольностью менее 15%. Хорошо, но заметно труднее прессуются массы, содержащие чешуйчатые графиты с повышенной зольностью, и малозольный ботогольский графит. Добавка сажи и скрытокристаллических графитов заметно ухудшает прессуемость. Плохо прессуются массы с искусственным графитом.

Испытание элементов на емкость и саморазряд при хранении. Испытания образцов элементов производились на емкость и сохранность по методу, разработанному НИИС РККА, принятому им во всех испытаниях подобного рода.

При испытании по этому методу от каждой испытуемой партии ежемесячно (или через два месяца) разряжается определенное количество (в данном случае

5 шт.) произвольно выбранных элементов, а у всех остальных, ежемесячно же, измеряется напряжение на зажимах при нагрузке, выбранной для испытания, причем элементы, давшие при этом напряжение ниже некоторой нормированной величины, признаются саморазрядившимися.

В дальнейшем путем вскрытия элементов устанавливается, не носит ли причина саморазряда (или пониженной емкости) случайного характера, не связанного с исследуемым в данной работе вопросом (например явные дефекты изготовления, полом угля, окисление колпачка и т. п.), и в случае наличия таких обстоятельств данный элемент вовсе исключается из учета при общей сводке данных испытаний.

В данной работе велись параллельно две серии испытаний: а) разряд и промер на внешнее сопротивление, равное 117 ом, до конечного напряжения на зажимах, равного 1 в,—режим, примерно соответствующий работе анодной батареи и принятый в соответствующих технических условиях, и б) на сопротивление 3,33 ома, до конечного напряжения, равного 0,667 в,—режим карманной батареи, установленный ОСТ 1344.

По окончании испытаний за весь период хранения и после исключения дефектных элементов производился подсчет вероятных средних емкостей по формуле

$$Ah_n = \frac{\sum_n \cdot \left\{ \left[\left(a_0 \frac{p_1}{100} + a_1 \right) \frac{p_2}{100} + a_2 \right] \frac{p_3}{100} + a_3 \right\} + \dots + \left\{ \frac{p_n - 1}{100} + a_{n-1} \right\} \frac{p_n}{100} + a_n + b_n}{c}$$

где Ah_n — средняя вероятная емкость через n месяцев хранения,

n — номер месяца хранения,

a_0 — число элементов, разряженных тотчас после их изготовления,

a_n — число элементов, разряженных через n месяцев хранения,

\sum_n — сумма емкостей элементов, разряженных через n месяцев хранения,

p_n — процент несаморазрядившихся элементов через n месяцев хранения,

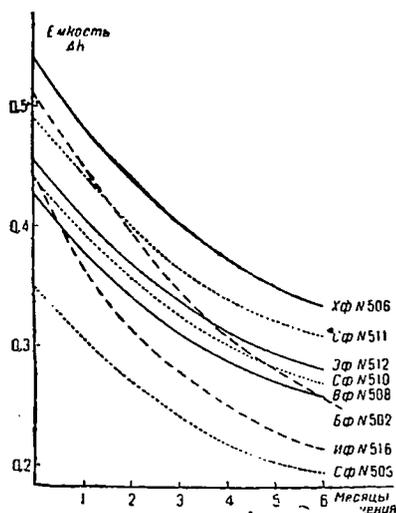
b_n — число несаморазрядившихся элементов через n месяцев хранения,

c — общее число элементов в испытуемой партии.

Результаты. Привести в настоящей статье весь объемистый материал, полученный в результате 35 различных серий опытов, к сожалению, не представляется возможным, и мы ограничимся изложением конечных результатов. Они получены вычислением по приведенной выше формуле вероятных емкостей для каждого месяца хранения из емкостей отдельных, одновременно разряженных элементов и последующей графической

обработкой полученных данных. Для этого строились кривые (емкость—продолжительность хранения) и графически определялся вероятнейший ход кривой. Дальнейшее уточнение достигалось сравнением полученных кривых друг с другом. Этот метод в данном случае дает удовлетворительные результаты и позволяет наглядно ответить на вопросы, подлежащие исследованию.

1. Зависимость емкости и сохран-



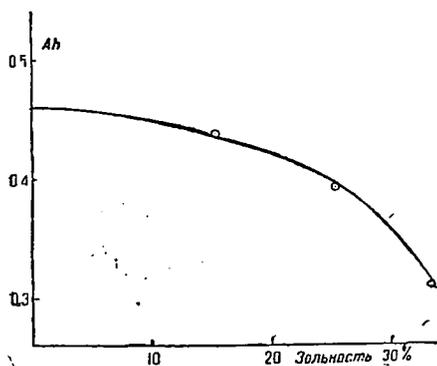
Фиг. 1. Зависимость емкости и сохранности элементов от сорта графита. Соотношение графит: двуокись марганца = 1:3; испытания при непрерывном разряде на 117 ом

ность элементов от сорта графита. Результаты опытов этой серии представлены графически на фиг. 1. По оси абсцисс отложена продолжительность хранения (в месяцах), а по оси ординат вероятная емкость (в ампер-часах) элементов, изготовленных с разными графитами (соотношение графит: пиролюзит равно 1:3; испытания при непрерывном разряде на 117 ом). Против каждой кривой поставлены марка и номер графита, описание которого помещено в таблице.

Из рассмотрения диаграммы фиг. 1 видно, что графиты располагаются в следующий ряд по убывающей средней емкости элементов:

Хинганский

Старокрымский с зольностью 15%.



Фиг. 2. Зависимость емкости элементов от зольности старокрымского графита

Ботогольский

Завальевский

Старокрымский с зольностью 25%

Водянский с зольностью 28%

Искусственный

Старокрымский с зольностью 33%.

При разряде на 3,33 ома эти графиты располагаются в общем в тот же ряд. Далее, из фиг. 1 видно, что, в то время как все чешуйчатые графиты дали пологие практически параллельные кривые, ботогольский и искусственный графит дают круто ладающие кривые, т. е. сохранность элементов, содержащих эти графиты, значительно хуже.

Наконец, эта серия показала явственную зависимость емкости элементов от зольности графита. Поэтому для того, чтобы иметь возможность определить ценность графита данного месторождения, необходимо исключить влияние фактора зольности.

Только что приведенные экспериментальные данные позволяют это сделать, пользуясь графическим методом. Для этого нанесены на диаграмму емкость-зольность результаты опытов со старокрымским графитом (фиг. 2). В данном случае были выбраны емкости элементов после 1 мес. хранения, так как определение их вероятнейшего значения более надежно, чем для емкостей только что изготовленных элементов. При построении кривой зольность-емкость следует принять во внимание, что она при зольности, равной 0%, имеет максимум, т. е. проходит параллельно оси зольности.

Эта кривая дает возможность вводить поправку на уменьшение емкости элементов под влиянием зольности, т. е. приводит измерения емкости к «нулевой зольности» графита. Из нее видно, что при зольности, равной 10%, емкость уменьшается всего на 2,5% и даже при зольности, равной 15%, — только на 6%. Но большая зольность вызывает уже чувствительное уменьшение емкости. Так, при зольности, равной 33%, емкость падает на 45%.

Такое приведение графитов к «нулевой зольности», конечно, приближительно, но все же оно дает ценные указания относительно установления лимита зольности графитов, применяемых в элементном производстве. А именно, можно утверждать, что зольность графитов выше 10—15% существенно умень-

шает емкость элементов. Имея же в виду, что в этих рассуждениях не принято во внимание качество зольных примесей, которые могут понижать сохранность элементов, следует принять, что зольность графитов, поставляемых для элементного производства, не должна превышать 10%.

Принимая во внимание, что кривые всех чешуйчатых графитов имеют одинаковый ход (фиг. 1), можно полагать, что и влияние зольности на емкость для них одинаково. Поэтому, если привести все испытывавшиеся чешуйчатые графиты к нулевой зольности, то легко видеть, что емкость изготовленных с ними элементов имеет один и тот же порядок:

Графиты	Емкость через 1 мес. хранения в ампер-час.
Хинганский	0,49
Водянский	0,47
Старокрымский	0,46
Завальевский	0,43

Подводя итог вышеизложенному, следует заключить, что графиты с точки зрения их ценности для изготовления гальванических элементов явственно разделяются на три группы:

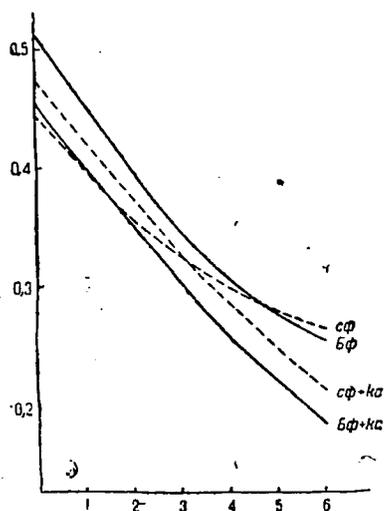
I. Чешуйчатые графиты дают наибольшую среднюю емкость и сохранность: хинганский (с. Союзное на Амуре), водянский (Криворожье), старокрымский и завальевский. Именно они и должны предпочтительно применяться в элементном производстве.

Среди них в приведенной выше таблице завальевский графит стоит на последнем месте, что, несомненно, является случайным результатом данной серии опытов. Другие серии наших опытов указывают на то, что между чешуйчатыми графитами не должно быть большой разницы.

II. Плотнокристаллический ботогольский графит по начальной емкости не уступает чешуйчатым графитам, но по сохранности элементов ведет себя заметно хуже.

III. Скрытокристаллические графиты дают низкую емкость, а курейский и нонгинский, кроме того, и плохую сохранность элементов. Для элементного дела они не должны применяться.

Конечно, как и при всех испытаниях, проводимых в заводских условиях, полученный результат зависит не только от свойств графитов, существенных для

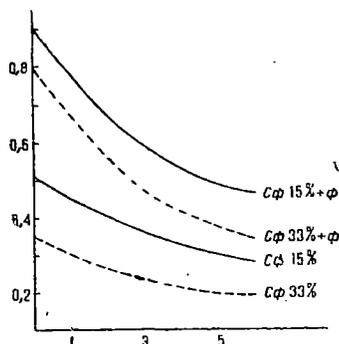


Фиг. 3. Влияние добавки курейского графита к старокрымскому и ботогольскому

работы элементов, но и от техники их изготовления. Поэтому только что сформулированное заключение относится в полной мере только к данным условиям производства, а не к изготовлению элементов вообще.

2. Емкость и сохранность элементов, изготовляемых со смесями — графитов. На основании общих теоретических соображений следует ожидать, что введение в агломерат высоко сорбционно-активных графитовых материалов должно повышать емкость элементов. Опыт показывает, что в некоторых случаях это действительно имеет место. Так, в предыдущей работе было показано, что добавка курейского графита — скрытокристаллического, обладающего высокой сорбционной активностью, — повышает емкость элементов, изготовленных с ботогольским и старокрымским графитом; причем на сохранности элементов это существенно не отразилось. Однако следует отметить, что опыты по сохранности в этом случае были поставлены недостаточно систематично.

Описываемые ниже опыты не подтвердили этих наблюдений. А именно оказалось, что: а) добавка 50% курейского графита (№ 501) к старокрымскому с зольностью 25% и ботогольскому (№ 502) при соотношении графит:пиролузит в агломератной массе 1:4 понижает емкость элементов и ухудшает их сохранность;



Фиг. 4. Влияние добавок фильбургина

б) добавка 50% курейского графита к старокрымскому с зольностью 25% при рецептуре 1:3 несколько повышает емкость, но ухудшает сохранность (фиг. 3);

в) добавка 50% курейского графита к ботогольскому (№ 504) уменьшает емкость и сохранность (фиг. 3);

г) добавка 50% курейского графита к старокрымскому с зольностью 33% повышает емкость.

Таким образом при добавлении сравнительно малозольного курейского графита к высокозольным графитам начальная емкость элементов увеличивается, очевидно, за счет уменьшения общей зольности. Если же курейский графит добавляется к малозольным графитам, то это вызывает ухудшение сохранности и, обычно, уменьшение емкости элементов.

В общем те же результаты получены при добавлении к высокозольным явнокристаллическим графитам курейского термически рафинированного (№ 504) и ногинского (№ 505) графитов.

3. Влияние на емкость и сохранность элементов добавок к агломератной массе углистых материалов. Углистые материалы являются значительно более сорбиционноактивными графитовыми телами, чем скрытокристаллические графиты, и было желательно получить сравнительные данные об их влиянии. Для этого была проведена серия опытов при соотношении в агломератной массе графит : углистый материал : пиролюзит 3 : 1 : 22, что отвечает соотношению (графит + углистый материал) : пиролюзит 1 : 5,5.

При добавлении фильбургина в качестве такого углистого материала начальная емкость элементов сильно уве-

личивается, и хотя сохранность при этом снижается, во многих случаях емкость все же остается выше, чем для элементов, изготовленных без фильбургина. Типичный пример дают кривые рис. 4.

Тип графита при этом также сказывается на качествах элементов. Так, добавка фильбургина к чешуйчатому графиту дает несомненные преимущества. Для ботогольского графита, хотя начальная емкость также существенно повышается вследствие ухудшения сохранности, уже после нескольких месяцев хранения это преимущество исчезает, особенно для случая разрядки на 3,33 ома.

Аналогичные результаты получены при добавлении к старокрымскому графиту кудиновской сажи № 3. Интересно отметить, что самая большая емкость через 6 мес. хранения по сравнению со всеми испытанными в этой работе вариантами при разряде на 3,33 ома была получена именно в данном случае.

При разряде на 117 ом только старокрымский графит с зольностью 15% и добавкой фильбургина дал лучшие результаты, чем старокрымский графит с зольностью 32,9% с добавкой кудиновской сажи. Завальевский графит при применении фильбургина дал почти такие же результаты, как высокозольный старокрымский графит с добавкой кудиновской сажи, во всех же остальных опытах емкость через 6 мес. хранения была ниже, чем в данном случае.

Добавка кудиновской сажи к ботогольскому графиту с зольностью 12% точно так же значительно повышает качество элемента, как и при добавке сажи к старокрымскому графиту, с той лишь разницей, что первоначальная емкость здесь увеличивается незначительно, но благодаря повышению сохранности емкость элементов через 6 мес. хранения остается на таком уровне, какого нет у элементов с ботогольским графитом и фильбургином.

Опыты введения в агломератную массу активного угля дали плохие результаты.

4. Попутно с описанными выше основными опытами было выяснено, что соотношение графит : пиролюзит в агломератной массе 1 : 4 дает лучшие результаты, чем 1 : 3, как это принято на заводе «Мосэлемент».

Кроме того, были проведены опыты

с различными графитами в присутствии искусственной двуокиси марганца.

Введение искусственной двуокиси марганца при старокрымском графите дает значительное увеличение емкости (для графита с зольностью 30% на 85%, а с зольностью 15% — на 50%), держащейся сравнительно устойчиво при хранении в случае разряда на 117 ом, а для графита с 15% зольности и на 3,33 ом.

При завальевском графите хотя введение искусственной двуокиси и повышает значительно начальную емкость (на 65%), однако сохранность элементов с искусственной двуокисью значительно хуже, чем без нее. Должно быть отмечено, что в опытах без искусственной двуокиси применен завальевский графит с зольностью около 13%, а при добавке искусственной двуокиси — с зольностью около 26%.

Введение искусственной двуокиси марганца при ботогольском графите увеличивает начальную емкость весьма незначительно (на 20%) и резко снижает сохранность как при разряде на 117 ом, так и на 3,33 ома.

Здесь уместно указать, что при введении искусственной двуокиси, вообще говоря, для обеспечения достаточно устойчивой сохранности требуется применение пасты специальных рецептур. Поэтому полученные данные следует рассматривать как сравнительные в отношении влияния графитов (как эта задача и ставилась), а абсолютное качество элементов по сохранности может быть повышено.

Итоги и выводы. 1. Произведено сравнительное испытание различных сортов графитов для изготовления гальванических элементов в условиях работы завода «Мосэлемент».

2. Найдено, что наилучшие результаты в этих условиях дают чешуйчатые графиты: старокрымский, завальевский и хинганский. Ботогольский графит хотя и не уступает им по начальной емкости элементов, однако ухудшает их сохранность. Скрытокристаллические графиты дают значительно худшие результаты; их добавка к явнокристаллическим графитам также в большинстве случаев дает отрицательный эффект, резко снижая сохранность. Только для случая высокозольного старокрымского графита добавка 50% курейского сравнительно малозольного графита оказалась полезной.

3. Выяснена определенная связь между зольностью графитов и емкостью изготовленных с ними элементов. А именно, зольность выше 10—15% вызывает значительное уменьшение емкости. Поэтому зольность графитов, поставляемых для элементного производства, не должна превышать 10%.

4. Введение в агломератную массу саж и искусственной двуокиси марганца значительно улучшает качество элементов. Следует особо отметить, что старокрымский графит в присутствии этих веществ дает значительные преимущества перед завальевским и особенно перед ботогольским графитами.

З. В. Волкова¹

Роль асбеста в пленках краски, изготовленной на синтетической олифе

При изготовлении красок порошки минеральных пигментов распределяются в растворе в неполярных жидкостях (скипидар, уайтспирт) мыл оксикарбонных кислот, полученных окислением солярового масла (синтетические олифы проф. Петрова). При испарении растворителя на поверхности железа, покры-

того слоем краски, получается защищающая его от коррозии коллоидная пленка мыл. Установлено, что антикоррозийные свойства таких красок, полученных на синтетической олифе, недостаточно высоки и пленки, защищающие железо, непрочны. Добавление высокодисперсного порошка хризотил-асбеста повышает защитные свойства пленок краски и удлиняет срок их службы так значи-

¹ При участии А. В. Запорожца.

тельно, что практически имеет смысл применение только красок, содержащих асбест. Интересно поэтому выяснить, в чем заключается роль асбеста в асбокрасках, изготовленных на синтетической олифе.

В системах, состоящих из асбеста и порошков минеральных пигментов, распределенных в неполярных жидкостях, может иметь место коагуляция частиц асбеста и пигмента, в результате которой частицы асбеста слипаются между собой, а также частицы пигмента прилипают к волокнам асбеста. Подобные процессы образования сложных коагулированных систем обусловлены молекулярной природой поверхности частиц, оценить которую можно по явлениям, протекающим на их поверхности: по адсорбции частицами различных веществ из различных дисперсных сред и по смачиваемости поверхности частиц различными жидкостями². Были изучены порошки следующих минеральных пигментов — железного сурика и цинковых белил по методу пропитки, разработанному мною³ для исследования минеральных дисперсоидов. Измерения скорости пропитки неполярной жидкостью — толуолом и водой — показали, что оба исследованных порошка можно считать гидрофильными, легко впитывающими воду; неполярные жидкости вытесняются с поверхности этих порошков водой.

Для оценки молекулярной природы поверхности волокон хризотил-асбеста были произведены измерения адсорбции в водной среде на поверхности его частиц некоторых кислот жирного ряда. Можно показать, что поверхность волокон асбеста, применяемого в качестве наполнителя красок, в водной среде даже в присутствии слабых кислот сильно разрушается; в кристаллической решетке асбестовых волокон имеет место замена ионов Mg ионами водорода, т. е. в присутствии H-ионов идет обменная адсорбция, приводящая к переходу ионов Mg в раствор. Содержание ионов Mg в воде при этом резко увеличивается с уменьшением pH, но и в воде без до-

бавки кислот имеет место разрушение решетки асбеста. Для измерений обменной адсорбции 10 г порошка хризотил-асбеста помещались в 50 см³: 1) 2,14% раствора изовалериановой кислоты в воде, 2) 0,066% раствора каприловой кислоты и 3) воды без добавки кислоты. После достаточно долгого выстаивания асбеста в этих растворах определялось содержание в них ионов Mg по методу Шмитца (Schmitz). В табл. 1 приводятся результаты этих измерений; количества ионов Mg в растворе А сообщаются в граммах на 1 г асбеста.

Таблица 1

Растворы кислот	А
2,14% раствор изовалериановой кислоты	0,00579
0,066% раствор каприловой кислоты	0,000236
Вода	0,000157

Мы видим, что при возрастании pH количество ионов Mg, перешедших в раствор, падает, но выделение их идет достаточно интенсивно; без добавки кислоты асбест выщелачивается также и в чистой воде, как это имело место в наших⁴ измерениях обменной адсорбции на гальке в растворах изовалериановой кислоты различных концентраций.

Была изучена коагуляция частиц гидрофильных порошков асбеста и вышеупомянутых пигментов в неполярной жидкости — скипидаре — при добавлении различных количеств кальциевых мыл оксикарбоновых кислот. Условия коагуляции и стабилизации ряда гидрофильных порошков (а также и минеральных пигментов) в неполярных жидкостях при добавках воды, а также молекулярно-растворимых поверхностно-активных веществ изучались П. А. Ребиндером и Е. К. Венстром⁵, причем ими было показано, что стабилизация порошков сопровождается в этом случае адсорбцией поверхностно-активных веществ на поверхности гидрофильных частиц и ориентацией частиц в адсорбционном слое неполярными концами к

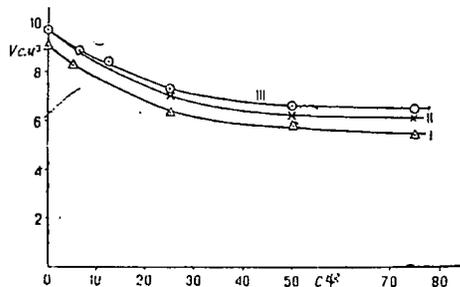
² P. Reh binder, Lipez, Rimska ja und Taubman, «Kolloid-Ztschr.» 65, 268, 1933; 66, 40, 1934; из старых работ см. ЖФХ 1/4, 553, 1930; «Цветные металлы» № 8, 990, 1931; 7/8, 12, 1932.
³ Z. W. Wol k o w a, «Kolloid-Ztschr.» 67, 280, 1934; «Acta physicochimica URSS» 1, 247, 1934.

⁴ Z. W. Wol k o w a, N. N. Serb-Serbina und A. W. Saporo shez, «Kolloid-Ztschr.» и «Минеральное сырье» 1935 [печатается].

⁵ P. Reh binder u. E. K. Wen ström, «Kolloid-Ztschr.» 53, 145 (1930); «Ztschr. f. phys. Chem.» 146, 63, 1930.

дисперсной среде. Л. В. Лютиным⁶ была изучена стабилизация порошка графита в неполярных средах мылами оксикарбоновых кислот, причем им было показано, что мы имеем дело в этом случае с коллоидным стабилизатором, т. е. при стабилизации частицы одеваются оболочками, состоящими из мицелл мыла оксикарбоновых кислот, причем структура этих мицелл и также структура защитной коллоидной оболочки остается невыясненной.

Изучение коагуляции порошков показало, что объем осадка V изменяется, если имеет место слипание частиц порошка в агрегаты; в большинстве случаев объем осадка при увеличении коагуляции увеличивается, иногда он остается неизменным⁷, причем кривая зависимости объемов осадка от концентрации коагулятора часто имеет максимум. Для очень малых частиц увеличение объема осадка при пептизации объясняется А. Бузагом⁸ тем, что пространства между осевшими частицами, заполненные жидкостью, могут быть малы по сравнению с толщиной сольватных оболочек частиц. Во многих случаях измерение объемов осадка V дает возможность изучать процесс коагуляции. Для изучения изменения коагуляции частиц асбеста в скипидаре при добавках кальциевых мыл оксикарбоновых кислот были измерены объемы осадков при различных концентрациях этих мыл, причем 2 г асбеста вводились в измерительные цилиндры, содержащие по 25 см³ скипидара. В табл. 2 даются значения V при различных концентрациях мыла C , выраженные в килограммах на 1 т асбеста, причем для вычисления концентрации мыла в скипидаре в процентах нужно значение C умножить на 0,008 (графа 2-я, табл. 2). Мы видим, что объем осадка волокон асбеста V падает при увеличении C почти вдвое и затем остается неизменным в очень большом интервале концентраций C , приближающихся к концентрациям мыла, применя-



Фиг. 1

емым при изготовлении красок. Измерения объемов осадка асбеста V производились также в присутствии железного сурика (графа 3-я, табл. 2) и окиси цинка (графа 4-я, табл. 2), причем на 2 г асбеста и 25 см³ скипидара добавлялось по 0,7 г порошков минеральных пигментов; концентрации C даются, как и ранее, в килограммах на 1 т асбеста.

На фиг. 1 приводятся кривые (C, V) : кривая I для асбеста, кривая II для асбеста с добавкой к нему 0,7 г железного сурика и кривая III для асбеста с добавкой к нему 0,7 г порошка окиси цинка. Кривая объемов осадков для асбеста, а также кривые (C, V) при добавке к асбесту того или другого пигментов идут почти параллельно друг другу, следовательно, добавка пигмента не изменяет условий коагуляции асбеста. Объем осадка V во всех трех случаях резко падает и при достижении достаточного больших концентраций остается неизменным в большом интервале концентраций мыла, близких к концентрациям, применяемым при изготовлении красок. Несомненно, что пептизация имеет место также и для порошков пигментов, так как до концентрации мыл оксикар-

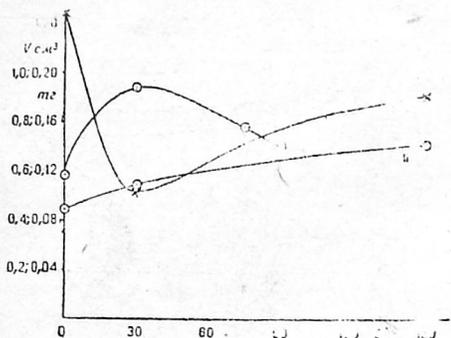
Таблица 2

C кг/т	Объем осадка в см ³		
	асбест	асбест+Fe ₂ O ₃	асбест+ZnO
0	9,0	9,8	9,8
5	8,3	—	—
6,25	—	8,8	8,9
12,50	—	—	8,4
25,00	6,3	7,0	7,3
50,00	5,8	6,2	6,6
75,00	5,4	6,1	6,4
625,0	5,4	5,5	5,7

⁶ Л. В. Лютин, Физико-химические основы технологии коллоидно-графитовых препаратов. Труды ИГМ, 1935 [печатается].

⁷ H. Attenberg, Landw. Vers.-Stat. 69, 133, 1908. A. Fodor u. B. Schönfeld, «Kolloidchemische Beihefte», 19, 1, 1924. H. Freundlich u. W. Sachs, «Ztschr. f. phys. Chem.» 147, 177, 1929.

⁸ A. V. Buzagh, «Kolloidchemische Beihefte» 32, 114, 1931.



Фиг. 2

боновых кислот $C=25$ кг на 1 т асбеста частицы порошков Fe_2O_3 и ZnO увлекаются асбестом при его осаждении, и жидкость над осадком становится прозрачной; при концентрациях $C > 25$ кг на 1 т асбеста над слоем осевшего асбеста скипидар окрашен пигментом, частицы которого медленно осаждаются. В табл. 3 приводятся результаты измерения скорости осаждения порошков пигментов Fe_2O_3 и ZnO по методу отбирания проб с одной и той же глубины после определенного времени осаждения из осаждающихся в растворах мыл оксикарбоновых кислот различных концентраций суспензий пигментов (m г—есть вес высушенного порошка). В табл. 3 также сообщаются объемы осадков V для порошка Fe_2O_3 ; концентрации C даются в килограммах на 1 т пигмента (концентрации мыла в скипидаре можно вычислить, умножая приведенные в табл. 3 значения C на 0,0028).

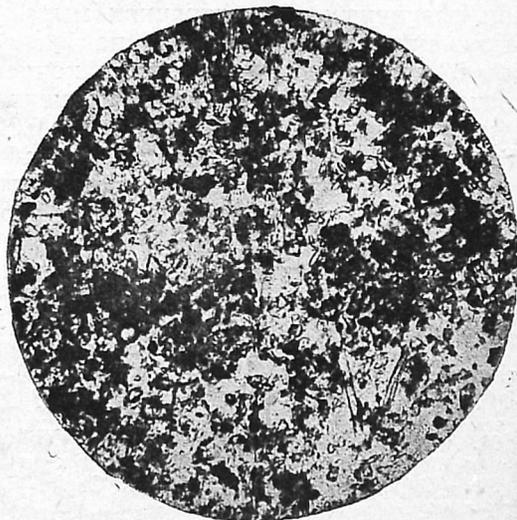
Таблица 3

C кг/т	Fe_2O_3		ZnO
	V	m	
0	1,25	0,1172	0,0882
30	0,51	0,1892	0,1084
75	0,75	0,1578	—
150	0,90	—	0,1422

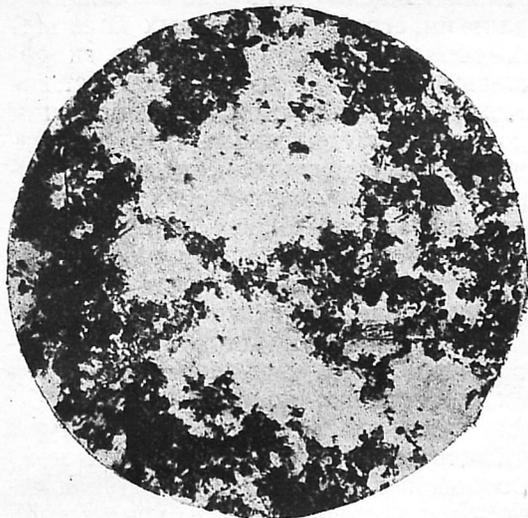
На фиг. 2 приводятся кривые (C, m) и (C, V) для обоих пигментов: кривая I дает зависимость значений m от C для порошка Fe_2O_3 и кривая II для порошка ZnO ; кривая III есть кривая (C, V) для порошка Fe_2O_3 . При концентрации C , равной 30 кг на 1 т порошка Fe_2O_3 , объем осадка V равен минимуму и зна-

чение m —максимум, т. е. частицы достигают максимума пептизации, хотя ясно, что при дальнейшем увеличении концентрации C частицы железного сурика остаются покрытыми коллоидными оболочками мыла и сольватным слоем растворителя. Для частиц порошка ZnO можно судить о росте пептизации по увеличению значения m с ростом концентрации оксикарбоновых кислот в скипидаре.

Итак, в растворе кальциевых мыл оксикарбоновых кислот в скипидаре имеет место пептизация как частиц асбеста, так и частиц железного сурика и цинковых белил, причем все частицы одеваются прочными защитными оболочками, состоящими из мицелл этих мыл. Особенно интересно проследить коагуляцию без добавки мыл и пептизацию при введении мыл под микроскопом. На фиг. 3 (увеличение 120) приводится микроснимок агрегатов частиц асбеста в скипидаре и на фиг. 4—микроснимок (то же увеличение) агрегатов частиц асбеста, осажденных в скипидаре в присутствии порошка железного сурика. Асбест увлек частицы Fe_2O_3 в осадок, причем частицы пигмента прилипли к волокнам асбеста—все волокна на микроснимке покрыты черными пятнышками частиц пигмента. На фиг. 5 дается микроснимок (то же увеличение) асбестовых частиц, пептизованных мылом оксикарбоновых кислот. На фиг. 6 и 7 приводятся микроснимки (увеличение 120) частиц асбе-

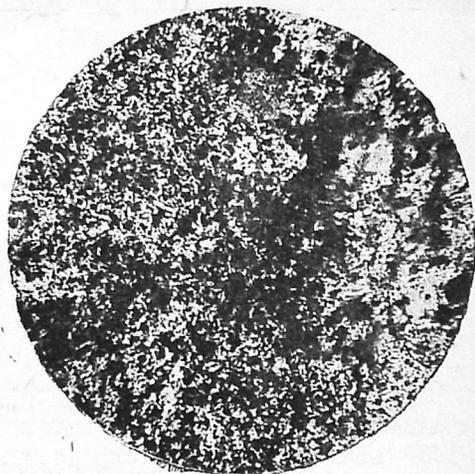


Фиг. 3



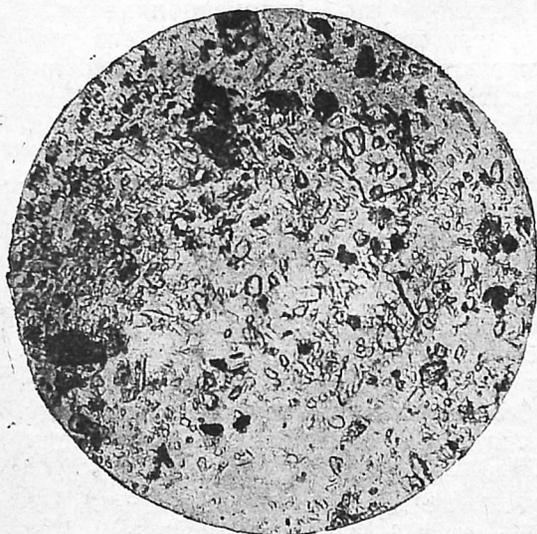
Фиг. 4

ста и частиц Fe_2O_3 (фиг. 6) и частиц асбеста и ZnO (фиг. 7) при сильной пептизации (концентрация мыл оксикарбоновых кислот С в скипидаре равна 75 кг на 1 т асбеста). Мы видим, что на микроснимках фиг. 6 и 7 волокна асбеста не слиплись между собой, и частицы Fe_2O_3 и ZnO свободно распределены между ними. Как частицы асбеста, так и частицы пигментов теперь защищены прочными коллоидными пленками мыл оксикарбоновых кислот. Положение не меняется до очень больших концентраций мыл. Так как при изготовлении красок берутся достаточно высокие

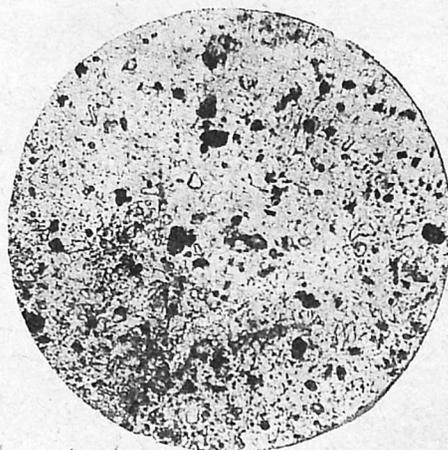


Фиг. 6

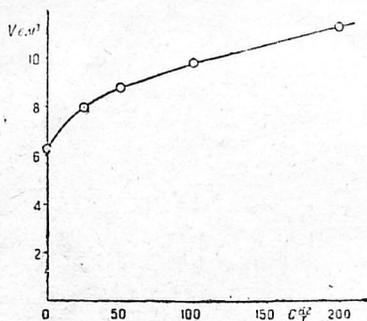
концентрации мыл оксикарбоновых кислот (50% раствор в скипидаре или уайт-спирте), то, безусловно, частицы асбеста и пигментов в растворах мыл должны быть защищены прочными коллоидными оболочками мыл оксикарбоновых кислот. При высыхании растворителя получается слой красочного покрытия на поверхности железа, состоящий из волокон асбеста и частиц пигментов, соединенных между собой прочно прилипшими к их поверхности очень тонкими коллоидными пленками мыл. Механическая прочность слоя красочного покрытия, содержащего асбест, тогда должна быть несравненно выше механической прочности слоя, не содержащего асбестовых волокон, так как:



Фиг. 5



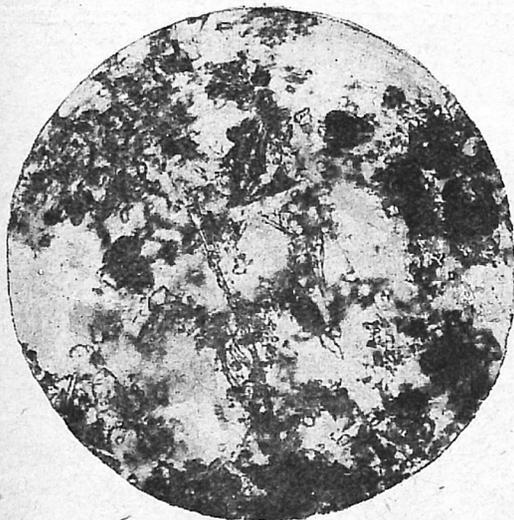
Фиг. 7



Фиг. 8

1) упругие свойства волокон асбеста очень высоки, 2) имеется достаточно прочное прилипание между их поверхностью и пленками мыла, связывающими волокна асбеста между собой и 3) при введении асбеста как наполнителя коллоидные пленки, связывающие гидрофильные поверхности как волокон асбеста, так и частиц пигмента, значительно утоньшаются. Слой, содержащий асбест, должен легко изгибаться, вытягиваться и не быть хрупким. Повышение механической прочности слоя красочного покрытия введением асбеста позволяет избежать быстрого его изнашивания под действием колеблющейся температуры, а также под действием воды и света, вызывающих появление трещин, набухание слоя, заставляющих его корчиться.

К сожалению, нам неизвестно ни



Фиг. 9

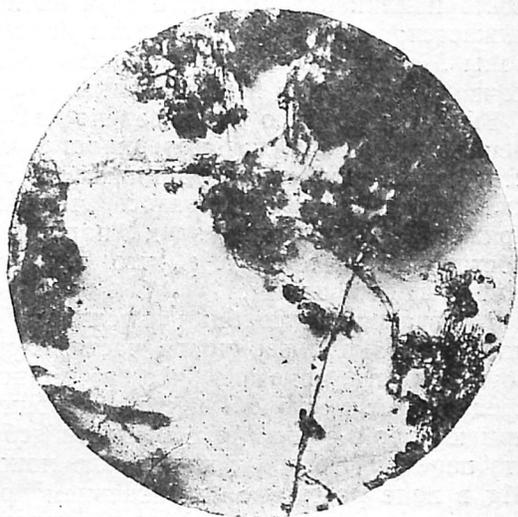
строение мицелл мыл оксикарбоновых кислот ни строение защитных коллоидных оболочек мыл, одевающих гидрофильные волокна асбеста и частицы пигментов; однако можно с большим основанием предположить, что при наличии активных групп в мицеллах структура защитных пленок мыл, образующихся на гидрофильных поверхностях частиц асбеста и пигментов, должна быть отлична от структуры более толстых коллоидных пленок, получающихся при высушивании коллоидного раствора мыл. Тогда увеличение прочности слоя красочного покрытия могло бы иметь место из-за изменения структуры коллоидных пленок, связывающих между собой как волокна асбеста, так и частицы пигмента, причем в присутствии асбеста как наполнителя в слое красочного покрытия толщина микропленок мыла (при достаточном содержании асбеста) может стать достаточно малой, и структурные изменения будут иметь место во всей толщине микропленок, связывающих гидрофильные частицы асбеста и пигмента в слое красочного покрытия.

Очевидно, что введение достаточного количества наполнителя—асбеста—в слой красочного покрытия должно увеличивать водонепроницаемость этого слоя, так как менее благоприятными становятся условия его набухания, если пленки, связывающие частицы асбеста и пигмента, становятся тоньше и увеличиваются прослойки твердых частиц между ними. Возможно, что водонепроницаемость слоя, так же как и прочность его, увеличиваются при этом и из-за изменения структуры пленок⁹.

Несомненно также, что асбест может играть и иную роль в отношении улучшения антикоррозийных свойств красочного покрытия, а именно: добавка асбеста может обезвоживать как растворитель кальциевых мыл оксикарбоновых кислот, так и сами мыла, что может способствовать их полимеризации. Как известно, гидрофильные порошки коагулируют в неполярных жидкостях при добавках воды, поглощая из них воду. В связи с исследованием коагуляции

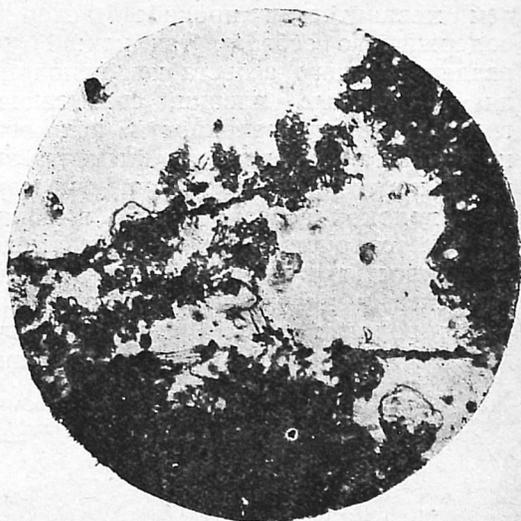
⁹ P. Reh binder, E. Wenström u. Lagutkina, loc. cit.; L. Talmud, «Ztschr. f. Phys. Chem.» 146, 315, 1930; W. D. Harkins, «Journ. of phys. Chem.» 36, 86, 1932.

связанной с ориентацией частиц, мной¹⁰ была изучена коагуляция в толуоле волокон антофилит-асбеста при добавках малых количеств воды, причем оказалось, что при адсорбции воды волокна асбеста слипаются вдоль оси *c* кристаллов асбеста (по работам Уоррена¹¹ следует, что ось *c* кристаллов асбеста направлена вдоль цепочек, образованных атомами Si и O, т. е. вдоль оси волокон), образуя длинные нити, толщина и длина которых растут при увеличении количества введенной в толуол воды. Поверхность волокон антофилит-асбеста может быть сильно гидратирована, и они слипаются в неполярной жидкости общими ориентированными пленками воды, образуя пучки, причем пучками асбестовых волокон могут быть удержаны очень большие количества воды. Очевидно, что такой же характер ориентированной коагуляции в неполярной среде при добавке воды должны иметь и волокна хризотил-асбеста; поверхность его волокон в присутствии воды должна быть гидролизована, как это видно из опытов по обменной адсорбции, приведенным выше. На фиг. 8 дается кривая *C*, *V* зависимости объема осадка асбеста в уайтспирте от концентрации воды *C*, выраженной в килограммах на 1 т асбеста. Объем осадка резко увеличивается при увеличении количества воды, удержанной волокнами асбеста. На рис. 9 приводится микроснимок (увеличение 120) коагулировавших при добавке воды волокон асбеста, причем концентрация воды *C* равна 50 кг на 1 т асбеста. На фиг. 10 дается микроснимок (то же увеличение) асбестовых волокон, коагулировавших при добавке воды 200 кг на 1 т асбеста. Пучки асбестовых волокон в этом случае стали толще и длиннее. На микроснимке фиг. 11 (то же увеличение) приводятся пучки коагулировавших волокон асбеста, причем коагуляция происходила в присутствии порошка пигмента Fe_2O_3 ; длинные и толстые пучки асбестовых волокон покрыты черными пятнышками частиц железного сурика, прилипших к поверхности пучков. Волокна асбеста, образующие пучки, могут удерживать очень большие количества воды при



Фиг. 10

коагуляции в неполярных жидкостях, следовательно, при изготовлении красок волокна асбеста, несомненно, обезвоживают растворитель (скипидар, уайтспирте), который может содержать очень большие количества воды, а также обезвоживает и мыла оксикарбоновых кислот. Очень интересно, что мыло оксикарбоновых кислот вновь стабилизирует агрегаты асбестовых волокон, содержащих большое количество воды (например 200 кг на 1 т асбеста). Очевидно, защитные оболочки коллоида покрывают тогда волокна асбеста, поверхность которых гидролизована и покрыта ориентированными пленками воды, и проч-



Фиг. 11

¹⁰ Z. W. Wolkowa, «Kolloid-Ztschr.» [печатается].

¹¹ Warren and Lawrence Bragg, «Ztschr. f. Kristallographie», 69, 169, 1928; 72, 42, 1929.

ность прилипания при этом едва ли понижается; какую роль при этом играют ионы Mg, содержащиеся в водных оболочках, — остается невыясненным.

Выводы. 1. Было произведено изменение смачиваемости поверхности частиц железного сурика и цинковых белил водой, причем оказалось, что напряжение смачивания этих порошков достаточно высоко, т. е., что эти порошки гидрофильны.

2. Изучение адсорбции кислот жирного ряда на поверхности частиц хризотил-асбеста показало, что в водной среде имеет место обменная адсорбция, при которой ионы Mg с решетки асбеста переходят в воду; количество ионов Mg в воде растет с понижением рН среды, но и в воде без добавки кислоты имеет место переход ионов Mg в воду, т. е. разрушение решетки асбеста.

3. Изучение изменения коагуляции гидрофильных частиц железного сурика, цинковых белил и асбеста в скипидаре при изменении концентрации кальциевых мыл оксикарбоновых кислот показало, что частицы пигментов и волокна асбеста слипаются при низких концентрациях мыл и пептизуются при достаточно высоких концентрациях их при образовании на поверхности частиц достаточно прочных защитных коллоидных пленок мыл.

4. Роль асбеста в повышении антикоррозийных свойств красочных покрытий заключается в том, что механическая прочность слоя, содержащего асбест, должна быть несравненно выше, чем механическая прочность слоя, не содержащего асбеста, так как: 1) при введении в него асбеста как наполнителя коллоидные пленки, связывающие гидрофильные поверхности как волокон асбеста, так и частиц пигмента, значительно утоньшаются, 2) упругие свойства волокон асбеста очень высоки и 3) имеется очень прочная связь между поверхностью волокон асбеста и частиц пигмента и пленками мыла, связывающими волокна асбеста и частицы пигмента между собой. Слой, содержащий

асбест, не должен так быстро изнашиваться, как слой, не содержащий асбеста, под действием переменной температуры, воды и света, вызывающих появление трещин в слое, набухание его, заставляющее его коробиться.

5. Можно думать, что при введении асбеста увеличивается водонепроницаемость слоя красочного покрытия, так как менее благоприятными становятся условия набухания слоя, когда коллоидные пленки мыл оксикарбоновых кислот, связывающие частицы асбеста и пигмента между собой, становятся тоньше и увеличиваются прослойки твердых частиц между ними.

6. Возможно также, что механическая прочность и водонепроницаемость слоя красочного покрытия возрастают при введении асбеста также потому, что при образовании защитных коллоидных оболочек изменяется структура коллоидных пленок мыл, связывающих частицы асбеста и частицы пигмента между собой, тогда как при достаточном количестве введенного асбеста и утоньшении коллоидных пленок мыл структурные изменения должны иметь место во всей толщине микропленок, связывающих частицы асбеста и пигментов.

7. Изучение коагуляции асбестовых волокон в неполярных жидкостях при добавке воды, а также изучение действия воды на асбестовые волокна показало, что роль асбеста также может заключаться в том, что он обезвоживает как растворитель кальциевых мыл оксикарбоновых кислот, так и сами мыла, причем асбестовые волокна, поверхность которых гидролизирована и покрыта пленками воды, стабилизируются в присутствии мыл оксикарбоновых кислот; защитные коллоидные пленки мыл покрывают поверхность волокон, покрытых пленками ориентированных молекул воды.

Работа выполнена по заданию красочной лаборатории технологического сектора.

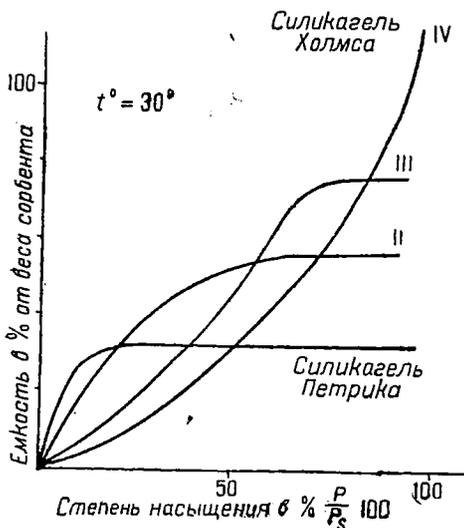
Сорбция паров пористыми телами и ее зависимость от дисперсной структуры этих тел

Настоящая работа входит в цикл теоретико-технологических исследований, проводимых группой В. С. Веселовского с целью выяснения связи между дисперсной структурой тел и их свойствами. В ней на основе общей теории дисперсных структур (1) и классических представлений о сорбции паров пористыми телами (2) дается количественная зависимость сорбционной емкости поглотителей от их пористости.

Сорбционная емкость сорбента, т. е. максимальное количество пара, которое он может поглотить при заданных условиях, является важнейшей характеристикой его сорбционных свойств. В общем случае сорбционная емкость ϵ является функцией двух параметров: парциального давления паров поглощаемого вещества p и температуры, при которой происходит процесс поглощения. Так что

$$\epsilon = f(p, T).$$

Наиболее простым и общепринятым методом характеристики емкости сорбента является выражение ее как функции парциального давления паров сорбтива при постоянной температуре, т. е. уравнение изотермы сорбции $\epsilon_T = f(p)$.



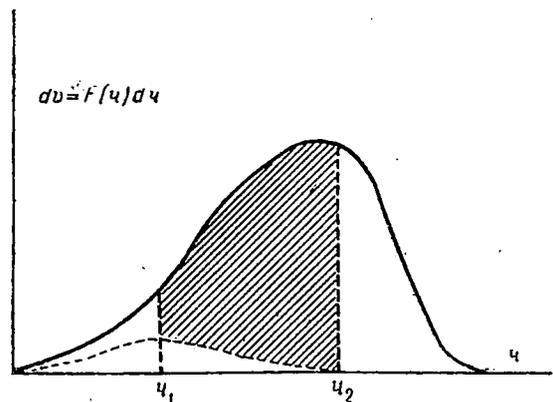
Фиг. 1 [заимствована из книги М. М. Дубинина (2)]

Величина ϵ_T функционально связана с характеристикой пористости сорбента. Это обусловлено тем, что в узких порах имеется более сильное аттракционное поле, или, выражаясь иначе, в них упругость испарения поглощаемого вещества меньше, чем в широких.

Поэтому узкие поры сорбента заполняются при более низких парциальных давлениях, и каждому парциальному давлению соответствует объем пор, имеющих ширину меньше определенной величины; объем этих пор и определяет в основном емкость сорбента при заданных условиях.

Таким образом, если сорбент имеет преимущественно мелкие поры, то он хорошо поглощает при малых концентрациях пара; однако уже при этих давлениях почти все поры оказываются заполненными сорбтивом, и при дальнейшем увеличении давления паров емкость почти не увеличивается, например силикагель по Пэтрику на фиг. 1, кривая I, и, наоборот, сорбенты, обладающие более широкими порами, имеют незначительную емкость при малых парциальных давлениях паров и большую при давлениях, близких к состоянию насыщения (фиг. 1, кривая IV).

Из изложенного видно, какую большую роль играет объемная характеристика сорбента, т. е. распределение общего объема пор по величине наимень-



Фиг. 2

шего их размера. Функция распределения в данном случае:

$$dV = F(r) dr,$$

где dV — дифференциальный объем пор, имеющих ширину от r до $r + dr$.

Общий вид кривой этого уравнения изображен на фиг. 2.

Площадь, ограниченная этой кривой и осью абсцисс, дает меру общего объема пор сорбента $V = \int F(r) dr$.

Однако не все поры сорбента участвуют в поглощении паров. Одни из них, имеющие ширину меньше r , настолько узки, что молекулы поглощаемого пара не могут в них проникнуть. Это узкие криптопоры. Другие поры замкнуты со всех сторон и поэтому не принимают участия в поглощении паров. Это замкнутые криптопоры; их объем $V_3 = \int F_1(r) dr$. Наконец, третья группа пор имеет ширину более r_2 . Они так широки, что упругость пара в них практически не отличается от упругости пара над плоской поверхностью поглощаемой жидкости. Поэтому они также не могут принимать участия в поглощении паров.

Таким образом сорбционная емкость поглотителя определяется только порами, объем V_c которых измеряется заштрихованной площадью на фиг. 2.

$$V_c = \int_{r_1}^{r_2} F(r) dr - \int_{r_1}^{r_2} F_1(r) dr.$$

Методы определения функции $dV = F(r) dr$ разработаны еще очень неполно. В настоящее время это определение производится в нашей лаборатории следующим образом. Объем крип-

топор $V_k = \int_0^{r_1} F(r) dr + \int_{r_1}^{\infty} F_1(r) dr$ может

быть вычислен из определений «истинной» плотности и плотности вещества, из которого состоит тело.

Действительно, при определении «истинной» плотности в пикнометре жидкость заполняет все поры, кроме замкнутых или слишком узких для ее молекул. Так что «истинный» удельный объем тела будет состоять из объема вещества, образующего тело, и объема криптопор. Очевидно, что, вычтя объем вещества, можно определить объем

криптопор V_k . Практически это может быть выполнено с достаточной точностью только в простейших случаях для сорбентов, состоящих из веществ с определенной кристаллической структурой и плотностью. Так, для активных углей, которые состоят в основном из графита, плотность вещества равна 2,22. «Истинная» же их плотность колеблется в пределах от 1,5 до 2,1. Аналогично для силикагелей, состоящих почти целиком из кварца с плотностью 2,651, «истинная» плотность колеблется от 2,0 до 2,2. Следует отметить, что граница между криптопорами и сорбционноактивными порами не имеет абсолютного значения и зависит от величины молекул пикнометрической жидкости и способности ее смачивать стенки пор сорбента, хотя для очень многих жидкостей r_1 почти не зависит от природы жидкости.

Подобным же образом вычисляется общий объем всех пор V из плотности вещества сорбента и «кажущейся» плотности, определяемой погружением в ртуть.

Наконец, объем сорбционноактивных пор V_c и их распределение по величине определяются уравнением Андерсона

$$r = - \frac{4\sigma V_{жк}}{V_n p_{\infty} \ln \frac{p}{p_{\infty}}}.$$

В нем r — максимальная ширина пор, которые заполняются при равновесном давлении, равном p ,

p — упругость пара в порах ширины r ,
 p_{∞} — упругость пара над плоской поверхностью жидкости, пары которой поглощаются.

$v_{жк}$ и v_n — молекулярные объемы жидкости и пара,

σ — поверхностное натяжение на плоской поверхности.

Очевидно, что сорбционная емкость при определенном давлении и температуре

$$\epsilon_{Tp} = V_0 D,$$

где D — есть плотность поглощенной жидкости.

Таким образом объемная характеристика пор непосредственно дает сорбционную емкость в зависимости от давления пара. Действительно, каждому давлению пара по уравнению Андерсона отвечает заполнение пор, имеющих ширину меньше определенной величины r . Объем этих пор, имеющийся в данном

сорбенте, и определяет его сорбционную емкость при заданном давлении пара. Из этого следует важный вывод. А именно: объемы различных жидкостей, поглощенные при одинаковых относительных давлениях, должны быть приблизительно одинаковы.

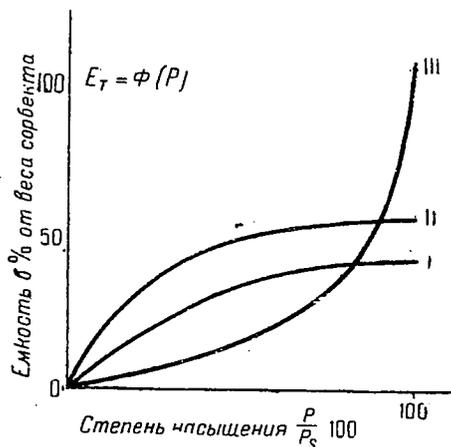
Этот вывод был подтвержден экспериментально Кубелька (3) на активных углях.

Небольшие (2—3%) колебания, наблюдавшиеся им, объясняются различной величиной молекул и, главным образом, различной смачиваемостью стенок сорбента поглощаемыми веществами.

Все высказанные выше положения хорошо согласуются с изменением емкости при активации углей, как это показали Брунс и Зарубина (4) (1932). Полученный при карбонизации органических веществ уголь содержит большое количество пор, недоступных для сорбтива, которые отчасти замкнуты продуктами неполного разложения, отчасти слишком узки. В начале активации происходит, главным образом, выгорание органических остатков и обнажение кристаллитов графита, составляющих скелет угля-сырца. В этот период активации наблюдается рост сорбционной емкости при всех давлениях пара.

При некоторой степени обгорания (40—50% от веса исходного угля-сырца) наступает момент, когда, практически, вся внутренняя поверхность становится доступной. После этого дальнейшее обгорание ведет к расширению существующих пор. Поэтому емкость для малых концентраций пара начинает падать, для больших же продолжает расти, так как общий объем пор растет и в этой стадии активации.

Столь же хорошее подтверждение теории найдено нами также для силикагеля. Механизм формирования дисперсной структуры силикагеля значительно сложнее, чем активного угля. Однако наши исследования (5) в основном выяснили этот механизм. Оказалось, что одним из важнейших факторов, влияющих на структуру силикагеля, является поверхностное натяжение интермицеллярной жидкости во время сушки. Результаты наших опытов изображены графически на фиг. 3. На нем даны изотермы сорбции бензола силикагелями, высушенными при различном поверх-



Фиг. 3.

ностном натяжении интермицеллярной жидкости:

Гель I сушился в токе чистого воздуха при 60—65°.

Гель II сушился в тех же условиях, но воздух был насыщен при 65° парами изовалериановой кислоты.

Гель III высушен в токе воздуха, насыщенного парами пропилового спирта, при 65°.

Изовалериановая кислота благодаря своей малой летучести дает небольшое понижение поверхностного натяжения. Это вызывает увеличение емкости силикагеля во всем интервале концентраций от 0 до P_∞ т. е. объем пор всех размеров увеличивается приблизительно одинаково. Это вполне аналогично тому, что наблюдали Брунс и Зарубина в первых стадиях активации угля.

Пропиловый спирт в условиях наших опытов сильно понижал поверхностное натяжение интермицеллярной жидкости. На структуре силикагеля это отразилось тем, что мелкие поры почти исчезли, а объем крупных пор сильно увеличился. Такой гель, имея очень большую пористость и полную емкость (т. е. в насыщенном паре) более 100%, мало поглощает при малых давлениях пара.

Из только что изложенных современных представлений о связи сорбционных свойств с дисперсной структурой поглотителя очевидно, что этой связи придается основное решающее значение. В этом и заключается причина быстрого развития в новейшее время методов исследования дисперсных структур сорбентов, а вместе с тем и других высокодисперсных тел.

Литература

1. В. С. Веселовский, Кучению о дисперсной структуре. ЖФХ, 1934, № 8, 977—81.

W. Wesselowski u. K. W. Wassiliew, Röntgenographische Untersuchung der dispersen Strukturen verschiedener Graphitarten. Z. Krist. (A) 1934, 89, 156—74.

2. М. М. Дубинин, Физико-химические основы сорбционной техники. Гостехиздат, 1932.

3. Р. Кубелка, Изотермы сорбции паров и субмикроскопическая структура углей. Koll. - Z., 1931, 55, 129—43 и 1932, 58, 189—97.

4. В. Врунсу. O. Zagubina, Über die Änderung der Isothermengestalt bei fortschreitenden Aktivierung von Kohlen. Koll.-Z., 1933, 64, 279—86.

5. В. С. Веселовский и И. А. Селяев, Влияние поверхностного натяжения интермицеллярной жидкости на формирование структуры силикагеля. ЖФХ, 1935.

Проф. Н. Ф. Ермоленко и Н. А. Абрамчук

Отбеливающие глины и земли БССР

Современная нефтяная жиромасляная промышленность решительно повернула в сторону физико-химических методов очистки своих продуктов, вытесняя постепенно химические методы их обработки.

В частности в нефтяной промышленности вместо осветления минеральных масел и керосина серной кислотой и щелочью или солями все большее применение находит себе физико-химический метод очистки с помощью минеральных адсорбентов—глин и земель.

Этому вопросу за последние годы было посвящено большое количество исследовательских работ в лабораториях разных институтов Союза, в результате чего изучены глины РСФСР, Кавказа, Крыма и Украины. Единственными глинами, которые оставались почти нетронутыми в смысле изучения их адсорбционной способности, — это были глины БССР.

В данном исследовании в качестве объекта для осветления взят: керосин, автол и веретенное масло. При подборе образцов глин БССР для изучения их адсорбционной способности в отношении названных минеральных масел мы стремились взять наиболее обещающие в этом смысле пробы. Наряду с лучшими образцами мы взяли и низкосортные глины, с тем чтобы, изучив их константы по сравнению с лучшими образцами, получить возможность еще легче отметить те критерии, которыми необходимо руководствоваться при подборе минеральных адсорбентов.

Всего нами взято 8 объектов, из них 6 образцов глин, которые мы назвали по месту взятия пробы или по составу; один образчик трепела и для сравнения образчик опоки, полученной нами из

Института нефти в Москве¹. Химический анализ наших образцов глин представлен в табл. 1.

Как наружный вид образцов наших глин, так и их химический состав показывают, что мы не имеем среди них ни одной, которую можно было бы отнести к каолинам. Они отличаются также и от сукновальных глин.

От сукновальных глин наши образцы отличаются сравнительно большим содержанием железа, низким процентом связанной воды, а также образцы глин, как «Старый мост», «Росемяки», имеют более высокий процент SiO_2 (кристаллический)².

Сопоставляя те условия³, которым должны соответствовать высокоактивные глины и земли, с химическим анализом, плотностью и относительной оценкой пластичности наших глин, нужно ожидать, что лучшие показатели адсорбции в минерально-масляных средах должны дать трепел, опока, за ними глины: «Переделка», «Ляхова гора» и витебская.

Метод определения адсорбционной активности. Для определения адсорбционной способности мы пользовались методом взбалтывания образцов масла с навесками сорбентов.

100 г масла отвешивалось в высокий фарфоровый стакан и нагревалось на водяной бане до 95—96°. По достижении этой температуры в стакан всыпа-

¹ За представление нам названного образца приношу благодарность г. Хохряковой.

² Если взять аналитические данные сукновальных глин по И. Т. Портеру, то там мы имеем еще более широкие интервалы в колебании процентного состава. «Seifenfabrikant» 28, 918, 1913.

³ Н. Ф. Ермоленко, Адсорбция. К характеристике природных адсорбентов, Труды Хим. инст. Белор. акад. наук, I, 1934.

Таблица 1

Химический анализ

Наименование	П а с п о р т												
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	TiO ₂	F ₂ O ₃	SO ₂	R ₂ O	Потеря при прокаливании	H ₂ O	Нерастворимый остаток	
Глина «Переделка» . .	66,01	14,98	8,69	1,14	1,40	0,69	0,14	0,51	0,49	6,10	6,83	75,43	Лоевского р-на, Гомельского округа, глубина 1,4 м, огнеупорная, пластичная Ивановские разработки, образцы, полученные из завода крупноблочных камней № 1, Минск Ур. «Ляхова гора», Лоевского р-на, желтая, пластичная Ур. Журжева, ленточная, жирная на ощупь, пластичная, шоколадного цвета Алювиальная глина Ельского р-на, Кузмицкого с/с, ур. «Старый мост», глубина 1,3 м, толщина пласта 0,1—3 м, мощность 5 000 000 Светлозеленая, ур. Бездонница, Минского района Ур. «Росемяки», Костюковичского района, бур. скваж. № 1, глубина 1,10—1,9 м, сероземлистого цвета Нефтяной институт в Москве, отбельная лаборатория
Трепел	73,37	7,40	4,10	3,84	1,01	0,20	1,92	0,46	1,02	7,04	7,38	79,03	
Глина «Ляхова гора» .	56,96	18,24	13,22	1,03	1,01	1,04	0,23	0,48	0,27	7,78	6,99	65,68	
Глина витебская . . .	56,70	13,88	6,12	8,72	5,15	—	—	Следы	—	9,57	2,90	—	
«Старый мост»	73,75	6,77	4,42	2,52	1,52	0,81	0,25	0,11	0,51	9,60	4,79	81,04	
глауконитовая . . .	35,35	9,20	11,24	1,90	1,16	0,26	1,42	0,54	5,38	4,30	3,55	77,41	
«Росемяки»	41,54	11,77	6,19	1,46	1,69	0,69	0,17	0,43	2,37	3,72	6,88	81,12	
Опока	88,02	5,55	1,20	1,0	1,12	1,15	0,12	0,41	0,85	2,64	7,17	90,68	

лось 15 г глины, и масса перемешивалась в течение 30 мин., после чего жидкость отфильтровывалась. Автол разбавлялся керосином 3:1.

Степень осветления масла определялась путем сравнения в колориметре Дюбоска цвета фильтра после адсорбции с цветом такого же масла, выдержанного при таких же условиях, но без адсорбента. Вязкие масла как после адсорбции, так и стандартов перед колориметрированием разбавлялись керосином 2:50.

Данные исследования приведены в табл. 2.

Из данных табл. 2 мы видим, что среди глин и земель БССР лучшими адсорбентами оказались:

1) трепел, 2) «Переделка», 3) «Ляхова гора», 4) витебская глина. Менее активна глауконитовая и совсем низко активны—«Старый мост» и «Росемяки». В сравнении с глуховским каолином и опокой такие адсорбенты БССР, как трепел и «Переделка», по керосину оказались более активными, это значит более активны, чем лучшие отбеливающие земли, используемые в промышленности. Мало уступают им также «Ляхова гора» и витебская.

Для более полного вывода о зависимости между адсорбционной активностью, степенью дисперсности и пластичностью нами проделан механический анализ глин по Сабанину. Данные приведены в табл. 3.

При сопоставлении данных химического анализа (табл. 1), удельного веса (табл. 2), механического анализа (табл. 3) и адсорбционной способности воздушносухих образцов (табл. 2) можно сделать вывод о зависимости этих факторов, которую мы можем использовать для предварительной оценки адсорбентов. Особенно низкую адсорбционную способность имеют глины «Старый мост» и «Росемяки». Это можно было предвидеть, сравнивая их свойства со свойствами, которыми должен обладать хороший адсорбент.

Наоборот, такие адсорбенты, как трепел, опока и глуховский каолин, обладают свойствами, благоприятствующими адсорбции. Их высокая активность подтвердилась на опыте.

Близко к ним стоят глины «Переделка» и витебская. Их пластичность, как видно из механического анализа (табл. 3), обязана большому содержанию в них высокодисперсных частиц 0,01 мм, т. е. они имеют высокоразвитую адсорбционную поверхность.

Промежуточное место занимают глины «Ляхова гора» и глауконитовая. При рассмотрении их свойств оказывается, что последние являются средними между таковыми, характерными для высоко- и низкоактивных адсорбентов.

Анализируя данные табл. 2, видим, что один и тот же сорбент при всех прочих одинаковых условиях проявляет неодинаковую осветляющую способ-

Таблица 2

Адсорбционная способность воздушно-сухих глин и земель

Название	Величина зерна в мм	% осветления			% частиц крупнее 0,01 мм	Удельный вес глин 0,5 мм
		керосин	автол керосин 3:1	веретенное масло		
Глина «Переделка»	1	52,83	28,57	16,66	83,28	2,4378
	0,5	60,31	34,21	24,24	—	—
	0,25	66,21	43,18	30,55	—	—
Трепел	1	54,57	24,24	24,24	—	1,9176
	0,5	62,12	26,47	26,47	—	—
	0,25	64,78	37,50	37,5	—	—
Глина «Ляхова гора»	1	45,65	26,47	26,47	89,62	2,3653
	0,5	18,97	30,55	—	—	—
	0,25	56,14	35,89	40,47	—	—
» витебская	1	47,91	21,87	21,87	96,95	2,3164
	0,5	50,95	28,57	26,47	—	—
	0,25	58,33	39,02	34,21	—	—
» «Старый мост»	1	40,47	7,8	16,66	78,13	2,3975
	0,5	43,18	13,79	21,87	—	—
	0,25	50,98	24,24	28,57	—	—
» «Росемяки»	1	34,21	7,8	10,71	70,24	2,3719
	0,5	37,5	10,71	16,66	—	—
	0,25	45,65	19,37	21,87	—	—
» глауконитовая	1	47,91	10,71	21,87	78,34	2,6329
	0,5	50,98	19,35	24,24	—	—
	0,25	55,35	26,47	37,5	—	—
Опока	1	—	—	—	—	1,7962
	0,5	55,35	40,47	39,02	—	—
	0,25	58,33	51,92	45,65	—	—
Глуховский каолин	0,5	54,54	21,87	28,57	—	—
	0,25	59,67	30,55	37,05	—	—

Таблица 3

Гранулометрический состав глин

Величина частиц в мм	3	3—2	2—1	1—0,25	0,25—0,05	0,05—0,01	0,01
Глина «Переделка» в %	0,73	0,23	0,65	2,52	9,56	3,03	83,28
» «Ляхова гора»	—	—	0,03	0,79	8,56	10,38	89,62
» витебская	—	—	—	—	0,65	2,41	96,95
» «Старый мост»	—	—	0,07	4,09	12,17	5,53	78,13
» глауконитовая	—	—	0,01	4,45	15,20	2,0	78,34
» «Росемяки»	—	—	0,16	1,30	8,86	19,44	70,34

ность для разных масел. Так, трепел занимает первое место по адсорбции из керосина; но для автола и веретенного масла он отодвигается на четвертое-пятое место.

Наибольший относительный процент обеспечения всеми адсорбентами мы имеем для керосина. Это можно объяснить тройко. Во-первых, окрашиваю-

щие примеси керосина в большинстве случаев низкомолекулярны. Для них внутренняя капиллярная поверхность адсорбента более доступна, отсюда относительно высокий процент осветления керосина. Во-вторых, концентрация окрашивающих примесей в керосине ниже, чем у веретенного масла и автола, а в таких случаях адсорбируется большой

процент растворенного вещества. Наконец, значительную роль играет и вязкость среды.

Влияние термической обработки глин на их адсорбционную способность. Согласно литературным данным еще не имеется окончательно сложившегося вывода относительно полезности термической обработки глин и земель для повышения их адсорбционной активности. В работах G. Schutz⁴, Davidson⁵, Rissling⁶ и др. полезность прокаливания или подвергается сомнению или совершенно отрицается. В работах последнего времени, наоборот, поддерживается мнение, что умеренное прокаливание в большинстве случаев повышает активность.

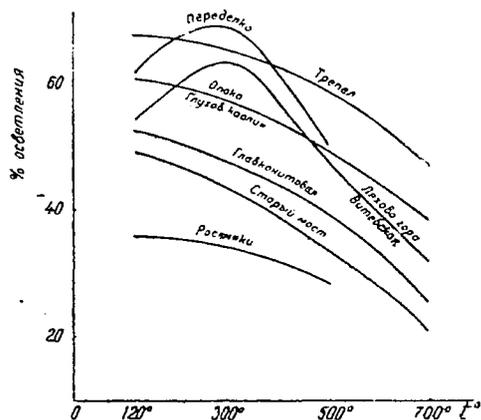
Глина как гидрофильный алюмосиликат с сильно развитой поверхностью всегда удерживает в воздушносухом состоянии много гигроскопической воды. Эта адсорбционная водная оболочка окутывает поверхность адсорбента и задерживает этим адсорбционный процесс из масляных сред. При повышении температуры сушки гигроскопическая вода постепенно удаляется, и поверхность частиц делается более активной для адсорбции из масел. При более высоких температурах наряду с этим теряется и кристаллизационная вода.

С удалением гигроскопической и кристаллизационной воды алюмосиликата его внутренняя поверхность увеличивается, а вместе с ней и адсорбционная способность.

С увеличением температуры прокаливания выше 450—600° могут иметь место, с одной стороны, разрушения структуры геля, с другой, — частичное спекание и тем самым — снижение адсорбции.

Для исследованных нами образцов глины температура прокаливания выбрана в 120, 300, 500 и 700°. Прокаливание проводилось в течение 2 час. Прокаленная глина сейчас же из печи переносилась в эксикатор; отсюда после охлаждения быстро брались навески для адсорбции.

Соотношения глины к маслу взяты, как и раньше, 15:100. В остальном опыт проводился, как и при воздушносухих



Фиг. 1. Адсорбция из керосина глинами, прокаленными при разных температурах (величина зерна 0,5 мм).

глинах. Данные изображены графически на фиг. 1.

Первое, что необходимо отметить, — это увеличение в большинстве случаев адсорбционной способности просушенных и прокаленных образцов глин в сравнении с адсорбционной способностью воздушносухих образцов.

Максимум адсорбции падает на глины, прокаленные при 120—150°. Исследования других авторов над осветлением как минеральных⁷, так и растительных масел⁸ показали, что максимум осветления падает на глины, прокаленные при 250—400°.

Для исследованных нами 9 образцов и для трех адсорбируемых веществ максимумы адсорбции распределяются так, что 33,3% из них падает на глины, высушенные ниже 120°; более всего максимумов мы имеем для глин, прокаленных ниже 300°. На глины, прокаленные до 500°, падает всего 14,8% максимумов. По исследованиям Уразова и других авторов дегидратация глин наступает в интервале 450—600°, таким образом максимальная активность глин наблюдается еще до момента их дегидратации.

Активирование глин путем прокаливания можно объяснить не только процессом дегидратации. При 300—400° обычно обугливаются органические соеди-

⁷ Вознесенский и Хохрякова, ЖПХ 2, 633, 1929.

⁸ О. Eckart, «Zeits hr. für angewan. Chemie» 9, 1926; Л. М. Лямин, Н. А. Варыгина, ЖХП IV, II, 882, 1927.

⁴ G. Schutz, «Petroleum» III, 6, 9, 1906.

⁵ Davidson, «Seifenselder Ztg.» 50, 665, 1923.

⁶ Rissling, «Chem. Technologie I. Frolöcs», 1924.

нения. Поэтому гуммусовые примеси, которые обыкновенно содержатся в глинах и снижают их адсорбционную активность, при этом разрушаются.

На это указывает то обстоятельство, что большинство максимумов адсорбции прокаленных глин приходится не на температуры их максимальной дегидратации 450—600°, а на температуры разрушения органических соединений.

При более сильном прокаливании (500—700°), когда органические примеси уже разрушены и алюмосиликат полностью дегидратирован, мы имеем уже падение адсорбции. Это падение может быть результатом разрушения геля минеральной части адсорбента и частично спекания.

Вознесенский и Хохрякова⁹ устанавливают прямую зависимость между содержанием Fe_2O_3 у ряда глин, прокаленных при 300°, и их адсорбционной активностью. Ферсман¹⁰ указывает на такую же связь между адсорбцией глинами и содержанием в них MgO . Сопоставляя данные нашего исследования, мы видим, что для взятых нами образцов глин такой зависимости не наблюдается или, вернее говоря, наблюдается только для некоторых глин для Fe_2O_3 (табл. 4).

Таблица 4

	Содержание Fe_2O_3 в %	Содержание MgO в %	Осветляющая активность по веретенному маслу	
			воздушно-сухих глин 0,25 мм	прокаленных при 300° 0,25 мм
Глина «Ляхова гора»	13,22	1,01	40,47	37,5
» глауконитовая	11,24	2,16	37,5	34,24
» «Переделка»	8,69	1,40	30,55	43,18
» «Росемяки»	6,19	1,69	21,87	30,55
» витебская	6,12	5,15	34,21	37,5
» «Старый мост»	4,42	1,52	28,57	32,42
Трепел	4,10	1,01	37,5	46,80
Опока	1,0	1,12	45,65	50,98

Такая прямая зависимость адсорбции от содержания железа в глине может быть обязана тому, что железо во всех этих глинах находится в виде коллоидного гидрата или в такой форме, кото-

рая легко переходит в гидрат. Наоборот, если железо прочно связано в молекуле алюмосиликата, оно имеет значительно меньшее влияние на адсорбцию. Но, даже будучи и в гидратной форме, железо не всегда оказывает влияние, если другие факторы имеют большее влияние на адсорбцию и искажают закономерность в отношении железа. Вот почему не для всех глин такая закономерность адсорбции от содержания в них железа может быть с очевидностью доказана.

Процесс активирования и адсорбционная активность. В целях повышения активности нами проделан ряд опытов по активированию глин кислотами, водой и прокаливанием их после этого до разных температур.

Метод активирования. 150 г воздушносухой глины диаметром зерен 0,25 мм смешивалось в плоскодонной колбе с 450 г 10% соляной или серной кислоты. Смесь тщательно перебалтывалась и кипятилась с обратным холодильником 3 часа. После кипячения глина с кислотой переносилась в высокие стаканы, где смесь отстаивалась. Затем следовало промывание декантацией до исчезновения реакции на Cl или SO_4 . Отфильтрованная после этого глина высушивалась до воздушносухого состояния, измельчалась и просеивалась на ситах с отверстиями 0,5 и 0,25 мм.

Одна часть полученной таким образом глины шла прямо для определения адсорбционной активности в воздушносухом состоянии, а другая часть прокаливалась при разных температурах при тех же условиях, как и при работе с неактивированными глинами. Результаты испытания адсорбционной активности изображены графически на фиг. 2.

Что касается типичных отбелных земель — американского флоридина и английской фуллерной земли, — то адсорбционная активность их почти не усиливается после активирования соляной кислотой¹¹. Наоборот, немецкие, в особенности баварские земли, мало активны в природном состоянии, хотя химически почти и не изменяются после обработки их HCl , зато сильно изменяются их физико-химические свойства и вместе с этим значительно увеличивается их адсорбционная способность.

⁹ Давидсон, «Маслободно-жировое дело» № 7—8, 10, 1926.

¹⁰ Ферсман, Русское месторождение сукновальных глин и близких к ним веществ, 1915.

¹¹ Давидсон, «Маслободно-жировое дело» № 7—8, 10, 1926.

Для наших образцов глин характерно, что все активированные кислотами глины в воздушносухом состоянии понижают свою адсорбционную активность по керосину и повышают по автолу и веретенному маслу.

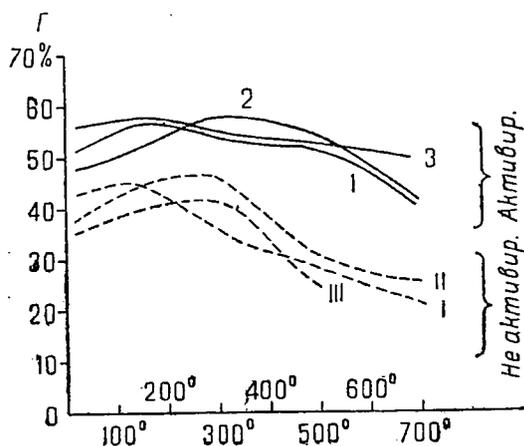
Активные в воздушносухом состоянии глины и земли — трепел, «Переделка», «Ляхова гора» — обнаруживают большое понижение по керосину после обработки их HCl , несколько меньше — после H_2SO_4 и наименьшее — после H_2O . Наоборот, малоактивные в природном состоянии глины — «Росемьяки», «Старый мост» — большее понижение имеют после активирования их водой и меньшее — после кислот.

В отличие от керосина по отношению к автолу и, в основном, веретенному маслу активированные глины ведут себя совсем иначе. Их адсорбционная способность выше, чем неактивированных. Повышение активности больше для активированных серной кислотой глин, за ней следует HCl и, наконец, H_2O . По веретенному маслу в отдельных случаях активность не меняется. Аналогичное понижение адсорбции некоторыми глинами после их активирования наблюдали В. Баранов¹² при изучении грозненских глин, Вознесенский и Хохрякова — на ряде других глин.

Влияние прокаливания на активированные глины по сравнению с неактивированными сказывается в том, что первые по керосину менее активны для всех температур и только для прокаленных при 700° глин их активность бывает большая, чем неактивированных.

Таким образом для осветления керосина взятые нами глины не требуют активирования кислотами, а только прокаливания приблизительно до 300° . Для осветления масел (веретенного и автола) необходимо одновременно и активирование кислотами и прокаливание их приблизительно до 300° .

Подобные отношения глин к керосину и маслам мы можем объяснить следующим образом. Природные глины наряду с кристаллическими соединениями содержат в себе и аморфные, коллоидные частицы с большим количеством мелких пор, доступных для молекулярно-дисперсных веществ, каковыми являются окрашивающие примеси ке-



Фиг. 2. Адсорбция активированными H_2O и неактивированными глинами из автола

росина, и малодоступных для высокомолекулярных и коллоидных веществ примесей минеральных масел.

Увеличение активности глин после обработки их кислотами может быть сведено в основном к увеличению суммарной поверхности адсорбента. Это увеличение идет в двух направлениях. Анализ кислотного фильтра показал, что в нем содержатся соединения алюминия, железа и других примесей к глинам, которые растворяются кислотами, увеличивая количество и размер внутренних пор адсорбента и тем самым увеличивая суммарную адсорбционную поверхность. Одновременно с этим под действием кислот частично разрушается и основное глинистое вещество — каолинит, составные части которого, в особенности кремнекислота, переходят при этом в коллоидное гелеобразное состояние с большей адсорбционной емкостью и с большей адсорбционной способностью. Однако, как указано в работе Ермоленко¹³, нужно различать величину поверхности, доступную для высокомолекулярных мицелл из минеральных масел, увеличиваемую после активирования, и величину поверхности узкокапиллярных пор, которая, наоборот, при обработке глин кислотами может уменьшиться. Мы как раз и наблюдаем, что адсорбция из керосина глинами после их активирования понижается, а адсорбция минерально-масляных сред увеличивается.

¹² В. Баранов, «Нефтяное хозяйство» № 10, 446, 1930.

¹³ Ермоленко, «Труды Хим. инст. Бел. акад. наук I, 1934.

Выводы. Исследовано 6 образцов глин и трепел БССР, опока и глуховский каолин в отношении адсорбционной активности при осветлении автола, веретенного масла и керосина. Установлено:

1. Отдельные образцы адсорбентов БССР, например, трепел, «Переделка» и витебская глина, по своей адсорбционной способности в керосине не уступают глуховскому каолину и опоке и могут быть использованы для очистки керосина и минеральных масел.

2. Глины и земли, активированные кислотами и водой, понижают свою адсорбционную способность по керосину и увеличивают ее по минеральным мас-

лам. Таким образом активирование глин для осветления керосина излишне, а для масел полезно.

3. Нагревание глин и земель до 300° повышает их адсорбционную активность; прокаливание при более высоких температурах снижает ее. Максимальная активность глин проявляется до момента их полной дегидратации.

4. Проверена зависимость между удельным весом, данными механического анализа и адсорбционной способностью глин. Приведено разъяснение этой зависимости.

Белорусская академия наук, Коллоидная лаборатория

У. И. Еникеев

Предварительные данные по обогащению волынских ильменитовых каолинов

На Волыни имеется ряд месторождений с залежами ильменитовых каолинов: Добрыньское, Гацковское, Кошарское и Турчанское.

Месторождения ильменитовых каолинов на Волыни впервые были открыты проф. Бельским еще в 1924 г. Первую разведку в 1931 г. производил Институт прикладной минералогии на Гацковском и Турчанском месторождениях первичного каолина. В 1934 г. Укргидротеходэстрест на Добрыньском и Гацковском месторождениях производил детальную разведку. В результате последних разведок оказался несравненно благонадежным участок Добрыньки. Ильменит на Добрыни связан с кварцевыми каолинистыми песками.

В 1931—1932 гг. Центральный институт Механобр по заданию Института прикладной минералогии производил обогащение ильменитовых каолинов Гацковского и Турчанского месторождений. В результате обогащения трех проб Гацковского ильменитового каолина по двум пробам получились каолиновые концентраты, приемлемые для керамической промышленности. В результате обогащения пескового материала после отделения глинистой массы Гацковского и Турчанского месторождений получились ильменитовые концентраты, удовлетворяющие условиям на титанистый концентрат для ферротитана и титановых белил.

В 1934 г. Украинским филиалом Института Механобр была запроектирована госбюджетная тема по обогащению волынских ильменитовых каолинов. В начале года эта работа получила предварительное утверждение и поэтому институт набрал 3 пробы с месторождения Добрыньки из трех шурфов, пройденных специально для этой цели, и приступил к их обработке. На основе этих предварительных испытаний было установлено следующее. В состав обработанных проб ильменитовых каолинов входят: каолин, кварц, ильменит, в небольшом

количестве бурый железняк и сидерит. По внешнему виду исходные пробы представляли собой кусковой материал, в котором отдельные компоненты сцементированы друг с другом глиной. Высушенные куски при растирании легко рассыпаются в порошок.

По содержанию двуокиси титана в исходном материале пробы характеризуются следующими данными:

1-я проба	3,18%	TiO ₂
2-я „	8,58%	TiO ₂
3-я „	6,14%	TiO ₂

Для выяснения величины зерен, составляющих компоненты ильменитового каолина, был произведен мокрый ситовой анализ. В табл. 1 сведены результаты ситовых анализов по всем трем пробам.

Таблица 1

Классы	Проба № 1		Проба № 2		Проба № 3	
	выход	остаток на сите	выход	остаток на сите	выход	остаток на сите
в %						
900 отв. на 1 см ²	8,13	8,13	48,37	48,37	50,87	58,87
900—4 900 1 „	0,41	8,54	0,40	8,77	0,09	50,96
4 900—10 000 1 „	0,83	9,37	0,75	49,52	0,61	51,57
10 000 1 „	90,63	—	50,48	—	48,43	—
	100,00	—	100,00	—	100,00	—

Из приведенной табл. 1 ситовых анализов видно, что проба № 1 по характеристике крупности резко отличается от двух последних, которые мало отличаются друг от друга, и гли-

нистого материала (нижний продукт сита 10 000) в них значительно меньше, чем в первой пробе. Первая проба, содержащая в большом количестве глинистый материал, геологами называется каолинами, а две последние — каолинистыми песками.

В настоящей статье рассматриваются только результаты предварительных опытов по обогащению отходов после отделения глинистой массы. В части глинистой фракции, полученной как нижний продукт после отмывки на сите 10 000 отв. на 1 см², произведены только химические анализы, результаты которых приводятся в табл. 2.

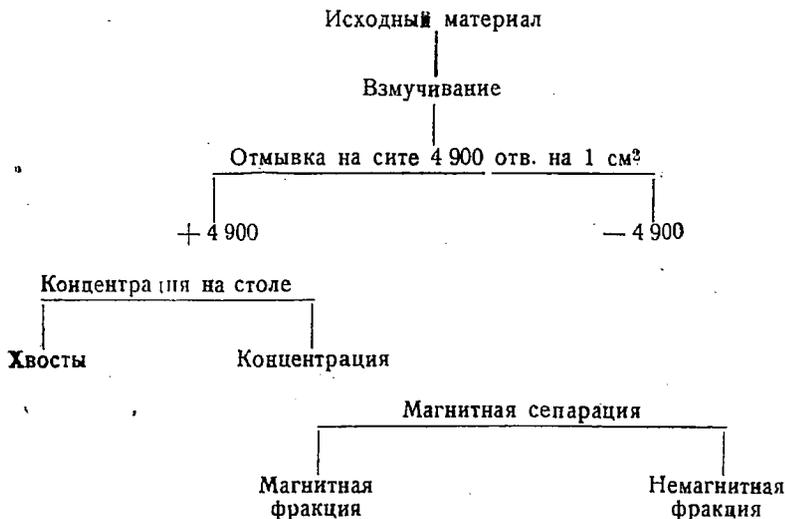
Таблица 2

Номера проб	Выход, в % от исход.	Содержание в %			
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂
Проба № 1	90,63	45,32	37,99	2,80	1,00
№ 2	50,48	45,65	39,63	2,79	Следы
№ 3	48,43	45,71	37,32	2,70	0,77

Из приведенной табл. 2 видно, что содержание кремнезема во всех пробах примерно одинаковое и близко к теоретическому составу в минерале каолините (минерал каолинит содержит SiO₂ 46,4%, т. е. мы имеем довольно чистый каолин. По содержанию глинозема 37,99 и 39,63% эти каолины заслуживают большого внимания как огнеупорный материал и как сырье для получения окиси глинозема для алюминиевой промышленности.

Добрыньское месторождение интересно как ильменитовое, и в первую очередь там будут использованы каолинистые пески. Поэтому мы в дальнейшем приведем данные, полученные в результате обработки пробы № 2 и 3.

Пробы № 2 и 3 обрабатывались по ниже-следующей схеме:



Результаты продуктов отмывки на сите 4 900 отв. на 1 см² пробы № 2 и 3 приведены в табл. 3.

Таблица 3

Наименование продуктов	Проба № 2			Проба № 3		
	выход	содержание TiO ₂	извлечение TiO ₂	выход	содержание TiO ₂	извлечение TiO ₂
	в %					
Верхний продукт сита 4 900 отв. (песков. матер.)	55,96	15,69	100,00	56,61	9,96	94,38
Нижний продукт каолин	44,04	Следы	—	43,39	0,77	5,62
Исходный продукт	100,00	8,78	100,00	100,0	5,95	100,0

Согласно приведенной схеме верхние продукты сита 4 900 отв. на 1 см² подвергались обработке на концентрационном столе. При концентрации на столе наблюдалось четкое отделение ильменита от остальных минералов. Обработка производилась на лабораторном столе типа Вильфлея. Желая получить чистые хвосты, мы допускали некоторое засорение ильменитовой фракции промежуточным продуктом.

Результаты опытов концентрации на столе пробы № 2 и 3 показаны в табл. 4.

Сравнивая данные табл. 4, видим, что содержание двуокиси титана в концентратах пробы № 2 и 3 почти одинаковы, и потери в хвостах нет. Содержание окиси титана в концентратах стола могло быть повышено за счет выделения более чистого ильменита при сравнительно меньшем выходе.

В наших опытах концентраты стола поступали на пересичку в электромагнитный сепаратор Ветерия. Результаты приводятся в табл. 5.

Таблица 4

Наименование продуктов	Проба № 2				Проба № 3			
	выход в %		содержание TiO ₂	извлечение TiO ₂	выход в %		содержание TiO ₂	извлечение TiO ₂
	от опер.	от исход.			от опер.	от исход.		
			в %				в %	
Концентрация стола	40,81	22,81	38,47	100,00	26,07	14,76	38,19	100,00
Хвосты	59,19	33,12	Следы	—	73,93	41,85	Следы	—
	100,00	55,96	15,69	100,00	100,00	56,60	9,96	100,00

Таблица 5

Наименование продуктов	Проба № 2					Проба № 3				
	выход в %		содержание в %		извлечение TiO ₂ в % от исход.	выход в %		содержание в %		извлечение TiO ₂ в % от исход.
	от опер.	от исход.	TiO ₂	V ₂ O ₅		от опер.	от исход.	TiO ₂	V ₂ O ₅	
Магнитная фракция (ильменитный концентрат)	70,05	16,00	52,02	1,01	94,72	60,97	9,00	55,02	0,65	84,25
Немагнитная фракция	29,95	6,84	6,78	0,06	5,28	39,03	5,76	10,50	0,13	10,13
Концентрация стола	—	22,84	38,47	0,72	100,0	100,0	14,76	38,19	0,44	94,38

Из табл. 5 видно, что выход ильменитового концентрата для пробы № 2 составляет 16,00% от исходного содержания в нем двуокиси титана, равного 52,02% и пятиокиси ванадия 1,01%, при этом извлечение TiO₂ — 94,72% от исходного. Выход ильменитового концентрата для пробы № 3 составляет 9,00% от исходного содержания двуокиси титана равно 55,02% и пятиокиси ванадия 0,65%. Извлечение в этом продукте TiO₂ 84,25% от исходного. В приведенной таблице выхода подсчитаны по отношению к исходному сырью продукту (ильменитовому каолину). Если пересчитать выхода по отношению к песковому материалу после отделения глинистой массы, то соответственно выхода готовых продуктов составят для 2-й пробы 28,59 и для 3-й 15,79%.

Применение в промышленности титана и его соединений весьма многообразно, но, главным образом, применяется в металлургической и красочной промышленности. Почти во всех случаях применением соединений титана исходным материалом является двуокись титана. Сырьем для получения двуокиси титана на первом месте стоит рутит, затем ильменит, титаномагнетит и эгирин.

До сего времени в СССР обращено внимание на извлечение титана из титаномагнетитов, так как у нас пока не обнаружено значительных залежей рутита и ильменита. Полученный нами концентрат ильменита из титаноносных каолинов Добрынского месторождения с содержанием TiO₂ свыше 50% вполне удовлетворит предъявляемым к нему требованиям.

Указанные концентраты могли бы быть подвергнуты в дальнейшем процессу химической переработки с целью выделения не только окиси титана, но и ванадия, поскольку последний представляет собой ценный в промышленном отношении редкий элемент.

Описанные исследования Украинского Механообр весьма предварительный характер и ограниченный объем, поэтому не мог быть изучен ряд важных моментов, как то: характер и закономерности распределения в ископаемом ванадия, возможности большей концентрации ванадий содержащих компонентов и пр. Однако даже на основе приведенных предварительных данных уже можно заключить, что Добрынское месторождение явно заслуживает внимания и дальнейших более обстоятельных исследований.

Хотя в настоящее время и имеются в Союзе источники получения ванадия и титана (керженские железные и уральские титаномагнетитовые руды), однако общая дефицитность титана и ванадия создают предпосылки для использования Добрынского месторождения. В связи с этим более углубленное изучение волюнских ильменитовых каолинов и в частности Добрынского месторождения должно быть поставлено в порядок дня.

1 Кондиции на титанистый концентрат для:

- а) ферротитана не > 25%,
- б) титановых белил не < 400% (см. «Нерудные ископаемые», т. III, стр. 351).

Н. Меланхолин

Упрощенный минералогический микроскоп системы ИМС

Потребность в минералогических микроскопах возрастает из года в год, между тем как импорт минералогических микроскопов в настоящее время весьма затруднен; собственного же их производства в Советском союзе пока еще не существует. Объединением ВООМП уже в течение нескольких лет ведется проектирование и изготовление пробных моделей большого минералогического микроскопа, скопированного в основном с модели фирмы Лейтца, но до сих пор по ряду обстоятельств дело не идет дальше этих пробных моделей.

Исходя из этого, работники петрографической лаборатории решили разработать такую модель минералогического микроскопа, которая могла бы быть быстро освоена нашей оптической промышленностью. Для этого мы решили взять за основу единственную модель микроскопа, уже освоенную в производстве, а именно школьный микроскоп, изготовленный заводом «Геофизика», и превратить его в минералогический микроскоп путем замены и добавления ряда деталей. Этой моделью заинтересовался ВООМП, с которым в дальнейшем и был заключен договор на разработку конструкции и изготовление опытных моделей упрощенного минералогического микроскопа. По этому договору мной была разработана конструкция двух вариантов микроскопа: первый вариант с зеркальным поляризатором, второй вариант с поляризатором-призмой. Обе модели изготовлены в мастерских ВИМС мастером точной механики И. В. Евлаховым, принимавшим активное участие в разработке конструкции. В качестве поляризатора для первой модели было взято черное зеркало, так как черное стекло может быть изготовлено без труда в любом количестве; кроме того, черное стекло стоит во много раз дешевле поляризационной призмы. Главным недостатком черного зеркала является пониженная сравнительно с никелем интенсивность даваемого им освещения, что не позволяет пользоваться большими увеличениями. Поэтому зеркальный поляризатор для больших поляризационных микроскопов непригоден, однако такой поляризатор годится для упрощенной школьной модели.

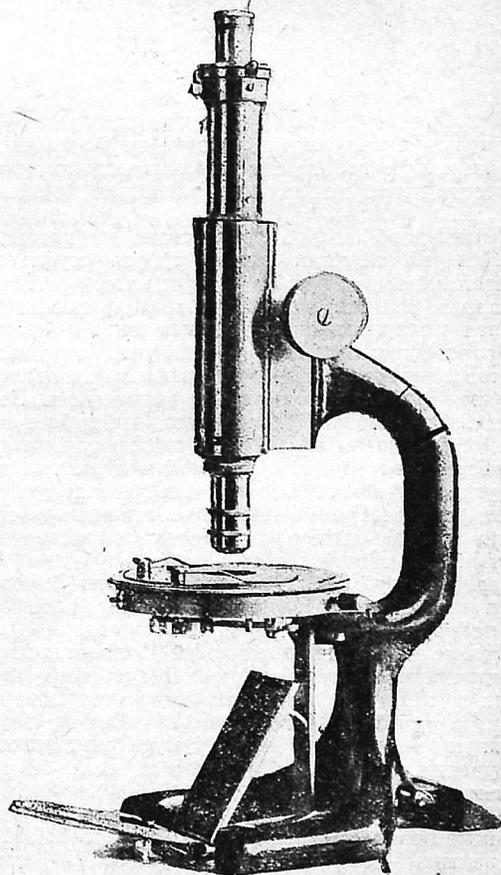
Для первой модели взят школьный микроскоп так называемый 180-кратный, не имеющий микрометрического винта и конденсора. Простой четырехугольный столик этого микроскопа был заменен вращающимся и центрирующимся столиком, на место зеркальца был укреплен зеркальный поляризатор; кроме того, был добавлен еще накладной анализатор. Эти дополнительные детали сконструированы с таким расчетом, чтобы при максимальной их простоте они все же давали бы возможность производить на микроскопе все основные измерения, обычно применяемые при микроскопическом исследовании горных пород.

Круглый вращающийся столик снабжен по краю градусными делениями, а также неподвижным индексом для отсчета углов. Столик может центрироваться с помощью двух винтов и шпифта с пружиной. Центрировка столика

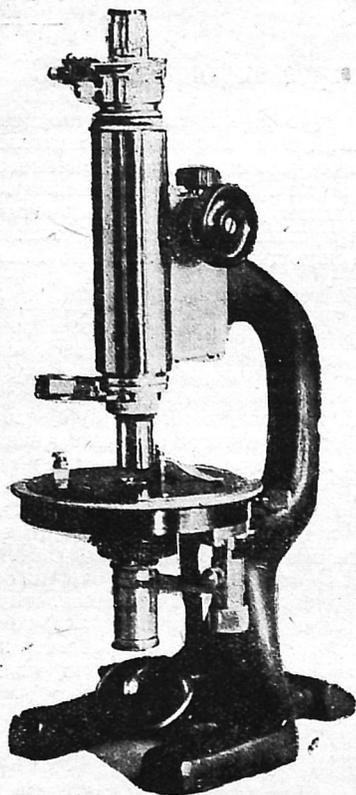
заменяет применяющуюся обычно центрировку объективов. Этот столик прикрепляется к штативу микроскопа на место заменяемого им простого столика с помощью тех же самых винтов. Под столиком укреплен на поворачивающемся рычажке простой однолинзовый конденсор, который с помощью рычажка легко откидывается в сторону.

Зеркальный поляризатор, прикрепляющийся на место удаленного зеркальца микроскопа, заменяет собой одновременно зеркало и поляризатор. Он состоит из черного зеркала, укрепленного неподвижно под углом полной поляризации, и прикрепленного к нему откидывающегося осветительного зеркала, наклоняющегося под любым углом. Свет от окна или осветителя падает сначала на откидное зеркало, отразившись от которого, отбрасывается на черное зеркало, и после отражения от него попадает уже в объектив микроскопа. Направление колебаний отраженного от черного зеркала света перпендикулярно к плоскости падения; следовательно, колебания поляризатора в таком микроскопе всегда направлены по EW.

Некоторая примесь частично поляризованного света, даваемая зеркальным поляризатором



Фиг. 1



Фиг. 2

ром при освещении не вполне параллельными лучами, при работе с таким микроскопом фактически почти незаметна и несколько не мешает наблюдениям.

Накладной анализатор состоит из надевающейся на верхний конец тубуса муфты и укрепленного над ней на вертикальной оси собственно анализатора. В качестве анализатора взята призматическая призма Риттер-Франка с отверстием 6×6 мм, заключенная в гильзу, вставленную во внешнюю трубку и перемещающуюся в ней в вертикальном направлении. Весь анализатор можно поворачивать на тубусе и с помощью винта закреплять в любом положении. Поворачивая трубку с призмой анализатора вокруг вертикальной оси, на которой она укреплена, анализатор можно легко отводить в сторону и вновь ставить на место, закрепляя его в последнем положении с помощью винта. Во внешней трубке анализатора имеется прорез для компенсаторов, сделанный под углом 45° к направлению колебаний анализатора.

Кроме того, на диафрагмы прилегающих к микроскопу окуляров наклеены нитяные кресты, а сбоку в каждый окуляр ввинчен винтик, который должен входить в выемку, вырезанную на верхнем краю тубуса микроскопа, и удерживать окуляр и крест нитей в их постоянном положении.

К микроскопу должны прилагаться изготовляемые заводом «Геофизика» окуляры 4×10 и объективы — $12 \times$ и $20 \times$. Объектив $12 \times$ имеет две отвинчивающиеся порознь линзы и может кроме полного своего $12 \times$ увеличения давать также увеличения $8,7 \times$ и $5 \times$; для полу-

чения часто употребляемого $5 \times$ увеличения нужно отвинчивать обе линзы сразу. С таким набором оптики микроскоп может давать увеличения $20 \times$, $35 \times$, $50 \times$, $80 \times$, $120 \times$ и $200 \times$.

Устройство штатива школьного микроскопа не позволяет наклонять его тубус; однако микроскоп при работе все же можно устанавливать в наклонном положении, для чего автор рекомендует пользоваться простой наклонной деревянной подставкой. Для установки скрепленных николей, удалив объектив и окуляр микроскопа, ставят его перед лампой, надевают на тубус анализатор и рассматривают через него изображение нити лампы. Поворачивают весь анализатор для наибольшего затемнения изображения и в этом положении закрепляют муфту анализатора с помощью зажимного винта.

Регулировка освещения поля зрения производится путем наклона откидного зеркала и поворачивания всего микроскопа. Для лучшей видимости всего поля зрения окуляры гильзу с призмой анализатора нужно устанавливать для разных окуляров на различной высоте (ввиду неодинакового положения выходного зрачка микроскопа при разных окулярах), передвигая ее в вертикальном направлении. При работе с малым увеличением ($5 \times$ объектив конденсор нужно удалять. При средних увеличениях ($12 \times$ и $20 \times$ объектов) нужно пользоваться конденсором. Для наблюдения рельефа минералов и полоски Бенке, а также при измерении показателей преломления минералов иммерсионным методом конденсор нужно удалять. Если измерения иммерсионным методом производятся со светофильтрами, то следует пользоваться специальным осветителем для микроскопов или достаточно яркой (не менее 100 вт) лампой, которую нужно ставить вблизи микроскопа и заслонять матовым стеклом. Углы угасания можно измерять как без конденсора, так и с конденсором, так как последний имеет небольшую апертуру. В обоих случаях точность отсчета получается около $0,5^\circ$ даже для минералов с небольшим двупреломлением (полевые шпаты). Наблюдения в сходящемся свете на этом микроскопе можно осуществить путем применения микроконоскопа Иогансен-Веденевой¹, в пределах, ограниченных апертурой микроконоскопа. Для получения сходящегося света необходимо вводить конденсор и, кроме того, подкладывать под объект матовую целлулоидную пленку. Таким образом первая модель упрощенного минералогического микроскопа позволяет производить почти все основные петрографические наблюдения и измерения, конечно в тех пределах, которые определяются даваемыми этим микроскопом увеличениями. С помощью такого микроскопа можно определять структуру пород, рельеф, характер удлинения, знак и плеохроизм минералов, измерять их углы угасания, а также их показатели преломления иммерсионным методом.

Следовательно, эти микроскопы пригодны для работ студентов в соответствующих вузах и техникумах для производственных мастерских, а также для заводских лабораторий в тех отраслях промышленности, где может быть

¹ Труды Института прикладной минералогии вып. 54.

применен поляризационный микроскоп (химическая промышленность, производство стройматериалов, огнеупоров и т. д.), и в тех случаях, когда исследуемые объекты не требуют больших увеличений.

За основу для второй модели (фиг. 2) взята усовершенствованная модель школьного микроскопа, снабженная конденсором, микрометрическим винтом и вытяжным тубусом. Для превращения этого микроскопа в минералогический его столик был заменен вращающимся столиком, кроме того, к нему добавлены накладной анализатор, поляризатор и щипцы для объективов. Накладной анализатор и столик второй модели сделаны точно такими же, как и у первой модели. Щипцы для объективов (а также и навинчивающиеся на объективы кольца) сделаны в общем по типу щипцов старой модели поляризационного микроскопа фирмы Винкель-Цейс. В качестве поляризатора взята укороченная призма Николя с отверстием 10×10 мм. Держатель поляризатора надеет на вертикальный стержень, ввинченный снизу в столик микроскопа. Поворачивая вокруг этой оси, поляризатор можно откидывать в сторону и ставить на место и закреплять в последнем положении с помощью винта. К столику снизу прикреплен цилиндрический обойма, в нее вставляется конденсор микроскопа и удерживается в ней трением. Прилагаемый заводом к микроскопу конденсор состоит из 2 линз, имеет апертуру 0,7 и снабжен ирис-диафрагмой. Между конденсором и верхним концом поляризатора оставлено небольшое свободное пространство, позволяющее в случае надобности несколько опускать конденсор.

К микроскопу должны прилагаться объективы $12 \times$, $20 \times$ и $40 \times$ и окуляры $4 \times$, $7 \times$, $10 \times$. $7 \times$ окуляр предполагается снабдить микрометром. С таким набором оптики можно получить, кроме упомянутых выше увеличений первой модели, также еще увеличение $280 \times$ и $400 \times$.

Установка скрещенных николей у второй модели производится таким же способом, как и у первой. Конденсором необходимо пользоваться при работе с $20 \times$ и $40 \times$ объективами.

При работе с $5 \times$ объективом (а также и с $7 \times$ и с $8 \times$) конденсор нужно удалять, для чего, откинув в сторону поляризатор, берут конденсор за оправу ирис-диафрагмы и вытаски-

вают его вниз. При $12 \times$ объективе можно работать и с конденсором, но во избежание затемнения краев поля зрения конденсор нужно при этом слегка опустить вниз, добиваясь наилучшей освещенности поля зрения.

Апертура, даваемая конденсором сходящегося светового пучка регулируется ирис-диафрагмой. При сведенной почти доотказа ирис-диафрагме получается почти параллельный световой пучок, при котором уже ясно виден рельеф минералов и полоска Бейке. Поэтому при наблюдении рельефа минералов, а также при производстве измерений показателей преломления иммерсионным методом и вообще при рассматривании полоски Бейке конденсор можно не удалять, но ограничиваться только сведением ирис-диафрагмы. Для наблюдений в сходящемся свете нужно пользоваться $40 \times$ объективом, открывая полностью отверстие ирис-диафрагмы. Картина в сходящемся свете, которую рассматривают через анализатор, удалив окуляр, здесь получается значительно лучше и охватывает больший телесный угол, нежели у первой модели.

Вторая модель позволяет производить все те же операции, что и первая, но пределы возможности производства различных наблюдений и измерений здесь значительно расширяются, благодаря наличию больших увеличений.

Этот микроскоп близко подходит по типу к заграничным моделям учебных минералогических микроскопов и может получить широкое распространение в вузах, а также и в производственных лабораториях. Он пригоден также и для петрографической обработки результатов геологической разведки особенно в тех случаях, когда в лабораториях уже имеется несколько микроскопов. В таком случае более простую работу можно выполнять на упрощенных микроскопах; более же сложные работы, например работы, требующие применения федоровского столика, точных компенсаторов или очень больших увеличений, производить на сложных больших микроскопах. Конечно выпуск упрощенных микроскопов ни в какой мере не устраняет необходимости в развертывании производства больших минералогических микроскопов. Однако и упрощенные микроскопы могут не только временно ослабить нужду в больших микроскопах, но и применяться наряду с ними.

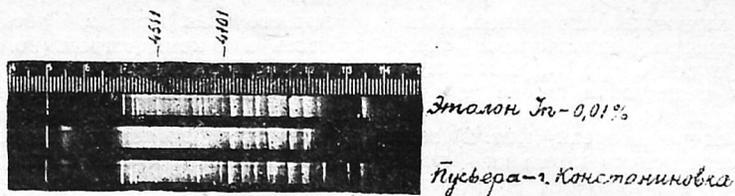
Р. В. Кондогури, Р. М. Бауман и Л. И. Клягина

Поиски индия и таллия в отходах некоторых производств

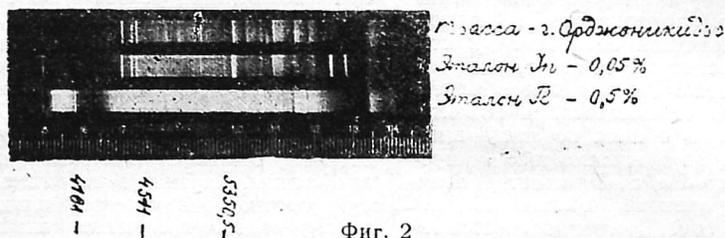
1. В 1934 г. Одесский научно-исследовательский химический институт получил ряд проб из отходов сернойкислотных производств для исследования их на индий и таллий. Работа состояла из двух частей: химической и физической. Конечной целью работы была спектральная проверка каждого образца.

2. В первой части — мелкоизмельченный образец в количестве 25 г переводился в раствор. Для этого отходы щинкового производства не-

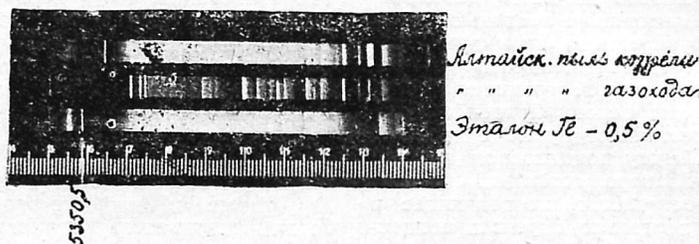
посредственно растворялись в соляной кислоте, отходы же других производств, например свинцового, нагревались с азотной кислотой либо с соляной кислотой и бертолетовой солью. Полученный раствор отфильтровывался и для удаления свободной соляной кислоты и отделения свинца выпаривался с концентрированной серной кислотой. Остаток выщелачивался водой и вновь отфильтровывался. Если в фильтрате находилась медь, то применялось осаждение



Фиг. 1



Фиг. 2



Фиг. 3

сероводородом. При этом для предотвращения потери индия и таллия кислотность не должна была превышать 5 см^3 серной кислоты на 100 см^3 воды. Полученный фильтрат обрабатывался металлическим цинком в течение 12 час., после чего индий и таллий с другими металлами (кадмий) выделялись в виде губчатой массы. Этот осадок отделялся от цинка, промывался горячей водой, растворялся в азотной кислоте и раствор выпаривался. Наконец, после добавления нескольких капель соляной кислоты и воды отфильтровывали раствор, который служил для спектральных определений.

3. Во второй физической части работы полученные растворы подвергались исследованию при помощи спектрографа. Применен был метод эмиссионных спектров. Для этого раствор в количестве $1-1,5 \text{ см}^3$ помещался в фильгураторе и искровой спектр исследуемого вещества фотографировался.

На одном и том же снимке путем параллельного смещения кассеты получался ряд спектров. Обычно, первым спектром являлся эталон индия или таллия.

Чтобы судить о количественном содержании данного элемента, применялся ряд эталонов с различной концентрацией этого элемента. Интенсивность линий в спектре исследуемого образца сравнивалась с интенсивностями линий

у эталонов и, таким образом, устанавливались пределы для концентрации исследуемого образца¹.

4. В результате этих работ было установлено присутствие индия в ряде проб из отходов цинкового и других производств. Однако более значительное количество индия, приближающееся к количеству, имеющему практическое значение, находится в двух пробах в пусьере Константиновского цинкового завода и в трассе с дестилляционного производства цинка Электроцинкового завода г. Орджоникидзе.

На фиг. 1 дается снимок спектра Константиновской пусьеры, на фиг. 2—спектр трассы г. Орджоникидзе. В первом случае количество индия приближается к $0,25\%$ в исследуемом отходе, во втором — к $0,05\%$.

Таллий, вообще, был обнаружен в отходах Алтайского сернокислотного завода (фиг. 3) в котельной пыли (от $0,01$ до $0,001\%$) и в пыли газохода (приближается к $0,001\%$). Как видно из спектрограмм, количества его здесь очень незначительны.

Одесса

Н. И. Химический институт

¹ L. Fresenius, «Zeitschrift für anal. Chemie», 86, 182, 1931.

Новое в химическом отмучивании глин

Химическое отмучивание завоевало прочное положение в практике наших каолиновых заводов (Глуховецкий, Турбовский и Просняновский).

При дальнейшем развитии этого способа обогащения он должен охватить наиболее дисперсные глины, как, например, типа часов-ярских, которые до сих пор считались небогатными.

Наиболее грубые из этих глин так называемые балыки все же являются материалом, в высокой степени тонким.

В табл. 1 приводим механический анализ балыков Староартемовского карьера.

В 1934 г. Украинский Механобр по заданию треста Укротнеупор провел полупромышленные опыты по обогащению часов-ярских балыков и среднесортных глин.

Путем применения химического отмучивания задачи были разрешены блестяще, но некоторыми дополнительными приемами.

Установлено, что дезинтеграция глины должна вестись в два приема:

1. Предварительная дезинтеграция в шаровой галечной мельнице;

2. Окончательная дезинтеграция после предварительного осаждения более крупного песка в специальной мешалке дезинтеграторного типа с большим количеством оборотов.

Перед предварительной дезинтеграцией необходимо предварительное замачивание балыков (для среднесортных глин необязательно) в чанах, куда к воде прибавляется растворимое стекло как пептизатор¹.

Пользуясь указанным способом, получим следующие результаты: при содержании в исходном балыке 16—17% Al_2O_3 в концентратах получено:

- | | |
|--------------------------|------------------------|
| 1) 37,59% Al_2O_3 | |
| при выходе его | 30,7% (SiO_2 47,53) |
| 2) 35,00— Al_2O_3 при | |
| выходе его | 5,36% (SiO_2 51,20) |
| Всего | 36,26% |

В хвосты уходили:

- | | |
|--|--------|
| 1-я фракция с содержанием | |
| SiO_2 —90,91% при выходе его | 38,47% |
| 2-я фракция с содержанием | |
| SiO_2 —74,33% при выходе его | 25,25% |

¹ Процесс был освещен автором еще в 1926 г. на страницах журнала «Минеральное сырье» в статьях «Новый метод отмучивания каолинов» и «Методики нового способа отмучивания».

Таблица 1

Наименование участка и карьера	Механический состав в мм							
	0,25 0,05	0,05 0,01	0,01 0,005	0,005 0,001	0,001 0,0005	0,0005	Гигр. вода	0,005
Староартемовск	3,72	4,52	38,28	14,68	17,86	20,93	2,57	53,47
"	—	11,08	29,65	17,11	14,48	27,91	2,56	59,43
"	—	0,62	35,65	17,69	17,35	31,42	2,65	66,46

Таблица 2

Название глины	Сырая глина			Обогащенная глина K_I				Обогащенная глина K_{II}			
	SiO_2	Al_2O_3	потеря при прокаливании	выхода	SiO_2	Al_2O_3	извлеченное Al_2O_3	выхода	SiO_2	Al_2O_3	извлеченное Al_2O_3
P _{II}	61,71	25,75	7,67	45,82	47,87	35,94	61,19	12,89	52,24	32,75	15,69
P	56,88	29,39	9,10	50,57	48,53	35,75	62,8	15,74	52,27	32,05	17,51
PB	52,79	31,98	10,0	57,83	48,3	35,40	64,51	8,72	51,70	33,10	9,09

При более глинистых балыках соответственно возрастали выхода при том же качестве хвостов.

Для среднесортных глин получены следующие результаты (табл. 2).

Из табл. 2 видно, что даже 2-й концентрат КП по качеству не уступает лучшим сортам часов-ярских глин.

Промышленные опыты с балыками показали значительную эффективность и простоту способа. Ориентировочно стоимость получения 1 т концентрата равна 20—22 руб.

Выгодность обогащения как балыков, так и среднесортных глин вытекает из существующих на них цен.

$P = 10$ руб/т.

Высшие сорта № 5 и 6 — 25 руб/т.

Стоимость же концентратов указанного качества должна намного превысить стоимость лучших сортов часов-ярских глин.

1) Количество воды затворения

для исходной пробы — 25%.

Концентрата K_{II} — 32,7%

Концентрата K_I — 37,0%

2) Показатели огнеупорности

исходного продукта — 31 SK — 1690° Ц

Концентрат K_{II} — 32—33 SK — 1720° Ц

Концентрат K_I — 33 SK — 1730° Ц

3) Показатели пластичности по Аттербергу:

Исходный продукт — 34,9

Концентрат K_{II} — 45,0

Концентрат K_I — 67,2

Керамические испытания полученных концентратов среднесортных глин, произведенные проф. Крамаренко, дали следующие результаты:

4) Температура спекания для концентратов та же, что и для исходного материала, и поэтому интервал между температурой спекания и плавления возрастает. Проф. Крамаренко обращает особое внимание на высокую пластичность получаемых концентратов.

Инж. Е. А. Слепцов

Ольгинское месторождение плавленого шпата

Летом 1934 г. во время геологопоисковых работ, производимых экспедицией Всесоюзного института минерального сырья (б. ИМП), было открыто месторождение плавленого шпата в пади Одолуй, являющейся правым притоком реки Мокрая Антия. Месторождение находится в 12 км к юго-востоку от Калануйского рудника и, следовательно, входит в состав Тургинской группы месторождений плавленого шпата¹.

Площадь месторождения сложена, главным образом, осадочно-метаморфическими породами, представленными песчаниками и глинистыми сланцами, в меньшей степени гранодиоритами (Тургинский массив) и жильными образованиями. Осадочно-метаморфическая толща характеризуется целым рядом переходов от глинистых сланцев через песчаные сланцы к песчаникам, и наоборот. Переслаивание песчаников и сланцев настолько тесное, что их расчленить удается только при детальных съемках, начиная с масштаба 1 : 25 000. Петрографической особенностью этих пород (песчаников и глинистых сланцев) является обилие глинистого материала, почти полное отсутствие известкового и присутствие небольшого количества кремнистого. Песчаники по содержанию полевого шпата аркозовые желто-серого, зеленовато-серого и иногда буроватого цветов грубозернистой структуры, состоящие из плохоокатанных зерен полевого шпата, кварца, редко обломков изверженных пород и глинистого цемента. Полевой шпат представлен ортоклазом, олигоклазом, микроклин-петритом и альбит-олигоклазом. Цемент по количеству незначителен и состоит из чешуек каолина, реже серицита и очень редко кальцита. Полевые шпаты разрушены кальцинизацией и при этом центры зерен мутнеют, периферия серицитизирована и превращена в

мелкий агрегат чешуек и пластинок серицита. Количественные соотношения составных частей в песчаниках непостоянны. В некоторых разновидностях преобладают обломки минералов, а в других обломки горных пород.

Песчаники в сравнении с глинистыми сланцами по количеству находятся в подчиненном положении и на северо-западе площади залегают в виде сближенных линзообразных прослоев, к юго-востоку же прослой расширяются, и песчаники слагают две мощные толщи.

Глинистые сланцы по внешнему виду черные, синевато-черные и характеризуются плотным строением и тонколитчатой отдельностью. Под микроскопом состоят из мелкораздробленных зерен кварца, меньше полевого шпата и небольшого количества второстепенных минералов — тонких иголочек рутила, зернышек циркона и пирита, каолина, скоплений лимонита, серицита, хлорита и углистого вещества, которое и придает сланцам темную окраску. При прокаливании сланцы теряют темную окраску. Преобладающая роль в цементе принадлежит сильно разрушенным кварцево-каолиновым агрегатам.

В возрастном отношении И. Е. Худлевым по найденной им фауне, а главным образом флоре, осадочная толща отнесена к средней юре. Толща собрана в крутые, сравнительно мелкие складки при общем северо-западном простирании от 300 до 320° и при крутом падении в обе стороны в пределах от 60 до 80—85°. Падение преобладает южное, и складчатость носит изоклинальный характер с затроминутой на север. Гранодиориты примыкают к месторождению с севера в виде значительного, так называемого Тургинского массива и прорезают описанную юрскую толщу. По внешнему виду они светлорозового цвета, крупнозернистые. Иногда приобретают порфиризовидную структуру благодаря крупным выделениям крист-

¹ См. «Минеральное сырье» № 3, 1934 г.

таллов полевого шпата-микроклина. Кварц и щелочные полевые шпаты содержатся в большом количестве. Из темных минералов присутствуют почти исключительно биотит. Содержится немного титанита, циркона, апатита и рудных минералов. Контактные воздействия на глинистые сланцы выражаются в том, что последние осветлены и окремнены и прорезаны сетью мелких прожилков кварца.

Жильные породы преобладающего северо-западного простирания представлены полевошпатовыми порфиритами, диорит-аплитами и редко кварцем.

На месторождении в значительной степени распространена брекчия глинистого сланца, сцементированная кремнекислотной и расположенная отдельными вытянутыми участками северо-западного простирания.

В противоположность другим месторождениям Турпинской группы Ольгинское представлено не одним жильным телом, а системой жильных зон различного простирания. В основном на месторождении представляется возможным выделить 2 зоны с простираниями: приближающимися к широтному направлению, точнее СВ 80—85° при падении от 60 до 85° на юг (редко вертикальное), и приближающимся к меридиальному — СЗ 345° < 65—80° З. Наибольший промышленный интерес представляет жильная зона широтного простирания, которая разведочными канавами и обломками плавика, находящимися в элювии, установлена на протяжении около 1 км. Мощность невыдержанная, и если в центральной части колеблется от 0,5 до 2 м, то к востоку падает до 0,2—0,3 м. Чрезвычайно редкая сеть пройденных канав не позволяет это утверждать с достоверностью как закономерность прослежена. Вторая зона на более коротком расстоянии (около 150—200 м) и, повидимому, к северу она заканчивается расщеплением жилы на несколько ответвлений, подобно жиле Калангуйского месторождения. Мощность жилы колеблется от 0,1 до 1,5 м.

Характерным для обеих зон является развитие в зальбандах жил плавикового шпата мощных полевошпатовых порфиритов (постоянное явление на месторождениях плавикового шпата в Верхнем Забайкалье).

Плавиковый шпат по своему строению различен для каждой зоны. В первой широтной он по внешнему виду приближается к абагайтуйскому; имеет, преимущественно, массивное строение со слабо выраженной ленточностью, бесцветный или зеленого цвета. Во второй зоне плавик, главным образом, шестоватого сложения со стремлением к развитию радиальнолучистых концентрических стяжений. Повидимому, плавик меридиальной зоны более позднего происхождения, чем в широтной.

Произведенные немногочисленные анализы показывают чрезвычайно высокое качество полевого ископаемого (в %):

SiO ₂	CaF ₂
20,26	69,10
4,71	90,17
2,54	94,48
2,00	95,35
5,44	91,44

Запасы для разведочных участков выражаются следующими цифрами (в т):

B — 10 000
C — 51 000

Само собой разумеется, что этими цифрами вряд ли исчерпывается весь запас месторождения. Во всяком случае необходимо в ближайшее же время проведение детальной разведки.

Относительная близость месторождения к линии ж. д. и к Калангуйскому руднику, высокое качество плавикового шпата заставили уже в конце 1934 г. начать на месторождении добычные работы. За 1934 г. (последние 2 мес.) добыто около 500 т плавика, а сейчас рудник выдает около 200 т товарной продукции в месяц.

Н. С. Лаврович

К проблеме использования гипса Восточносибирского края

Данные разведки Восточносибирского края показывают колоссальные запасы гипса общим количеством 19 млн. т.

Из утвержденных запасов имеем по месторождениям (в тыс. т).

Ташкейское А ₂	407
Б	4 462
Петуховское А ₂	419
Гладкая гора А ₂	1 351
Б	1 538
С	10 251
Богутуйское А ₂	474

Наряду с развертыванием промышленности края (Черемовский комбинат, Ангарстрой и др.) при планировании улучшены промадные ресурсы гипса и ангидрита, ценного для края сырья химической и строительной промышленности.

В то же время по данным Госплана СССР потребности только в алебастре в Восточной Сибири и Далькрае определяются на вторую пятилетку в 150 тыс. т.

С 90-х годов до настоящего времени промышленное использование гипса идет в направлении обжига гипса на весьма кустарных предприятиях с выдачей низкого качества алебастра.

Запроектированный алебастровый завод на ст. Иннокентьевская производительностью 40 тыс. т годовых имеет ряд существенных дефектов:

1. Производительность завода не отвечает действительной потребности даже только Восточносибирского края.

2. Местоположение завода выбрано в расстоянии 200 км от месторождения в связи с отсутствием на месторождении воды. Это положение является результатом незначительных размеров запроектированного завода, определяющее нерентабельность больших капиталовложений на сооружение водопроводов, колодезев и плотин. И наконец, проектное задание ориентируется исключительно на производство алебастра, игнорируя возможности комплексного освоения месторождения.

Из всего многообразия возможностей использования гипса первоочередно следует остановиться на проблеме получения портландского цемента и серной кислоты.

При наличии доменных шлаков Черемховского комбината и Петровского завода может быть организовано производство шлакового цемента.

Как показали результаты геологоразведочных работ 1929 г., в окрестностях ст. Сысерть пестроцветный балаганский гипсоносный горизонт верхнего кембрия в значительной своей части сложен глинистыми мергелями, которые при низком содержании карбонатных компонентов не могут быть использованы для приготовления портландского цемента без добавления чистых известняков, отсутствующих во всех ближайших районах.

Вариант предполагавшейся постройки портландского цементного завода в районе ст. Сысерть был осложнен в сырьевых возможностях фактором отсутствия известняков для добавления к глинистым мергелям. Если же подойти к комплексному разрешению проблемы портландцементного производства, с точки зрения одновременного получения остродефицитной серной кислоты, при котором будет иметь место использование CaO из гипса, то перспективы использования гипса и глинистых мергелей должны получить заманчивое положительное разрешение.

Эта проблема является для Восточной Сибири чрезвычайно актуальной как с точки зрения хозяйственной, так и оборонного значения. Как известно, в части технологии этого процесса много и не безуспешно работали на Западе и в союзных исследовательских институтах.

В Германии (Леверкузен), и судя по отрывочным данным в периодической печати, и в других странах был осуществлен в промышленных масштабах процесс восстановления гипса в присутствии глины и других добавок по способу Ф. Байер производительности 3 тыс. т клинкера и 2 800 т моногидрата серной кислоты.

Добавка глины соответственно составу портланд-цемента значительно снижает температуру восстановления гипса, давая в то же время возможность помимо серной кислоты получать высококачественный портландский цемент.

При таком комбинированном использовании компонентов гипса этот метод вполне выдерживает экономические сравнения с общеизвестными методами производства серной кислоты.

Проведенные в этом направлении работы в лабораториях институтов Союза и полуза-

водские испытания Гос. институтом цемента вполне подтверждают данные работы комбинированного завода портланд-цемента и серной кислоты в Леверкузене.

Небезынтересным является также возможность использовать вероятные запасы ангидрита. Они приурочены к низам среднего кембрия и прикрывают совместно с доломитами, повидимому, мощную толщу каменной соли, с которой в свою очередь также переслаиваются.

В разрезе Булайской окважины № 1 (в 30—35 км к северо-западу от г. Усоля) первые слои ангидрита появляются на глубине 40 м.

Использование ангидрита может идти в направлении ангидритового цемента (Будников). Технология производства его проста и заключается в размалывании природного сырья с добавлением до 3% щелочных веществ.

Ангидритовый цемент находит себе применение для внутренних и внешних отделок и кладки кирпича.

К сожалению, никаких опытных работ в области изготовления ангидритового цемента на базе восточносибирского сырья еще не производилось.

Выводы. 1. Использование гипса для производства лишь штукатурного алебаstra не разрешает комплексную проблему использования громадных запасов Восточносибирского края.

Комплексная переработка гипса должна идти в направлении получения серной кислоты и портланд-цемента.

2. Поставить углубленное детальное научное исследование вопроса, особенно применительно к гипсам Восточносибирского края, обладающим специфическими особенностями и не подвергавшимся до сего времени исследованиям.

3. Изучение этих вопросов должно производиться под контролем и консультацией специалистов союзных научных учреждений и в основном в их лабораториях.

4. Обязанность руководящих организаций Восточносибирского края, в частности организаций, планирующих научно-исследовательскую работу, заострить внимание советской общественности на проблеме изучения гипсов края, добиться кредитов на развертывание работы, включение ее как первоочередной в тематический план научных работ в 1935 г.

Необходимо заострить внимание специалистов в разрезе комплексного изучения проблемы гипса и ангидрита.

Гранина и Я. Яржемский

Предварительное изучение комплексного обогащения продуктов разложения некоторых кристаллических пород Украины

Прибрежные пески являются естественными концентратами некоторых весьма полезных минералов, находящихся в крайне рассеянном виде в тейсовом массиве.

Начиная с 1919 г. до последнего времени, прибрежными песками интересовались различные геологоразведочные партии.

В 1932 г. химические и радиактивные испытания проб были проведены Одесским институтом редких элементов. В результате таких работ френоносцировочных исследовательских партий был найден ряд месторождений рудоносных песков. При исследовании руды разных участков на содержание двуокиси титана, циркония и ванадия оказалось, что в отдельных случаях содержание TiO_2 достигало 35%, но в большинстве случаев содержание колебалось от нескольких процентов до десятых долей процента. Цирконий был обнаружен лишь в образцах Ногайского месторождения и Ореховской линзы в количествах чрезвычайно малых. Украинским Механобром в 1934 г. были исследованы 3 пробы прибрежного песка. Исходные продукты минералогическому исследованию не подвергались, исходя из того соображения, что прибрежные пески в общей своей массе состоят, главным образом, из кварцевого песка, что весьма затрудняет при исследовании под мик-

роскопом находить более редких минералов. И только минералогическое исследование продуктов обогащения дало возможность обнаружить присутствие в этих песках весьма ценных редких минералов (циркон, бадделит, монацит) и менее редких минералов (альмандин, дистен).

В результате испытания мариупольских песков удалось получить с достаточно высоким содержанием ильменитовый концентрат и циркононовый концентрат. Исходный песок сначала пропускать через мокрый концентрационный стол, после чего получалось 2 продукта: чистые хвосты — кварцевый песок с выходом 63% и концентрат с содержанием TiO_2 — 30,49% и ZrO_2 — 6,04%.

Сухая магнитная обработка концентрата стола в магнитной фракции дает ильменитовый концентрат с выходом 27,4% и содержанием в ней TiO_2 — 40,31%.

В немагнитной фракции остается циркон с остальными слабомагнитными минералами. Обработка немагнитной фракции на концентрационном столе удаляет последние остатки кварца, цветных силикатов и выделяет циркононовый концентрат с содержанием в ней двуокиси циркония 30,39% с выходом 3,85% от исходного и 10,35% от первого концентрата стола.

У. И. Енижеев

О сфероидных включениях в гагате

В ноябре 1933 г. в связи с рентгенологическими исследованиями сибирского гагата было обращено внимание на единообразный характер включений в некоторых его образцах.

При рассматривании в лупу шлифов гагата каждое включение имеет округлую форму. Сравнивая между собою фигуры (срезы) включений, расположенных в плоскости одного и того же шлифа, мы наблюдаем почти полное геометрическое подобие контуров этих фигур при различии только размеров их.

Только в одном направлении, параллельном плоскости сланцеватости гагата, контуры включений в срезах имеют форму круга. Во всех срезах, не параллельных плоскости сланцеватости, форма контуров эллиптическая с одинаковым отношением больших и малых осей для каждого данного направления среза.

Длинные оси эллипсов параллельны ребру пересечения двух плоскостей шлифов, из которых одна дает фигуры сечений для включения — только крупн, а другая эллипсы.

Это указывает на то, что мы имеем дело с пространственно одинаковой формой включений и что, кроме того, эта пространственная форма однозначно ориентирована во всем теле гагата.

Пространственная геометрическая фигура, удовлетворяющая наблюдаемым контурам срезов включений для двух взаимно-перпендикулярных плоскостей шлифов, изображающихся кругами для одной плоскости и эллипсами в другой плоскости, причем так, что вытянутости эллипсов располагаются параллельно линии пересечения плоскостей шлифов, есть сжатый

эллипсоид вращения или, иначе говоря, сфероид.

Об образовании этих включений можно сделать следующие предположительные выводы:

1. Основная гагатовая масса и находившиеся в ней включения представляли собою первоначально жидкие тела.

2. Первоначальная форма включения была шаровидная, но под влиянием двух причин: а) давления (налегавших слоев) и б) усыхания самой жидкости гагатовой массы деформировалась в сжатую сфероидальную форму.

Таким образом геометрическая форма самого сфероида включений, иначе говоря, степень сжатия сфероида, должна служить характерной силой давления, а следовательно, и глубины залегания.

Рентгенографическим подтверждением для однозначной направленности сил давления как для самого тела гагата, так и для находящихся в нем включений может служить обнаруживаемая при рентгеносъемке гагата, хотя и в слабой степени, текстура самого гагата, в которой основная часть — высокодисперсные кристаллиты графита — своим базисом располагаются перпендикулярно к силе давления, а следовательно, и перпендикулярно к оси сфероида. Рентгенографической же картины для определения агрегативного состояния для самих включений выявить не удалось вследствие большой прозрачности вещества включений для рентгеновых лучей и незначительности количества вещества в каждом включении в отдельности.

К. В. Васильев

Рефераты и библиография

«Акад. Ф. Ю. Левинсону-Лессингу к пятидесятилетию научной деятельности». Труды Петрографического института Академии наук СССР, 492 стр., 1934 г., 20 руб.

Прекрасно изданный сборник содержит в себе большое число небольших петрографических работ, охватывающих разнообразные районы СССР и не менее разнообразные породы. Статьи написаны учениками юбиляра. Затронуты также в статьях частью и полезные ископаемые; так, в статьях Бельякина «Магматические породы и некоторые полезные ископаемые Западной Грузии», в частности асканиты, кобулетская глина и др. Мир-Али Кашкая «Об осмистом иридии и золотоносных шпихрах Кузнецкого Алатау», Гинзберга «К вопросу об оценке сырья для каменнолитейной промышленности», Никогосяна «Физико-химическое исследование накрита окрестностей Симферополя», Белякина и Феодотьева «К вопросу о дегидратации гипса», Немовой «Микроскопическое исследование бокситов Северного Урала».

Проф. В. Лучицкий

И. И. МАЛЫШЕВ, П. Г. ПАНТЕЛЕЕВ и А. В. НЭК. Титаномагнетитовые месторождения Урала. Академия наук СССР. Совет по изучению природных ресурсов (СОПС). Уральский филиал Академии наук СССР, 1934, 64 стр., 39 рис., 27 микрофотографий, цена 14 руб.

С 1927 г. детальные систематические работы по изучению, разведке и освоению титаномагнетитовых месторождений Урала были начаты и проведены Институтом прикладной минералогии, причем при изучении этих месторождений Институт прикладной минералогии применил лежащий в основе его работ комплексный метод — от изучения и разведки месторождения через минералого-петрографическое, химическое и технологическое исследования до обоснования проекта предприятия. Данная работа составлена, главным образом, двумя видными сотрудниками Института прикладной минералогии — И. И. Малышевым и П. Г. Пантелеевым, из которых первый состоит сотрудником Академии наук СССР; составлена она, главным образом, на основании тех научно-исследовательских работ, которые проведены были этими двумя научными работниками при активном участии в разведке титаномагнетитовых месторождений П. Н. Маркова, в книге не упомянутого, но результаты работы которого были использованы авторами.

Книга представляет глубокий интерес по той причине, что в ней с большой тщательностью и детализацией собран и частью дополнительно проработан огромный материал по изучению титаномагнетитовых месторождений Урала. Дана геологическая и петрографическая характеристика ряда месторождений, описана форма и протяжение рудных тел, охарактеризована тектоника месторождений, также результаты геофизических исследований, приве-

дены довольно детальные данные по проведенным разведочным работам. Далее дана детальная характеристика качества рудных масс с многочисленными данными по химическим анализам (приведены данные, главным образом, по содержанию Fe, V_2O_5 , TiO_2 , Cr_2O_3 , SiO_2 , S, P), также данные халькографического исследования; затронуты по ряду отдельных месторождений вопросы генезиса, запасов и сделаны выводы относительно значения месторождения и использования их. Особенно детально затронуты такие месторождения, как Кусинское, Копанское, Радостное и Уфалейская группа месторождений, Первоуральское месторождение, месторождения горы Качканар, Билимбаевское, Юбрьшки и ряд других более мелких; последние часто в связи с отсутствием данных разведок только в кратких чертах. Описания всех более крупных месторождений охарактеризованы и освещены также хорошо выполненным графическим материалом (карты, разрезы, фотографии, микрофотографии).

Во второй части затронуты довольно детально вопросы генезиса, классификации и общей оценки месторождений титаномагнетитов Урала. Вопросы генезиса изложены в краткой форме и далеко не всегда убедительны. Кратко затронуты вопросы геохимии.

Следует отметить, что вопросы технологии в данной работе не затронуты.

Данный труд является прекрасным вкладом в наши познания геологии этого нового вида минерального сырья Урала, изученного в последние годы, для которого установлено крупное промышленное значение. Можно пожалеть, что в данном издании недостаточно подчеркнута та роль, которую сыграл Институт прикладной минералогии в деле разрешения вопроса изучения и использования титаномагнетитов Урала, хотя тот материал, на котором построена значительная часть данного труда, получен при разведочных и научно-исследовательских работах Института прикладной минералогии.

Проф. В. Лучицкий

Проф. А. А. ПОЛКАНОВ, Геолого-петрографический очерк северо-западной части Кольского полуострова. Часть I. Академия наук СССР, 1935, 564 стр., 31 рис., 15 таблиц фотографий и микрофотографий с геологической картой Кольского фиорда и геологической картой северо-западной части Кольского полуострова в масштабе 1 : 400 000, цена 30 руб.

Капитальный труд, прекрасно проработанный, талантливо написанный, переполненный огромным количеством совершенно нового материала, с массой петрографических, оптических, химических данных, является ценнейшим вкладом в познание северо-западной части Кольского полуострова и рисует в новом виде геологию, петрографию и тесно связанные с ними полезные ископаемые данной части СССР, открывая новые перспективы использованию недр этого богатого района.

Прекрасный знаток данного района проф. А. А. Полканов дает прежде всего глубоко и исключительно хорошо проработанный материал по петрографии изученного им района одновременно с описанием многочисленных и разнообразнейших пород, характеризуя также их генезис, сравнивая их с породами других районов; особенно много места уделено вопросам генезиса железорудных месторождений и амфиболитов, с ними связанных. Тщательно проработан вопрос генезиса ряда других пород, процессов автоинъекции, инъекции контактного метаморфизма, возрастных отношений пород, тектоники.

В сравнительно кратком обзоре полезных

ископаемых затронуты вопросы распределения руд, золота, молибдена, свинца, никеля и в особенности железа с титаном и без него и др.; особенно много места уделено железным рудам. Автором кратко затронуты также и многочисленные месторождения разнообразных видов неметаллических ископаемых, в том числе барита, полевых шпатов и пегматитов, граната, кианита и олимманита, о разнообразных каменных строительных материалах, глин.

Данная работа исключительной ценности опубликована Академией наук СССР с разрешения ЦНИГРИ.

Проф. В. Лучицкий

Письмо в редакцию

Ознакомившись со статьей проф. В. М. Крейтера «О курсе Методики разведочного дела», напечатанной в № 4 журнала «Разведка недр» за 1935 г., содержащей возражения Н. К. Скаковскому и упрямой в неосмотрительности проф. Н. М. Федоровского и инж. Шифрина, я считаю своей обязанностью просить опубликовать на страницах вашего журнала ниже следующее:

В 1934 г. Горгеолнефтиздатом выпущена под редакцией Н. Н. Иорданского книга Н. В. Барышева и Л. А. Русинова «Разведочное дело», ч. 1, рекомендованная по рецензии проф. В. М. Крейтера ГУУЗ в качестве учебника для геологоразведочных техникумов.

На стр. 64—65 этой книги авторами приводятся формулы для расчета проходки канав, причем указывается: «Все приведенные выше основания для расчета взяты по УПГР проф. М. М. Протоdjяконова».

Внимательное ознакомление с этой главой приводит к несколько иному выводу. Все основные формулы этого параграфа в том же виде и с теми же условными обозначениями содержатся в книге С. И. Таубера «Руководство по проектированию разведочных работ» [стр. 47—48, формулы (1), (2) и (4)], выпущенной Гориздатом в 1932 г. При этом в том виде, как эти формулы приведены у меня, их нельзя найти ни в каком другом печатном труде. В частности, безусловно оригинальным является введенный мной коэффициент K с числовым значением 1,1—1,4. Порядок изложения расчета, приведение формул и величина коэффициента K в книге Барышева и Русинова также совпадают полностью с таковыми же в книге С. И. Таубера. Интересно отметить, что допущенные мной вследствие наличия опечатки в материалах для урочного положения проф. М. М. Протоdjяконова ошибка в формуле (2) полностью повторена Барышевым и Русиновым. В. С. Домарев, раскрывший эту ошибку в статье «Об одной опечатке в «Материалах для урочного положения горных работ» («Разведка недр» № 19, 1934 г., стр. 42—43), пишет: «Отмеченные выше ошибки С. И. Таубера полностью повторяются в книге Н. В. Барышева и Л. А. Русинова «Разведочное дело», ч. 1. В параграфе «Основания для составления расчета и сметных соображений на проходку разведоч-

ных канав» эти авторы приводят те же формулы, указывая в конце, что основания для расчета взяты по УПГР М. М. Протоdjяконова. Фактически же Н. В. Барышев и А. Русинов полностью повторяют все ошибки расчета С. И. Таубера с некоторыми сокращениями в тексте. К этому, пожалуй, можно добавить, что, позавидовав у С. И. Таубера числовые значения коэффициента K , авторы «Разведочного дела» дали этому коэффициенту свое толкование, допустив еще одну ошибку.

Я должен подчеркнуть, что выведенные мной формулы основаны на формулах проф. М. М. Протоdjяконова и что поэтому не исключена возможность, что Н. В. Барышев и Л. А. Русинов исследовательским самостоятельным путем получили те же, что и у меня формулы. Но тогда удивительным является тождественность хода расчета, ошибок и числовых значений коэффициента K . Однако и в этом случае формулы выведены были мной впервые и были напечатаны за 2 года до выхода в свет «Разведочного дела».

Как уже вероятно догадывается читатель, изложение в общем незначительного вышеупомянутого факта вызвано отсутствием в имеющемся списке использованной литературы моей работы.

— В свое время не считал необходимым опубликование соответствующего письма, объясняя непомещение ссылки на первоисточник ошибкой или небрежностью. Возможность такого объяснения не исключается и сейчас, и я буду рад прочесть в печати соответствующий ответ авторов «Разведочного дела».

Однако наличие такой небрежности в работах Н. В. Барышева и Л. А. Русинова может быть отчасти объясняет резкий тон статьи Н. К. Скаковского и во всяком случае делает недопустимым тон, допущенный в вышеупомянутой статье проф. В. М. Крейтера. Осмотрительность необходима не только авторам писем (как видно проф. Н. М. Федоровский и инж. Шифрин вовсе не так «неосмотрительны», как полагает проф. В. М. Крейтер), но и редакторам и рецензентам.

Горный инженер С. И. Таубер

П/О. Могоги, Забайк. строительство рудника «Ключи»

Применение научно-исследовательских работ в промышленности

Письмо начальника Такобрудстроя

Несколько дней назад я возвратился из Таджикистана, куда выезжал для ознакомления с работами вашей Такобской экспедиции по плавиковому шпату.

Считаю необходимым сообщить вам, что экспедицией действительно проделана большая и хорошо выполненная работа. Имея задание по договору с Главметом пройти 125 пог. м подземных выработок (и дать запасы порядка 35 тыс. т), экспедиция сумела не только своевременно выяснить промышленное значение месторождения, но и добиться на месте отпуски дополнительных ассигнований и провести дополнительные работы, значительно превысившие всю программу основного задания Главмета.

Достаточно указать, что экспедицией пройдено штолен 253 пог. м вместо предусмотренных по основному договору 125 пог. м; проведено детальное опробование месторождений, также не предусмотренное первоначальной сметой.

Осмотр работ на месте производит своей тщательностью и качеством выполнения самое хорошее впечатление.

Приступая к организации и руководству строительством на Такобском месторождении, полагаю, что для меня лично работа экспедиции и ее результаты как в части технического выполнения, так и сроков работы и объема является примером на 1935 г. и последующие годы.

О применении маршаллита при изготовлении электродов с обмазкой ОММ-1

Отзыв

При сварке малоуглеродистой стали нами применяется покрытие электродов обмазкой ОММ-1 следующего химического состава:

- | | | |
|-------------------------------------|----|---------|
| а) Марганцевой руды (M—25%, Fe—35%) | 30 | вес. ч. |
| б) Кремнезема | 25 | » |
| в) Окалина | 4 | » |
| г) Ферромарганца | 7 | » |
| д) Крахмала | 15 | » |

В качестве кремнезема нами применялся люберецкий песок, измельчавшийся нами до просеивания через сито с 3 600 отв/см² без остатка. Качество неплавленного металла, получаемого при применении электродов с данной обмазкой, весьма высокое и равно лучшим образцам наплавки, получаемой при применении импортных электродов.

Нами было испробовано введение в обмазку маршаллита. При этом выяснилось, что благодаря чрезвычайно высокой степени измельчения, характерной для данного продукта, сварочные свойства электродов значительно улучшаются: наблюдается более спокойное горение вольтовой дуги и уменьшение разбрызгивания плавящегося электрода. Механические свойства наплавленного металла при этом не ухудшаются. Имея в виду, что размол песка даже до невысокой сравнительно степени (сито № 60) представляет значительные затруднения, а маршаллит, в естественном виде представляет готовый продукт, годный к применению при изготовлении обмазки, считаем крайне желательным обеспечение электродной промышленности данным материалом.

Маршаллит

За последние годы промышленность нерудных ископаемых обогатилась новым видом материала, получаемого кремнеземом (маршаллитом), который вызвал заслуженный интерес со стороны целого ряда отраслей промышленности.

Предварительные опробования маршаллита как сырья для металлургии (сварка стали, литейное дело) химической промышленности (ультрасера) для изготовления пластических масс в резиновой (как наполнитель), в фарфоро-фа-

янской и электропромышленности дают полное основание предполагать, что он найдет широкое применение в перечисленных отраслях промышленности.

В результате проведенных ИМС научно-исследовательских работ по очистке маршаллита комбинат Оргаметалл уже начал вводить его в состав обмазки для электродов.

Ст. инженер экспериментального отдела Оргаметалла дает следующий отзыв о маршаллите, очищенном по методу ИМС.

КО ВСЕМ АВТОРАМ

Редакция предлагает авторам руководствоваться при представлении ими машинописного материала нижеперечисленными указаниями, причем при несоблюдении таковых редакция вынуждена будет возвращать рукописи обратно.

1. Рукописи научных работ должны представляться переписанными на машинке с одной стороны, по возможности на листах стандартного размера бумаги с интервалами между отдельными строками. С правой стороны страницы необходимо оставлять небольшие поля (около $2\frac{1}{2}$ см).
2. В редакцию должны представляться первые экземпляры с машинки, т. е. лучшие, а не копии. Все строки по возможности должны иметь равные размеры, а страницы — одинаковое число строк.
3. Рукопись надлежит полностью перенумеровать без пропусков и повторений. Все исправления и дополнения должны производиться чернилами, четким шрифтом.
4. Все таблицы, математические выводы и сноски должны дублироваться, т. е. представляться в двух экземплярах.
5. Все математические и химические формулы, не могущие быть изображенными пишущей машинкой, должны вставляться в текст от руки обязательно чернилами и весьма четко (каллиграфически). То же относится и ко всем иностранным текстовым обозначениям.
6. Все чертежи и фотографии, иллюстрирующие данную работу, должны прилагаться отдельно, подколотыми на отдельном листе в порядке их нумерации (отноюдь не подклеивать), с указанием на обороте каждого рисунка его номера, фамилии автора и с четко написанным текстом, объясняющим рисунок. В самой же работе необходимо на полях указать места рисунков (рис. 1, рис. 2 и т. д.).

Чертежи должны помещаться только на одной стороне листа.

Все надписи и детали на чертежах должны быть особо четкими, и в тех случаях, когда авторы пользуются готовыми чертежами, детали и надписи, не относящиеся к данной теме, должны быть вычеркнуты.

7. Никакие исправления в тексте карандашом (простым, химическим или цветным) не допускаются.
8. Представленная в редакцию рукопись считается окончательной с момента представления ее, никаким изменениям и дополнениям не подлежит за исключением случая изменения некоторых цифровых данных.
9. В конце рукописи должны быть помещены: подпись автора, дата представления работы и точный адрес автора с указанием служебного и домашнего телефонов.

Редакция

**Ко всем работникам
заводов, рудников, карьеров
и научно-исследовательских институтов,
работающих в области нерудного
сырья для металлургии,**

В 1935 г. журнал «Минеральное сырье» регулярно освещает научно-технические и производственные вопросы промышленности нерудных ископаемых в металлургии при активном участии работников треста „Нерудсталь“ и отдела нерудных ископаемых ГУМП НКТП.

Редакция журнала приглашает вас принять участие в этой работе путем присылки статей, заметок, проектов и других материалов для помещения их в журнале и этим способствовать рациональной организации промышленности нерудных ископаемых на основах достижений современной техники.

Организационно-редакторская группа, ведающая вопросами нерудного сырья, состоит из С. Д. Горбачевского, М. С. Гофштейна, М. А. Карасик, Н. Н. Патрикеева, К. Х. Тагирова и И. В. Шманенкова.

РЕДАКЦИЯ.

Продолжается подписка на журналы ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И ГЕОЛОГОРАЗВЕДКЕ на 1935 г.

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Ежемесячный орган Всесоюзных научных инженерно-технических обществ угольной и горнорудной промышленности.

12 номеров в год
Подписная цена: на год — 30 руб., на 6 мес. — 15 руб., на 3 мес. — 7 р. 50 к.

ГЕОДЕЗИСТ

Ежемесячный научно-технический и производственный журнал.

Орган Госуд. межд. геодезического совета.
Подписная цена: на 12 мес. — 18 руб., на 6 мес. — 9 руб., на 3 мес. — 4 р. 50 к.

УГОЛЬ ВОСТОКА

Ежемесячный технико-экономический и производственный журнал треста Кузбассуголь. Издаётся в Новосибирске.

Журнал рассчитан в основном на средний адм.-технический персонал угольного Кузбасса.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 12 руб., на 6 мес. — 6 руб., на 3 мес. — 3 руб.

РАЗВЕДКА НЕДР

Орган Главного геологического, гидрогеологического и геодезического управления НКТП СССР (ГГГУ).

24 номера в год

Подписная цена: на год — 10 р. 80 к., на 6 мес. — 5 р. 40 к., на 3 мес. — 2 р. 70 к.

ПРОБЛЕМЫ

СОВЕТСКОЙ ГЕОЛОГИИ

Орган Главного геологического, гидрогеологического и геодезического управления (ГГГУ), ЦНИГРИ и НИТО геологов.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 26 р. 40 к., на 6 мес. — 13 р. 20 к., на 3 мес. — 6 р. 60 к.

ЗА ТОРФЯНУЮ ИНДУСТРИЮ

Орган Главторфа и Научно-исследовательского торфяного института. Журнал является пособием для студентов торфяных вузов и техникумов.

10 номеров в год

Подписная цена: на год — 12 руб., на 6 мес. — 6 руб.

СОВЕТСКАЯ ЗОЛОТО-ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

Орган Главзолото НКТП.

10 номеров в год

Подписная цена: на год — 18 руб., на 6 мес. — 9 руб., на 3 мес. — 4 р. 50 к.

ТЕХНИКА ГОРНЯКУ

Ежемесячный массовый горно-технич. журнал.

Орган Всесоюзного угольного научно-инженерного общества.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 6 руб., на 6 мес. — 3 руб., на 3 мес. — 1 р. 50 к.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

Орган Института минерального сырья.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 16 р. 80 к., на 6 мес. — 8 р. 40 к., на 3 мес. — 4 р. 20 к.

ГОРЮЧИЕ СЛАНЦЫ

Орган Союзсланца.

Рассчитан на инженерно-технический персонал предприятий, научных работников, хозяйственников, десятников и мастеров.

6 номеров в год

Подписная цена: на год — 9 руб., на 6 мес. — 4 р. 50 к.

ПО НЕФТЯНОМУ ДЕЛУ

НЕФТЬ

Популярно-технический журнал Главного управления нефтяной промышленности НКТП СССР

Журнал рассчитан на рабочих средней и высшей квалификации, на техников и учащиеся нефтяных техникумов.

20 номеров в год

Подписная цена: на год — 10 руб., на 6 мес. — 5 руб., на 3 мес. — 2 р. 50 к.

НЕФТЯНОЕ ХОЗЯЙСТВО

Ежемесячный орган Главного управления нефтяной промышленности НКТП СССР.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 30 руб., на 6 мес. — 15 руб., на 3 мес. — 7 р. 50 к.

ГРОЗНЕНСКИЙ НЕФТЯНИК

Ежемесячный научн.-технич. журнал, орган Грознефти и Союза нефтяников.

12 номеров в год

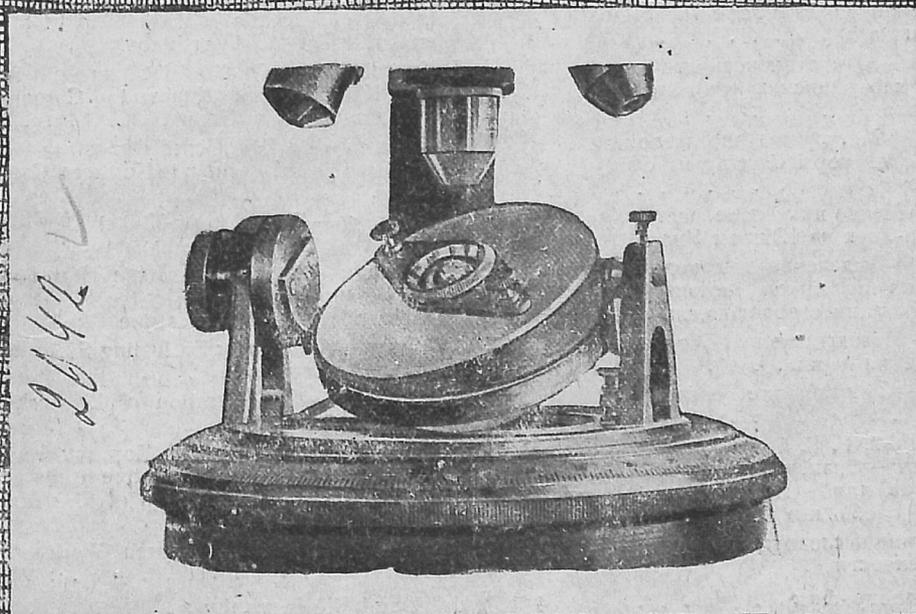
Подписная цена: на год — 20 руб., на 6 мес. — 10 руб., на 3 мес. — 5 руб.

Подписку на журналы и деньги направляйте по адресу: Москва 19, Гоголевский бульвар 27, Главной конторе периодических и подписных изданий ОНТИ „Техпериодика“.

Деньги можно также перечислять на расчетный счет Главной конторы ОНТИ „Техпериодика“ № 40157 в Моск. обл. конторе Госбанка.

Подписка принимается: отделениями, магазинами и уполномоченными ОНТИ, снабженными соответствующими удостоверениями, по квитанционным книжкам со штампом 1935 г. на квитанции (без штампа квитанционные книжки недействительны), а также общественными сборщиками подписки на предприятиях, всеми отделениями и магазинами Комяз, всеми почтовыми отделениями и письмоносцами.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ



ГОС. ОБЪЕДИН. НАУЧНО-ТЕХНИЧ. ИЗД-ВО

№ 7

МОСКВА-ЛЕНИНГРАД

ГОД X

1935

СО Д Е Р Ж А Н И Е

C O N T E N T S

	Стр.		S
Н. М. Федоровский, проф. Н. А. Шептунов, Л. Г. Риттер — Проблема серы и пути ее решения	1	N. M. Fedorovsky, P. A. Sheptunov, L. G. Ritter — The Problem of Sulphur and the Ways of Solving It	1
Н. Е. Веденева — Определение минералов на полусфере В. В. Аршинова теодолитным методом	9	N. E. Vedeneeva — Determination of Minerals on the Hemisphere of V. V. Arshinov by the Theodolite Method	9
Л. И. Корчемкин — Опыты по определению минералов с помощью гемисферы системы В. В. Аршинова	15	L. I. Korchemkin — Experiments on the Determination of Minerals with the Aid of the Hemisphere of V. V. Arshinov	15
В. Я. Квашнева — О платиноносности халиловских и хабарнинских хромитов на Южном Урале	19	V. J. Kvaschneva — On the Platinum Content of the Khalilovo and Khabarnino Chromites in the Southern Urals	19
Н. Е. Ефремов — Месторождение железной охры в районе горы Бештау на Северном Кавказе	24	N. E. Efremov — A Red Ocher Deposit in the Region of Mount Beshtau in Northern Caucasus	24
Д. Г. Ульянов — Медно-никелевое месторождение Сунар-Узяк на Южном Урале	30	D. G. Ulyanov — The Copper-Nikkel Deposit Sunar-Uzyak in the Soutern Urals	30
З. В. Волкова — Выделение высокодисперсной фракции порошков флотационным методом. Флотация озерного мела	35	Z. V. Volkova — Separation of the High-disperse Fraction of Powders by the Flotation Method. Flotation of Lacustrine Chalk	35
И. А. Селяев — Методы оценки сорбентов для поглощения паров	39	I. A. Selyaev — Methods for Evaluating Sorbents Vapour Adsorption	39
А. А. Шрадер — Обогащение еленинского каолина	47	A. A. Shradер — Concentration of Eleninsky Kaolin	47
Н. С. Криволицкая, Г. Г. Морозов и В. С. Веселовский — Сравнительное испытание графитов для элементного производства (II е сообщение)	52	N. S. Krivolutzkaya, G. G. Morosov and V. S. Veselovsky — Comparative Study of Graphite for the Production of Elements (2-nd Communication)	52
Реализация научно-исследовательских работ в промышленности	52	Applikation of Scientific-Research Works to Industry	55
Отзывы и библиография	54	Reviews and Bibliography	54

На обложке: Гемисфера с качалкой системы проф. В. В. Аршинова

Стр.	Строка	Напечатано	Следует	По чьей вине
На обложке 2 стр.	Левый столбец 1 сверху	Н. М. Федоровский, проф. Н. А. Шептунов, Л. Г. Риттер	Н. М. Федоровский, проф., Н. А. Шептунов Л. Г. Риттер	Редакции Корр. Жемчуговой
	Правый столбец 22 сверху	Vapour Adsorption	for Vapour Adsorption	

К статье Н. М. Федоровского, проф., Шептунова, Риттер.

1	6 сверху	Н. М. Федоровский, проф. Н. А. Шептунов, Л. Г. Риттер	Н. М. Федоровский, проф., Н. А. Шептунов Л. Г. Риттер	Редакции
4	Правый столбец 7 сверху	отгонки из руд	отгонки серы из руд	>
4	16 >	выжиганием	дожиганием	>
4	22 >	оформления	оформленная	Корр. Знаменского
5	Левый столбец 1 сверху	100 г/м ³	200 г/м ³	Редакции

К статье Веденеевой

10	Левый столбец 12 сверху	1	L	Редакции
10	17 >	1	L	>
10	Правый столбец 8 снизу	$= \varphi_y - \varphi_o + 180$	$= \overline{\varphi}_y - \varphi_o + 180$	Корр. Сатуниной
11	Левый столбец 32 сверху	$B_m = 320$	$B_m = 230$	Редакции
11	Левый столбец 36 сверху	1-го и 3-го	2-го и 3-го	Корр. Сатуниной
12	Правый столбец 8 сверху	$QR - \frac{\delta_k - \delta_x}{\varphi_y}$	$QR = \frac{\delta_k - \delta_x}{\varphi_y}$	Типографии
13	Таблица 4	209°	205°	Редакции
14	Левый столбец 18 сверху	нормали II	нормали P	>

Стр.	Строка	Напечатано	Следует	По чьей вине
------	--------	------------	---------	--------------

К статье Корчемкина

15	Правый столбец 22 снизу	n, H и M	n, H, l и M	Редакции
16	Левый столбец 15 снизу	Z	L	»
17	Левый столбец 24 сверху	IOI	$IO'I'$	Корр. Аркадьева
17	Правый столбец 6 сверху	W_m	$= n_m$	Корр. Знаменского
17	Правый столбец 12 сверху	и групп	из групп	Редакции
17	Правый столбец 19 сверху	Cng	Cng	Корр. Сергиевской
18	Примечание 10 1 снизу	ось T	ось I	Редакции
18	Правый столбец 15 сверху	$Q = 17^\circ$	$\theta = 17^\circ$	Корр. Сатуниной
18	Правый столбец 24 сверху	Q и θ	θ и ω	Корр. Аркадьева

К статье Селяева

41	Правый столбец 3 сверху под табл. 3	в табл. 2 и 3	В табл. 2	Редакции
43	Левый столбец 1 свер- ху под табл. 7	(табл. 5)	(табл. 3)	»
46	Левый столбец 8 и 10 снизу	Гель	Образец	Корр. Сергиевской

К статье Шрадера

47	Левый столбец 10 и 11 сверху	новой, механизми- рованной схеме	новой схеме	Редакции
47	Левый столбец 12 сверху	речного	речного	»
47	Правый столбец 13 сверху	750 — 200	750 × 200	»
48	Правый столбец 3 снизу	каолина новой фракции	каолиновой фрак- ции	»

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

О Р Г А Н
ВСЕСОЮЗНОГО ИН-ТА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

№ 7

1935 г.

Год X

Н. М. Федоровский, проф. Н. А. Шептунов, Л. Г. Риттер

Проблема серы и пути ее решения

Проблему серы в Советском союзе предстоит разрешить в отношении разработки технологических методов, которые позволят получить наиболее эффективные экономические результаты извлечения серы из самородных, сульфидных руд генераторных и коксовых газов.

Уже несколько лет назад мы ставили вопрос о необходимости всестороннего подхода к организации серной промышленности в СССР и утверждаем, что для рационального построения промышленности необходимо ее районировать.

При разработке методов получения серы следует учесть все виды сырья, так как и до настоящего времени еще не доказано, какой из видов сырья приобретет в наших условиях доминирующее значение.

Технология самородной серы в капиталистических странах—основных производителей серы (Америка и Италия)—получила весьма удовлетворительное разрешение.

В США технология серы нашла столь удачное разрешение, что экономически является выгодным потребление серы (вместо серного колчедана) даже в сернокислотном производстве.

Но применяемый в США метод производства серы (метод Фраша) так же оригинален и специфичен, как и характер залегания самой серы, и он, следовательно, при отсутствии в нашей стране подобного типа месторождений, к сожалению, не может быть нами использован. Характер изученных месторождений серы в нашем Союзе может позволить

применение только надземных методов переработки руд.

Классической страной по производству серы надземными методами является Италия. Италия имеет богатое прошлое по истории развития серной промышленности и ее многолетний опыт является чрезвычайно поучительным.

В течение примерно 80 последних лет в Италии ведется почти непрерывная работа по изысканию более совершенных и экономичных методов переработки руд.

Просматривая историю развития серной промышленности Италии, невольно приходится поражаться тому, что все попытки найти метод более экономичный, чем метод Джилля и калькароны, привели к полным неудачам. Ни один из проверившихся методов не дал более экономичных результатов, чем печи Джилля, и таким образом, не был принят промышленностью для широкой эксплуатации. В известной степени исключение составляет автоклавный метод, да и то применение его ограничивается лишь рудами с очень высоким содержанием серы (выше 30%).

Методы переработки самородных руд можно было бы классифицировать следующим образом:

1) Методы первичной переработки руд (обогащение).

К ним относятся: а) простейший метод—рудоотборка; б) метод флотации и другие методы мокрого обогащения; в) метод сухого обогащения и г) электростатический.

Методы первичной обработки руд не решают задачу непосредственного полу-

чения серы, так как они для завершения производственного цикла нуждаются в методах, их дополняющих. Поэтому применяются лишь те из них и в тех случаях, когда это является технически необходимым или же экономически более выгодным.

2. Методы прямой переработки руд с получением непосредственно продукта—серы.

Все прямые методы переработки носят тепловой характер процесса, требующий для его осуществления того или иного вида топлива.

По потребляемому виду топлива эти методы можно разбить на:

1) методы с использованием в качестве горючего части серы самой же руды. Представителями их являются печи Джилля и Калькароны;

2) методы с использованием углеродистого топлива. Эти методы очень разнообразны как по принципу их действия, так и по другим особенностям. Их в свою очередь можно было бы грубо подразделить на следующие четыре категории:

а) пароводяные методы (автоклавные);
б) выплавка серы из руд в растворе высококипящих жидкостей (ванна с раствором CaCl_2 , серы и т. п.);

в) методы экстрагирования серы различными растворителями (органическими и неорганическими);

г) газовые методы, состоящие в том, что руда обрабатывается непосредственно продуктами горения углеродистого топлива (выплавка или дестилляция серы).

Эти категории методов по существу охватывают все разновидности методов прямой переработки на углеродистом топливе.

При ближайшем рассмотрении весьма большого количества забракованных практикой методов и анализа причин, лежащих в основе этого поразительного в истории техники явления, приходится констатировать следующее:

1. Руды серных месторождений Италии, используемые серной промышленностью, в среднем содержат 25—30% серы.

Обилие серных месторождений и высокое качество руды позволяют промышленности не стесняться в использовании для целей производства наиболее интересными участками месторождений

и из них более высококачественным сырьем.

2. Италия, обладая большими запасами серы, бедна топливом. Это обстоятельство оказало большое влияние на экономику методов, основанных на применении углеродистого топлива.

3. Извлечение серы из руды методами с применением углеродистого топлива было далеко не полным даже и в тех методах (категория г), основная цель которых—получить за счет углеродистого топлива всю серу из руды в элементарном состоянии.

4. Все методы прямой переработки с применением углеродистого топлива, как правило, требовали более сложного аппаратного оформления и более сложного управления процессами, не обладая при этом никакими преимуществами перед методом Джилля. Это и было решающим моментом—первенство осталось за методом Джилля и калькароны.

В итоге мы наблюдаем, что, несмотря на весьма упорную борьбу за выявление и внедрение в промышленность различных по своему направлению методов переработки руд с применением углеродистого топлива, ни одна из попыток не увенчалась успехом. Печи Джилля и калькароны (и отчасти автоклавный метод при очень богатых рудах) остались и поныне в серной промышленности Италии как основные, экономически не превзойденные методы.

Из этого с абсолютной ясностью следует, что печи Джилля, как один из выдающихся методов заграничной практики, заслуживают внимания нашей отечественной промышленности и тщательного выявления возможности его внедрения в наших условиях.

Наша страна уже перестала считаться бедной по запасам самородной серы. Последние годы энергичных разведок показали, что у нас сера есть и в количествах, вполне достаточных для организации своей собственной мощной серной индустрии.

Но наша страна в отличие от Италии пока не обладает месторождениями, качество руд которых хотя бы равнялось качествам руд итальянских месторождений. Руды наших месторождений, как правило, беднее итальянских и, главное, в значительной степени более разнообразны и непостоянны по характеру вмещающей породы.

Таким исключительно ярким примером разнообразия и непостоянства рудного сырья является Водинское месторождение.

Непостоянство рудного сырья, с одной стороны, и относительная бедность руд серой, с другой, а также частая примесь битумов делают проблему технологии минеральной серы чрезвычайно сложной и трудной. Отсутствие на месторождениях в одних случаях воды, в других топлива, а иногда и того и другого вместе, в еще большей степени усугубляет это положение.

В будущем изучение месторождений должно распространяться не только на основной объект, ради которого сосредоточено внимание на месторождении. Необходимо изучать также вмещающие и сопутствующие горные породы для выяснения возможности попутного извлечения и других полезных ископаемых. В некоторых случаях это может сыграть решающую роль в пользу основного объекта, создав возможность комплексной разработки месторождения, что в свою очередь может повлиять и на выбор технологического метода, смягчая быть может его явную нерентабельность до пределов, экономически вполне приемлемых.

Эта основная истина, лежащая в основе социалистической экономики, казалось бы, должна обязать хозяйственные организации обеспечить именно такой подход к решению подобных задач. Однако в действительности мы наблюдали, что серные тресты вместо разумного и настойчивого привлечения научных организаций, способных охватить все вопросы по изучению месторождения во всей их многогранности (начиная геологией, кончая пуском завода), вместо тактики, строжайшей плановости и последовательности в достижении поставленной цели вели политику игнорирования научно-исследовательских организаций, подменяя их самостоятельной кустарщиной.

Первый тезис, выдвинутый в свое время институтом, состоял в том, что серные месторождения должны обязательно подвергаться серьезному комплексному химико-минералогическому изучению. Цель — выявить наличие на месторождении, помимо основного объекта — серы, других полезных ископаемых и установить возможность параллельного

или побочного их получения в виде ценного для промышленности сырья.

Институтом неоднократно выдвигался вопрос перед трестами о таком порядке изучения Водинского и Чангырташского месторождений, однако, тресты не пошли на это.

Второй тезис, выдвинутый институтом 4 года назад, состоял в том, что нужно всемерно использовать опыт итальянской серной промышленности, конкретно выдвигая вопрос о необходимости внедрения печей Джилля, хотя бы частично, хотя бы в виде опыта, на некоторых месторождениях нашего Союза, характер руд которых позволяет рассчитывать на успех.

Понадобилось много времени для того, чтобы промышленность сдвинулась, наконец, с мертвой точки в этом вопросе. В 1933/34 г. печь подобного типа была построена Союзсерой на Гаурдакском месторождении. Но нужно было испытать и изучить этот новый в нашей промышленности аппарат для того, чтобы собранный материал мог позволить более уверенно заключить о возможности применения данного метода и на других месторождениях нашего Союза.

Однако трест (Союзсера) не согласился на поручение институту освоения этого метода, выдвинутого по его же инициативе. Трест предпочел сам кустарно заняться этим вопросом.

Несколько позже, но в гораздо более резкой форме такое явление повторилось и с другим трестом — Средволгосерой. С большим нажимом и большой настойчивостью бригадой института, работавшей на месторождении, была спроектирована и сооружена вне условий договора двухкамерная печь Джилля на Водинском месторождении. Казалось бы совершенно естественным привлечь институт для испытания указанного аппарата, поручив ему задачу — определить принципиальную возможность применения данного аппарата для переработки тех или иных типов руд Водино и снять все доступные и необходимые для окончательного заключения показатели его работы. Однако этого не было сделано.

Третий тезис, выдвинутый ИМС, состоял в том, что нужно направить исследовательские работы по руслу изыскания таких методов переработки руд, которые отвечали бы характеру руд на-

ших месторождений, в особенности тех типов руд, которые не могут подойти для плавки в печах Джилля и не поддаются или плохо поддаются другим практически применимым методам переработки.

Из предыдущего следует, что для технологии серы в условиях наших месторождений, в силу, главным образом, разнообразия и непостоянства рудного сырья, довольно трудно найти однотипное решение. И совершенно естественно: наряду с внедрением там, где это возможно, метода Джилля и метода флотационного обогащения, внимание должно быть сосредоточено на изыскании новых, более доступных и более рентабельных путей технологической переработки руд.

В соответствии с этим ИМС наметил в своей работе по сере разрешение следующих задач:

1. Изыскание новых методов переработки серных руд.

2. Изыскание новых методов переработки концентратов.

3. Освоение и внедрение в промышленность метода Джилля.

4. Непосредственная техническая помощь серной промышленности.

В отношении 1-й части работы институтом была предпринята постановка работ исследовательского характера:

а) отгонка серы из руд горячими инертными газами,

б) термический метод,

в) парокеросиновый (автоклавный) метод,

г) метод экстрагирования серы из руд дихлорэтаном.

По 2-й части работы были поставлены работы по переработке флотационных концентратов на осаденную серу.

По 3-й части: а) институту принадлежит заслуга широкой пропаганды печей Джилля и необходимости проверки этого метода на рудах некоторых наших месторождений; б) практическое участие института в проектировании и сооружении 1-го аппарата на Водинском серном месторождении.

По 4-й части институтом была оказана Средневолжскому серному тресту помощь по проверке ретортного метода переработки битуминозных флотационных концентратов (предложенного проф. Свешниковым) и проверки технологической схемы завода стационарных реторт, сооруженного трестом Средвол-

госера на основе данных проф. Свешникова. Кроме этого, был поставлен ряд работ по методике анализа битуминозных серных руд, концентратов и готовой продукции.

Институтом был разработан также метод отгонки из руд горячими инертными газами, который отличается от подобных работ, проверявшихся в Италии, тем, что здесь получение инертного газа производится вне аппарата для обработки руды и к тому же процесс извлечения серы осуществляется в форме дестилляции. Производство инертного газа происходит в полугенераторной топке с последующим выжиганием воздушного генераторного газа. Газовый поток с температурой 1000—1100° поступает в шахтную печь, дестиллируя серу. Последняя в парообразном состоянии поступает в камеру конденсации, оформления в виде аппарата Коттреля или башни с насадкой, где и выделяется сера из газовой фазы.

Эта тема была проведена в лабораторном и полузаводском масштабах. Результаты работы показали, что при известных условиях может быть достигнуто извлечение серы до 90%. Основные условия и показатели процесса: содержание не инертных компонентов CO и O₂ не должно превышать 1%; температура газа, поступающего в печь, 1000—1100° и температура газа, отходящего из печи, 300—350° (процесс приемлем лишь для руд с содержанием серы минимум 20% и незначительным количеством карбонатов и гипса, так как последние в условиях шахтного аппарата диссоциируют, поглощая значительное количество тепла, что связано с большим расходом топлива). При ведении процесса во вращающейся печи температура породы может быть значительно ниже температуры газовой фазы и, таким образом, диссоциации этих пород могут быть в значительной степени предотвращены. Расход топлива для конгломератных 20% руд месторождения Шор-су выражается в количестве 1 т топлива на 1 т серы-продукта.

Основные затруднения осуществления этого метода заключаются в трудности регулирования процесса получения инертного газа с содержанием неинертных компонентов в пределах 1%, значительном расходе топлива, небольшой концентрации серы в газовой фазе 70—

100 г/м³ и ряде отрицательных моментов в применении для этого процесса шахтной печи и т. п. Полученная в процессе отгонки комовая сера подлежит рафинации.

Учитывая довольно крупные недостатки метода отгонки серы из руд горячими инертными газами, институтом (по предложению инж. Шептунова) был выдвинут другой, так называемый термический метод извлечения серы из руд, который, как нам кажется, должен весьма удовлетворительно разрешить задачу технологии минеральной серы. Термический метод, в основных его моментах уже проверенный в лабораторном масштабе, исключает целый ряд существенных недостатков, присущих методу отгонки инертными газами. Сущность указанного метода заключается в том, что серные руды обрабатываются дымовыми газами со значительным содержанием в них свободного кислорода. Деастиляция серы из руд происходит за счет физического тепла, вносимого в аппарат (вращающаяся печь) дымовыми газами (1 000—1 100° С), и тепла сильно экзотермической реакции горения серы с образованием сернистого ангидрида. Последний в соответствии с его концентрацией на выходе из аппарата используется или для продуцирования серной кислоты, продукта остродефицитного в районах наших серных месторождений, или для производства других побочных продуктов. Этот метод отличается несколько меньшим процентом извлечения элементарной серы — порядка 65—90 (в зависимости от содержания серы в исходной руде), но при учете и серы, содержащейся в побочном продукте, — серной кислоте — процент полезного использования серы будет выше, чем при методе отгонки инертными газами и практически, по видимому, близким к 100%.

Очевидные преимущества этого метода перед надземными методами заключаются в следующем:

- 1) в возможности обработки бедных серных руд (от 10% и выше);
- 2) в применении вращающейся трубопечи, обеспечивающей высокую мощность производственных агрегатов и позволяющей полностью механизировать процесс;
- 3) в весьма незначительных затратах углеродистого топлива — от 30 до 6%

(в зависимости от содержания серы в руде) от веса на получаемый продукт серы при отсутствии потребления воды, пара и т. п. вспомогательных материалов;

4) и, наконец в простоте этого метода и его более высокой рентабельности в случае успешной его реализации.

Работа, проведенная в лабораторных масштабах, показала, что с точки зрения технологии этот метод затруднений не встречает. К сожалению, в связи с отсутствием средства институт вынужден эту работу приостановить, несмотря на ее несомненный интерес.

К тематике, относящейся к методам извлечения серы из серных руд, следует отнести и печи для выплавки серы. О печах Джилля говорилось выше. Здесь мы дадим лишь техническую характеристику печи, сооруженной институтом на Водинском месторождении. Эта печь была запроектирована (по инициативе одного из авторов настоящей статьи Л. Г. Риттера) специально для целей испытания выплавки серы из водинских руд. С точки зрения экспериментальной мы остановились на двухкамерной печи, позволяющей нам полностью осуществить и воспроизвести принцип выплавки серы из руд в современных 6 камерных печах Джилля-Гатто. Изучение режима печи секцией, состоящей из 2 камер, значительно облегчено сравнительно с 6 камерными печами, не говоря уже о том, что проектирование и сооружение большой печи для экспериментирования потребовало бы значительно больше времени и средств. Производительность печи — 34 т руды цикла и продолжительность цикла — 7 суток. К сожалению, по обстоятельствам, о которых было указано выше, печь до сего времени не испытана, если не считать попыток треста эксплуатировать ее.

Парокеросиновый метод (выдвинут и проработан в ИМС инж. А. Е. Березиным) является по существу комбинированным методом: автоклавным и экстракционным. Экстракция серы керосином в присутствии водяного пара под давлением значительно выигрывает в связи с возможностью вести экстракцию при температуре, выше температуры плавления серы, при которой растворимость серы в керосине достигает значительной величины. Лабораторная прора-

ботка этого метода показала, что извлечение серы здесь может быть достаточно высоким и зависит от содержания серы в исходной руде. Остаточный процент серы в породе в лабораторных опытах колебался от 5 до 1,5. При обработке битуминозных руд продукт загрязнен битумами и требует рафинирования. Остальные руды легко поддаются комбинированному процессу выплавки с экстрагированием. Некоторые осложнения имели место при конструктивном оформлении аппарата, в момент опораживания автоклава при понижении температуры из керосинового экстракта выкристаллизовывалась сера.

Некоторых специалистов пугает комплекс серной промышленности и сернокислотной, по крайней мере комбинация с печами Джилля, причем обыкновенно это аргументируется усложнением технологической схемы сернокислотным заводом. В отношении сложности сернокислотного хозяйства опасения совершенно не основательны, так как при заводе в 30 тыс. т серы и при условии 65—75% извлечения элементарной серы сернокислотное производство должно быть организовано лишь на 25—20 тыс. т/год в пересчете на моногидрат. Это соответствует по производительности одной системе Герресгоф-Байера. Учитывая отсутствие мышьяка на Средневожжских месторождениях и незначительное содержание его на основных Среднеазиатских месторождениях, контактная система будет чрезвычайно упрощена. Совершенно выпадает система очистки газа, электрофильтры, энтарсенирунги и при термическом методе и компрессор. Таким образом контактная система будет состоять лишь из 3 основных аппаратов: башни для осушки газов, контактного аппарата и абсорбиров. Как видно, схема и оборудование сернокислотной установки весьма несложны. Что же касается второго выдвигаемого мотива против печей Джилля, а именно неполного использования элементарной серы руды в виде продукта, то здесь следует сказать, что методы, на это рассчитывающие, по экономическим причинам не привились в заграничной практике. К тому же в Средней Азии, например, уже ставился вопрос о сооружении специального сернокислотного завода с использованием сырья—серной руды. Совершенно оче-

видно, что этот процесс должен быть тесно связан с производством элементарной серы, удешевляя основную продукцию и рационализируя наше серное хозяйство.

В настоящее время в институте прорабатывается метод экстракции серы дихлорэтаном (тема выдвинута в ИМС П. Н. Шаблыкиным и В. В. Черновым). Испытание экстрагируемости серы в лабораторных условиях показало, что этот метод является интересным. Дихлорэтан как растворитель обладает рядом ценных физических свойств, благоприятно отличающих его от других растворителей серы. К этим свойствам в первую очередь следует отнести температуру кипения растворителя 81—87°, гарантирующую полноту удаления дихлорэтана от породы. Небольшая удельная теплоемкость—0,31; жидкость—трудно воспламеняющаяся; токсичность растворителя по сравнению с другими органическими растворителями пониженная и аналогична хлороформу.

Лабораторные работы показали возможность экстрагировать серу из 20% руд с извлечением порядка 90—95%. В этом отношении метод экстрагирования дихлорэтаном превосходит большинство других методов. Одновременно прорабатывается методика отделения серы от битумов применительно к средневожжским рудам (А. Н. Паршин). В этом случае качество серы в смысле чистоты продукта получается превосходным. В настоящее время метод проверяется в ползаводских масштабах.

Из работ, относящихся к переработке концентратов, во-первых, относится метод получения высококачественной осажденной серы из концентратов (метод выдвинут ИМС инж. А. Е. Березиным). В основу этого метода положена реакция взаимодействия серы сернистым натрием с образованием полисульфидов натрия. Последующим разложением полисульфидов сероводородом в присутствии защитных коллоидов осаждается элементарная сера в тонкодисперсном состоянии. Этот метод отличен от известных методов извлечения серы с сульфидами щелочных металлов, в том числе и сульфидами натрия, заменой минеральных кислот (обычно серной кислоты) для разложения полисульфидов сероводородом, вводимым в замкнутый цикл процесса. В то время как примене-

ние минеральных кислот связано с большим расходом их, так как они теряются, безвозвратно удорожая, таким образом, получаемую серу и делая этот метод дорогим. Действием сероводорода при температуре 10—15° полисульфиды натрия разлагаются с образованием элементарной серы из сульфидрата. Последний при нагревании (100—105°) в свою очередь разлагается на сернистый натрий и сероводород, которые в дальнейшем опять вводятся в цикл. Процент извлечения серы выражается в цифре порядка 87—92. Расход сернистого натрия на 1 т осажденной серы — 0,1 т. Глицерина как защитного средства 10 кг на 1 т серы, сероводорода 6 м³ и пара 5 т на 1 т продукта. Образцы осажденной серы, переданные в Институт резиновой промышленности для испытания, вполне удовлетворяли требованиям, предъявляемым к импортной осажденной сере, и оказались вполне пригодными для использования ее в резиновой промышленности. Благоприятны также результаты испытания этих образцов на комкуемость, выцветание и целый ряд механических свойств резины. Но эта работа, поставленная Союзсерой, была прервана опять-таки в связи с инертностью заинтересованных в этом продукте организаций.

К методам извлечения серы из концентратов (битуминозных) относится и ретортный метод, проработанный нами лишь в полузаводском масштабе. Лабораторный этап был проведен А. А. Свешниковым в лаборатории Куйбышевского технологического института. Этот метод имел целью фракционированное разделение серы от битумов. Полузаводские испытания, показали несостоятельность этого метода в применении стационарных реторт, в связи с ничтожной производительностью аппарата при обработке флотационных концентратов. В части качества продукции результаты получены удовлетворительные; на основе показателей этого испытания в настоящее время запроектирована и монтируется на Средневолжском месторождении серы опытная вращающаяся реторта непрерывного действия, имеющая значительно большие шансы на успех, нежели стационарная реторта.

В порядке технической помощи на Водинском месторождении бригадой института было произведено испытание ме-

тода проф. Свешникова—стационарные реторты в применении к средневолжским рудам. Этот метод был осуществлен трестом Средволгосера без каких-либо предварительных лабораторных и полужаводских испытаний и оказался совершенно непригодным для такого качества сырья, как это предусматривалось проектом (руда с 25% содержанием серы). Испытание схемы показало возможность технического осуществления ее только на высокообогащенных концентратах (порядка 75—80%). Но даже и при этом метод показал себя явно нерациональным, так как, помимо требования высокопроцентных концентратов, он требует определенной крупности зерен концентрата (3—5 мм в диаметре), чего, по нашему мнению, не может дать ни один из методов механического обогащения. Такого качества концентрат может, по видимому, дать только ручное обогащение. Остановиться на этом методе — значит допустить хищническую эксплуатацию месторождений, не отвечающую современной технике и недопустимую в нашем хозяйстве.

Помимо работ, носящих технологический характер, аналитическая группа лаборатории работала над рационализацией методики анализа серы, битумов и сопутствующих компонентов. Часть из этих работ была использована для составления стандартов.

Помимо работ в области самородной серы, институтом прорабатывался ряд крупных тем и по сульфидной сере. Так, институтом был выдвинут и разработан метод получения серы из сернистого газа (ИМС, проф. Н. А. Юшкевич и инж. В. А. Каржавин), примененный в промышленности.

Была проведена также работа по использованию углистого колчедана, работа, представляющая значительный интерес. Целью ее было доказать возможность получения серы из углистого колчедана, пользуясь методом, предложенным инж. Кремаром. Сущность метода заключается в термической отгонке первого атома серы и сжигании второго атома кислородом воздуха с последующим восстановлением сернистого газа углеродом, содержащимся (во вполне достаточных количествах) в углистом колчедане.

Этот метод был проверен институтом в полузаводском масштабе; была дока-

зана возможность его технического осуществления в промышленности и предложена схема наиболее рационального оформления процесса в производственных условиях. На основе работы института Гипрохим запроектировал одну секцию заводской установки для испытания его уже в заводских масштабах.

Следующей работой по сульфидной сере является метод получения серы из колчедана путем обжига его в присутствии водяного пара (выдвинут ИМС инж. С. Л. Юзько). Этот метод по своему принципу отличается от всех, применяемых в настоящее время методов, отсутствием затраты технологического топлива при достаточно хорошем коэффициенте извлечения серы. Процесс протекает при каталитическом действии водяных паров, обеспечивая извлечение дополнительного к термически отщепляемому первому атому серы значительной части второго атома серы, также в элементарном виде.

Данные лабораторной проверки метода показали вполне удовлетворительные результаты. Работа признана интересной как по идее, так и с точки зрения перспектив. Указанный метод является, несомненно, рациональным и более эффективным по сравнению с подобным ему методом Унихима. Работа подлежит дальнейшему продвижению.

В порядке технической помощи по сульфидной сере нами совместно с Гипрохимом был ориентировочно опробован один из элементов метода инж. Розенкнопа, заключающегося в восстановлении сернистого железа окисью углерода во вращающейся печи. Эта работа, к сожалению, должна быть признана дефектной в связи с рядом крупных недостатков в аппаратуре, предоставленной нам для экспериментирования на Царицынском опытно-мезовом заводе.

Заключение. Метод Джилла в настоящее время вполне оформился в аппаратном отношении и широко применяется в серной промышленности за границей. Считаем, что при наших затруднениях в этой области необходимо уделить этому методу максимум внимания как методу, при помощи которого мы сможем сегодня же частично разрешить эти затруднения.

Из проверенных в той или иной степени методов институт считает необходимым рекомендовать промышленности для проверки в первую очередь, помимо экстракции серы, дихлорэтаном, которая уже проходит полузаводские испытания, следующие методы по самородной сере: 1) термический метод как метод, который можно применить к рудам различного качества как по содержанию в них серы, так и по составу вмещающей породы; он должен отличаться высокой производительностью агрегатов, требовать небольшой затраты топлива при отсутствии потребности в воде, паре и т. д.; 2) метод получения осажденной серы с применением реагента сернистого натрия.

Из методов сульфидной серы, выдвинутых институтом, рекомендуется для дальнейшей проверки метод обжига колчедана в присутствии водяного пара.

Из приведенного выше материала видно, что ИМС принимал горячее участие в разрешении проблемы серы, и помощь института налаживанию серного дела в СССР бесспорна.

При известных условиях (о которых говорилось выше) институт мог бы оказать промышленности несравненно большую помощь. Эти «известные условия» отсутствуют и по сей день.

Хозяйственные организации придерживаются прежней политики, исключая возможность плодотворной работы.

Такое отношение хозорганизаций распространяется не только на Институт минерального сырья, но и на другие научно-исследовательские институты, например на институт Механообр.

Хотелось бы, чтобы данная статья послужила некоторым толчком к мобилизации внимания общественности к этому важному участку промышленности. Необходимо в корне изменить существующие отношения между институтами и промышленностью. Необходимо изжить вредный антагонизм.

Долой кустарщину, техническое приспособленчество, самодурство. Надо наметить четкие и ясные технологические перспективы развития серной промышленности.

Определение минералов на полусфере В. В. Аршинова теодолитным методом

В настоящей работе описан метод, позволяющий использовать предложенный проф. В. В. Аршиновым столик-полусферу для поляризационного микроскопа в качестве прибора для детального исследования минералов в шлифах, подобно столику Федорова.

В статье Л. Корчемкина¹ «Опыты по определению минералов с помощью полусферы Аршинова» дается описание столика полусферы к микроскопу с неподвижной осью, предложенного проф. В. В. Аршиновым (в числе нескольких других вариантов этого прибора)²; там же приведены результаты испытания модели такой полусферы в петрографической работе. Как и следовало ожидать, возможность свободного вращения шлифа вокруг любых осей в соединении с наличием неподвижной оси I делает полусферу удобным и полезным прибором, позволяющим работать и методом Гитмана и непосредственно определять углы угасания для некоторых характерных направлений в минерале и вообще производить операции, не требующие отсчета координат. Чтобы наряду с этим иметь возможность выполнения более подробного исследования объекта, подобно тому, как это делается на столике Федорова, не усложняя вместе с тем конструкции полусферы, автором настоящей статьи совместно с А. Г. Колотушкиным разработан и испытан (сравнением результатов измерения с полученными параллельно на столике Федорова) метод, позволяющий определять координаты плоскостей и направлений в исследуемом шлифе минерала. Идея этого метода следующая: в плоскости шлифа фиксируются две прямые, играющие роль координатных. Они наносятся на обращенной к шлифу поверхности сегмента. Когда шлиф укреплен на полусфере, он неподвижно

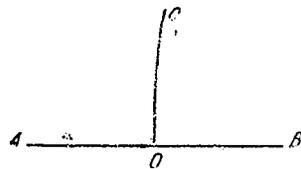
связывается с координатными прямыми, и любое исправление в исследуемом зерне определяется, если известны углы, которые он образует с ними³.

Мы поступаем следующим образом: на поверхности сегмента наносятся две взаимно перпендикулярные прямые: AB — проходящая через центр сегмента и короткая OC — лежащая по одну сторону от него. Длинную прямую примем за ось x , короткую за ось y (фиг. 1.) Положительным концом оси x будем считать точку B . Пользуясь только лимбом столика микроскопа, координатными прямыми и крестом нити в окуляре, нетрудно определить координаты некоторой плоскости, например главного сечения оптической индикатриссы. Координатами этими будут служить углы, образованные положительным направлением нормали P к этой плоскости и положительными направлениями координатных прямых. Последовательность операций при таком определении следующая:

1. Интересующая плоскость M устанавливается перпендикулярно оси I . Тем самым нормаль P приводится к совпадению с этой осью.

2. Наклоняя полусферу вращением вокруг оси I , устанавливают поочередно каждую из координатных прямых перпендикулярно оси микроскопа и в этом положении, пользуясь лимбом столика микроскопа, отсчитывают углы, которые они образуют с осью (или что то же с нормалью P).

Фиг. 1



3. Наносят координаты нормали P на стереографическую сетку, определяя, таким образом, положение полюса плоскости.

¹ См. следующую статью в этом же номере журнала.

² В. В. Аршинов, Труды Института прикладной минералогии, вып. 65

³ Эта же идея, но применительно к нескольким прямым, развита и В. В. Аршиновым в его цитированной ранее работе.

Перейдем теперь к более подробному описанию каждой из этих операций. Но сначала введем некоторые обозначения.

Будем считать положительным направлением нормали P (а также и всякого другого направления) от центра полусферы наружу, т. е. в сторону покрывающего шлифа сегмента, а положительным направлением оси I — направление от центра полусферы к головке лимба I .

Если некоторая плоскость в шлифе установлена вращением полусферы от руки в кольце качалки перпендикулярно оси I , в том случае, когда к головке лимба I обращена плоская поверхность полусферы, мы имеем согласно введенным условиям совпадение положительных направлений нормали P и неподвижной оси I . Если же в сторону головки обращена сферическая поверхность, нормаль и неподвижная ось образуют угол в 180° .

Условимся различать эти случаи, обозначая первый из них буквой a , второй буквой b .

I. Установка плоскости

Прежде чем устанавливать плоскость, ориентируем ось I в направлении $W-O$ (головкой вправо), поступая как обычно, т. е. производим предварительную установку оси на глаз, затем поднимаем тубус микроскопа, фокусируя на такую пылинку на верхней поверхности сегмента, изображение которой проектируется на $N-S$ нить окуляра. Вращая полусферу вокруг неподвижной оси, поправочными поворотами столика микроскопа добиваемся того, чтобы изображение пылинки двигалось вдоль нити, не сходя с нее. Записываем отсчет φ_0 по лимбу столика микроскопа (этот отсчет соответствует положению нормали P для случая a ; в случае b соответствующий отсчет равен $\pm 180^\circ$).

Пусть интересующая нас плоскость — главное сечение оптической индикатриссы. Устанавливая исследуемое зерно на затемнение вращением полусферы внутри кольца, добиваемся сохранения этого затемнения при поворотах полусферы вокруг оси I . Когда полусфера установлена, обращаем внимание на то, в какую сторону обращена ее плоская

поверхность, и отмечаем в тетради, имеем ли случай a или b .

II. Определение координат нормали

Поворачиваем столик микроскопа так, чтобы ось x расположилась в направлении $W-O$ (положительным концом направо) и совпала с соответствующей нитью окуляра.

При этом, вообще говоря, вторая прямая на сегменте образует некоторый угол, отличный от нуля с нитью $N-S$, потому что ни ось x , ни ось y не перпендикулярны к оси микроскопа. Осторожно вращая полусферу вокруг оси I и двигая столик микроскопа так, чтобы длинная прямая на сегменте оставалась параллельной $W-O$ нити окуляра, добиваемся того, чтобы и вторая, координатная прямая расположилась вдоль другой нити. Когда такое совпадение достигнуто, то ось x стала перпендикулярной оси микроскопа.

Когда координатные прямые совпали с крестом нитей в окуляре, записываем отсчет φ_x по лимбу столика микроскопа. Разность $\varphi_x - \varphi_0$ дает в случае a угол между положительными направлениями нормали P и осью x , т. е. искомую координату, которую будем обозначать буквой ξ . В случае b найдем искомый угол между положительными направлениями P и x , прибавляя 180° к разности отсчетов $\varphi_x - \varphi_0$, т. е. вычисляя разность $\overline{\varphi_x} + 180 - \varphi_0$. В этом случае лучше во избежание путаницы пометить произведенный по лимбу отсчет черточкой, поставленной над φ , тогда имеем $\varphi_x = \overline{\varphi_x} + 180$ и $\xi = \overline{\varphi_x} + 180 - \varphi_0 = \varphi_x - \varphi_0$.

Определив ξ , поворачиваем столик микроскопа и устанавливаем ось y в направлении $W-O$ (концом вправо).

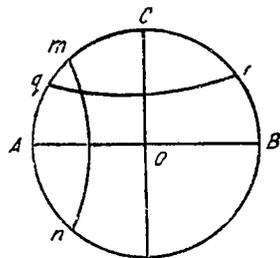
Повторяем те же операции, как и в предыдущем случае, и в зависимости от ориентировки полусферы находим вторую координату $\eta = \varphi_y - \varphi_0$ или $\eta = \varphi_y - \overline{\varphi_0} + 180$.

III. Нанесение координат на сетку

Пусть $\xi = 120^\circ$ и $\eta = 320^\circ$. На стереографической проекции координатные оси изобразятся перпендикулярными диаметрами сетки AB (ось x) и OC (ось y).

Отложим от точки B в направлении движения часовой стрелки по окружно-

сти сетки дугу $B\eta$, равную 120° , и проведем малый круг mn . От точки C отложим соответственно дугу $Cq = 320^\circ$ и проведем малый круг qr . Дуга mn является геометрическим местом проекции концов векторов, образующих с осью x углы в 120° . Дуга qr — геометрическим местом проекций концов векторов, образующих угол 320° с осью y . Пересечение обоих кругов является поэтому проекцией конца нормали D , т. е. полюсом наносимой на сетку плоскости.



Фиг. 2

Техника работы. Чтобы не перепутать данных измерения и не притти к неверным значениям координат, необходимо строго соблюдать раз навсегда установленные правила и условности.

Условности эти могут быть выработаны работающим сообразно с его личными вкусами, но будучи раз установленными, должны неукоснительно соблюдаться. Постараемся по возможности упростить технику определения и нанесения на сетку искомым геометрических элементов.

1. Правило совместимости координатных данных. Обратим внимание на некоторые особенности описанного выше метода определения координат; один и тот же малый круг (фиг. 2) соответствует двум значениям координат ξ и η а именно: $\xi_1 = Bn = 120$ и $\xi_2 = Bm = 330$; $\eta = Cq = 320$ и $\eta_2 = Cr = 40^\circ$.

Далее нетрудно видеть, что координатам, меньшим 180° , соответствуют: для ξ — точки 1-го и 3-го квадранта, для η — точки — 1-го и 2-го. В квадрантах 4-м и 1-м для ξ , 3-м и 4-м для η расположены направления с координатами, большими 180° . Мы имеем следующую таблицу (табл. 1):

Таблица 1

Квадранты	1	2	3	4
ξ	270—360°	0—90°	90—180°	180—270°
η	0—90°	90—180°	180—270°	270—360°

Эта таблица позволяет проконтролировать совместимость найденных значений координат. Так например, несовместимы значения $\xi = 40^\circ$ и $\eta = 70^\circ$, несмотря на то, что оба малых круга в этом случае пересекаются. Недоразумения могут произойти, если нулевой от-

счет φ играет один раз роль вычитаемого, другой раз уменьшаемого. Нужно поставить строгим правилом всегдашнее вычитание φ_0 . Если например $\varphi_0 > \varphi_x$, то $\xi = \varphi_x + 360 - \varphi_0$. Точное соблюдение этого элементарного правила предохранит от возможной путаницы при пользовании стереографической сеткой.

2. Правила нумерации. При работе с сеткой Вульфа нумеруем деления вдоль окружности сетки, начиная от главного меридиана. Совместив с нулем сетки точку B на восковке, берем деление, соответствующее координате ξ , и через него проводим дугу малого круга. Затем поворачиваем восковку, ставим на нуль точку C и отмечаем точку P , в которой пересекается малый круг, соответствующий координате η , с ранее перечерченной дугой. Чтобы избежать поворотов на сетке Вульфа, удобнее иметь сетку с двумя взаимно перпендикулярными системами малых кругов. Нуль сетки совмещаем с точкой C , тогда координате ξ будет соответствовать деление, помеченное числом на 90° большим, чем ξ . Обозначим его через ψ . Чтобы не прибавлять каждый раз 90° , можно находить ψ , вычитая из φ_x не φ_0 , а $\varphi_0 - 90$, так как $\varphi_x - (\varphi_0 - 90) = \xi + 90^\circ$.

3. Оформление данных опыта. Чтобы быстро находить числа, по которым строится диаграмма, удобно наносить данные измерения в виде таблиц. Приводим для примера такую запись (табл. 2)

Сетка Вульфа $\varphi_0 = 25^\circ$

Найденные значения координат совместимы.

4. Сетка с двумя системами кругов. (табл. 3).

$$\varphi_0 = 25, \varphi_0 - 90 = -65^\circ$$

5. Определение координат направления. Чтобы нанести на сетку какой-либо вектор R , лежащий в плоскости, координаты которой определяются (например, оптическую ось в плоскости глав-

Таблица 2

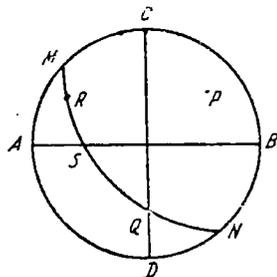
	$\bar{\varphi}_x$	φ_x	ξ	$\bar{\varphi}_y$	φ_y	η
Первая плоскость		81	57		159	132
		80			156	
		82			156	
		82			157	
Вторая плоскость	95	274	249	139	317	292
	94			137		
	94			136		
	94			137		

Таблица 3

	$\bar{\varphi}_x$	φ_x	ψ	$\bar{\varphi}_y$	φ_y	η
Первая плоскость		81	146		159	132
		80			156	
		82			156	
		81			157	
Вторая плоскость	95	274	339	139	319	294
	94			137		
	94			136		
	94			137		

ного сечения), поступаем так, как вытекает из рассматриваемой фиг. 3. Здесь MN — плоскость, в которой лежит вектор R . Точка Q диаграммы изображает прямую, вдоль которой пересекаются плоскость MN и плоскость CD , перпендикулярная к плоскости шлифа и к прямой AB . Направление Q перпендикулярно поэтому оси x и совпадает с направлением оси микроскопа, когда данная прямая AB при определении координат нормали P установлена перпендикулярно оси микроскопа.

Если, следовательно, при такой установке мы запишем не только отсчет φ_x по лимбу микроскопа, но отметим такое деление ϑ_x , на которое указывает нониус лимба оси I , то, повернув затем



Фиг. 3

шлиф вокруг этой оси и приведя вектор R к совпадению с направлением наблюдения, мы можем на опыте измерить угловое расстояние $QR = \vartheta_k - \vartheta_x$, где ϑ_k — отсчет по нониусу лимба J при установке на R . Чтобы нанести проекцию R на диаграмму, откладываем вдоль MN от точки Q дугу $QR = \vartheta_k - \vartheta_x$ принимая, конечно, во внимание направление, в котором потребовалось повернуть полусферу при переходе от Q к R .

Само собой разумеется, что наряду с вектором Q мы можем пользоваться и вектором S , отмечая отсчет ϑ_y , когда ось x перпендикулярна оси микроскопа.

Если требуется нанести на сетку направление, с определенной плоскостью не связанное, то, к сожалению, непосредственный отсчет координат невозможен и приходится идти по прежнему пути, т. е. поступать так:

1. Устанавливают полусферу на интересующее направление и отмечают ϑ_k .
2. Определяют координаты нормали P к перпендикулярной в этот момент к оси I плоскости, отмечая при этом также ϑ_x и ϑ_y .

На основании этих данных наносят сначала проекцию плоскости, и на ней — проекцию интересующего направления.

Этот метод, конечно, громоздок, но он не является особенно отягощающим моментом в работе, поскольку фактически в громадном большинстве случаев устанавливают не на определенное направление, а на определенную плоскость в шлифе.

Пример. Определение оптической индикатриссы и угла оптических осей минерала:

1. Ось I установлена в начальное положение: $\varphi_0 = 75^\circ$.

2. Найдена первая плоскость оптической симметрии: сегмент обращен влево: $\varphi_x = 135^\circ$; $\varphi_y = 205^\circ$.

Выхода оптических осей нет.

3. Найдена 2-я плоскость: сегмент обращен вправо.

Имеется выход оптической оси: $\varphi_x = 45^\circ$; $\varphi_y = 141^\circ$; $\vartheta_x = 106$; $\vartheta_y = 71$; $\vartheta_k = 88^\circ$.

Результаты записываем в форме таблицы для сетки Вульфа (табл. 4):

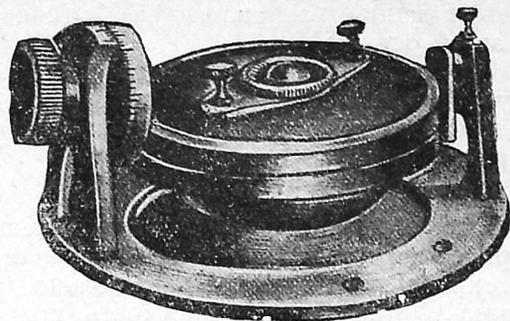
$$\varphi_0 = 75.$$

Наносим результаты на сетку (фиг. 4). Первая плоскость изобразится кругом 1, вторая кругом 2. В точке A имеем вы-

Таблица 4

	$\bar{\varphi}_x$	φ_x	ξ	$\bar{\varphi}_y$	φ_y	η
Первая плоскость . .	135	315	240	209	389	314
Вторая плоскость . .	—	45	330	—	141	66

$\vartheta_x = 106^\circ; \vartheta_1 = 71^\circ;$
 $\vartheta_R = 88^\circ.$

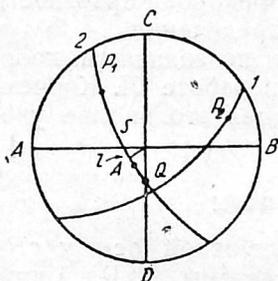


Фиг. 5

ход оптической оси. Угол оптических осей $2V = 44^\circ$.

Если показатели преломления минерала и стекла сегмента заметно различаются, необходимо внести поправку на положение проекций найденных элементов симметрии.

Так например, плоскость 2 на диаграмме фиг. 4 образует с нормалью к шлифу угол, измеряемый дугой Ol . Этот угол необходимо исправить согласно формуле $\frac{\sin Ol'}{\sin Ol} = \frac{N_{\text{стекла}}}{N_{\text{минер.}}}$.



фиг. 4

Отложив на круге Ol дугу Ol' , проводим большой круг через точки l и l' . Выход оптической оси лежит на пересечении этого круга с кругом, проходящим через O и A . Исправив положение проекции плоскостей 1 и 2, определяем $2V$.

Установка полусферы на заданные координатами направление в шлифе

Описанная система координат позволяет находить стереографическую проекцию характерных для минерала плоскостей и направлений, но не годится для решения обратной задачи. Для последней необходима еще одна фиксированная ось, вокруг которой можно было бы вращать шлиф, и в соответствии с этим изменение системы координат.

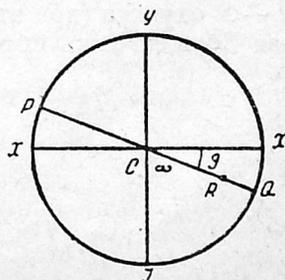
Добавление оси однако же не равносильно добавлению лимба, потому что с помощью прямых на сегменте можно для нужных отсчетов использовать, как в предыдущем случае, лимб столика микроскопа.

Чтобы без конструктивных изменений создать новую фиксированную ось, поступаем так:

К полусфере добавляется вспомогательное кольцо (фиг. 5). Это кольцо надевается поверх нее, причем всеми своими точками опирается на кольцо качалки и в этом положении, нажимая на края полусферы, устанавливает плоскость ее параллельно плоскости кольца качалки.

Надев кольцо и придерживая его рукой, можно с помощью винтов пластинки сегмента вращать полусферу и шлиф вокруг оси, перпендикулярной к плоскости последнего и соответствующей оси M Федоровского столика.

Введем теперь новые координаты вместо ξ, η, ϑ . Пусть R (фиг. 6) проекция избранного направления, образующего с нормалью к шлифу угол $\omega = OR$. Этот угол избираем первой координатой. В качестве второй возьмем двугранный угол θ , который образуют перпендикулярные к плоскости шлифа большие круги PQ (в плоскости которой



Фиг. 6

лежит данное направление) и Xx (содержащий ось X).

По координатам ω и θ установить полусферу в требуемое положение с помощью вспомогательного кольца не представляет труда.

Поступаем так:

Кладем кольцо на полусферу и слегка придерживаем его рукой, чтобы оно всеми точками опиралось на кольцо качалки. Устанавливаем плоскость полусферы приблизительно параллельно столику микроскопа, поворачиваем полусферу внутри кольца так, чтобы координатные прямые расположились под углом 45° к оси I . Затем подобно тому, как это делалось при определении координат нормали π к плоскости, вращением качалки и столика микроскопа приводим изображения координатных прямых к совпадению с нитями в окуляре. Поскольку в данном случае обе прямые сегмента лежат в плоскости, проходящей через ось I , установка на перпендикулярность оси микроскопа осуществляется для обеих прямых одновременно. Поэтому совпадение креста на сегменте с нитями окуляра указывает на то, что плоскость полусферы перпендикулярна к направлению наблюдения. Оставляем полусферу в этом положении; закрепляем винт у оси I , записываем показание ϑ_0 нониуса лимба J и переходим к самой установке на указанное направление.

Повернем столик микроскопа, расположив ось I под углом θ (фиг. 6) к нити $W-O$. Для этого к исходному отсчету φ_0 прибавляем θ и на соответствующее деление устанавливаем столик. Тогда ось I станет относительно нити $W-O$ в такое же положение, как PQ относительно Xx .

Вслед за этим, придерживая добавочное кольцо, повернем полусферу внутри него и приведем изображение длинной прямой сегмента к совпадению с нитью $N-S$ окуляра (при этом короткая прямая должна быть обращена влево). Тог-

да плоскость PQ станет перпендикулярно оси I . Вращением вокруг этой оси мы можем, следовательно, любое направление в этой плоскости привести к совпадению с оптической осью микроскопа. Поэтому, если мы отпустим зажимной винт неподвижной оси и подставим нониус лимба J на деление $\vartheta_0 \pm \omega$ (\pm в зависимости от того, в каком квадранте находится R), то заданное координатами ω и θ направление совпадает с осью микроскопа.

Предлагаемый нами метод определения координат испытан А. Колотушкиным на ряде двойников плагиоклаза, причем те же двойники исследовались параллельно на федоровском столике. Результаты измерений показали, что установка координатных прямых на перпендикулярность оптической оси микроскопа производится с достаточной точностью и найденные величины совпадают с полученными на столике Федорова. Полусфера, снабженная приспособлением в виде креста на сегменте, превращается, таким образом, в простой теодолитный прибор, позволяющий в отсутствие столика Федорова произвести самые насущные определения.

Метод установки по заданным координатам испытан в работе Л. Корчемкиным, который нашел его вполне удовлетворительным.

Выводы

1. Наличие неподвижной оси у столика полусферы системы В. В. Аршинова позволяет воспользоваться этим прибором для теодолитного метода определения минералов под микроскопом.

2. Точность определения несколько ниже, чем у столика Федорова.

3. Задача установки шлифа в заданном координатами положении разрешена только в части, касающейся установки на данное в шлифе направление.

Кристаллооптический кабинет ИМС

Л. И. Корчемкин

Опыты по определению минералов с помощью гемисферы системы В. В. Аршинова

Статья имеет целью ознакомить петрографа с конструкцией и возможностями, которые дает при работе с микроскопом гемисфера системы В. В. Аршинова, являющаяся упрощенным универсальным столиком.

Метод исследования минералов Е. С. Федорова на универсальном столике чрезвычайно расширил область кристаллооптических измерений, уточнил и сделал определенными их результаты; но оставаясь непревзойденным и незаменимым для точных научных исследований, он не может вполне удовлетворить требованиям массовой петрографической работы, больше нуждающейся в экономии времени, чем в достижении большой точности, которая при такой работе может быть нужна сравнительно в небольшом количестве случаев. К тому же вполне надежные результаты во всевозможных случаях определений метод Е. С. Федорова дает только в руках достаточно знающего работника, что объясняет часто встречающиеся ошибки определений¹.

Поэтому другие, более быстрые и простые методы определения минералов, основанные на определении углов угасания в различных направлениях, пользуются более широким распространением, в особенности за границей.

В числе последних особое место занимает сравнительно новый, так называемый зональный метод Rittmann², служащий для определения плагиоклазов по углам угасания в характерных зонах.

Значительная точность³ определения полевых шпатов по углам угасания в ориентированных разрезах, получаемая даже на простом столике микроскопа, еще более увеличивается с применением

теодолитного прибора, дающего возможность осуществить вращение препарата и этим более точно и быстро находить требуемые в кристаллах направления.

Поэтому вполне естественно, что практика показала полную пригодность применения зонального метода для практической массовой петрографической работы⁴ как в отношении достаточной точности и надежности результатов, так и в отношении затрачиваемого времени, что и объясняет его быстрое проникновение в практику микрокопической работы. «Зональный метод» определения плагиоклазов А. Rittmann очень прост и в основном состоит из следующих четырех операций:

- 1) установки зоны,
- 2) определения типа двойникового срастания (граневой, осевой, сложный).
- 3) определения содержания анортита и двойникового завона по углам угасания в определенных направлениях зон $\perp (010)$ и $\perp (001)$.

Обычно теодолитным прибором при работе по зональному методу является столик Е. С. Федорова, причем все упомянутые операции осуществляются вращением препарата вокруг осей: n , H и M , точный же отсчет углов поворота по соответствующим лимбам необходим и в этом случае только для оси J и оси M (оси столика микроскопа), тогда как повороты вокруг осей n и H , необходимые лишь для установки зоны, не требуют никаких отсчетов.

Последнее обстоятельство создает возможность при работе по зональному методу, заменить столик Федорова более простым по конструкции теодолитным прибором.

Из различных упрощенных моделей универсального столика Федорова, имеющих в настоящее время⁵, наиболее

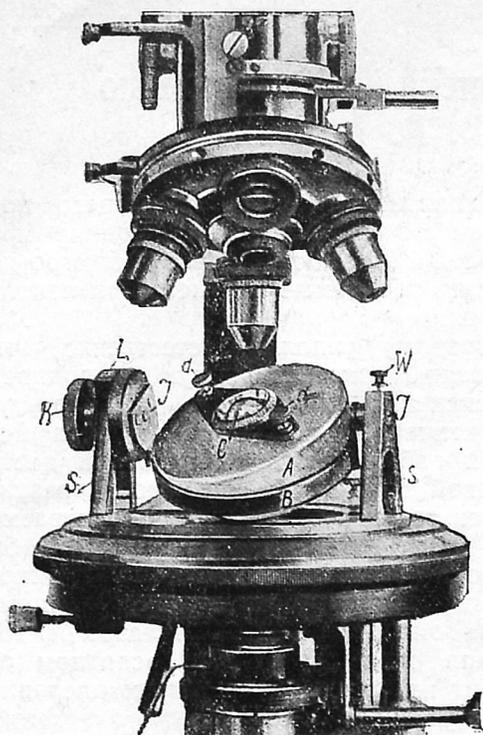
¹ В. Н. Лодочников, Главнейшие породообразующие минералы, стр. 231—237, Георазведиздат, М.—Л. 1933 г.

² А. Ритман, Зональный метод, пер. Ю. А. Кузнецова, Томск 1931 г.

³ Иогансен, Определитель породообразующих минералов, стр. 66, ГНТ горное изд-во, 1932 г.

⁴ А. Ритман Зональный метод, пер. Ю. А. Кузнецова, стр. 1—3.

⁵ А. В. Шубников, Простейший универсальный столик для оптического исследования кристаллов «Минеральное сырье», VI, № 10—11, 1931 г.; Шубников, Вторая модель универсального столика для оптического исследования кристаллов, «Минераль-



Фиг. 1. Гемисфера с качалкой системы проф В. В. Аршинова

близка к нему по конструкции гемисфера с качалкой, предложенная В. В. Аршиновым⁶ и сконструированная им при ближайшем участии научного руководителя кристаллооптического кабинета ИМС Н. Е. Веденеевой.

Прибор этот (фиг. 1) состоит из двух основных частей: качалки, т. е. кольца В, укрепленного при помощи неподвижной оси J на ножках S, и стеклянной гемисферы А, свободно вращающейся от руки в кольце качалки В.

Кольцо В вращается вокруг оси J при помощи рифленого колесика К и углы поворота вокруг оси J отсчитываются по лимбу с делениями Z. Ось J может быть закреплена в требуемом положении винтом W. Собственно гемисфера служит, с одной стороны, столиком, на который помещается шлиф, с другой — заменяет нижний сегмент столика Федо-

ное сырье», VII, № 2, 3, 4, 63; Н. Е. Веденеева, Новая модель столика полусферы к микроскопу, «Минеральное сырье», VII, № 2, 3, 4, 49—59, 1932 г.

⁶ В. В. Аршинов, О стеклянных полусферах для кристаллооптических измерений на поляризационном микроскопе. Труды Института прикладной минералогии, вып. 65, ОНТИ НКТП СССР 1934 г.

рова и является в сущности тоже сегментом, так как высота ее уменьшена на среднюю толщину предметного стекла с таким расчетом, чтобы шлиф породы, помещенный на ее плоскую поверхность кверху покровным стеклом, совпадал с геометрическим центром гемисферы, лежащим на оси J. Сферическая поверхность гемисферы матовая, что не мешает работе благодаря смазке ее глицерином; смазка производится для лучшего сцепления ее с металлическим кольцом качалки и более легкого вращения в кольце.

Устройство и назначение верхнего сегмента С тождественны таковому же у столика Федорова, отличаясь лишь тем, что на плоской поверхности его наносится тонкий неполный крест (фиг. 2), нужный в случае работы с гемисферой по федоровскому методу, связанному с отсчетом координат.

Винтики d, укрепляющие верхний сегмент, могут служить для более удобного вращения гемисферы в кольце качалки.

Описанная гемисфера выгодно отличается от существующих упрощенных моделей столика Федорова тем, что она имеет одну, а новейшая ее конструкция⁷ даже две неподвижных оси вращения. Для определения кристаллооптических плоскостей и направлений она не требует разработки новых методов, как это, например, имеет место для гемисферы Шубникова, а позволяет пользоваться федоровско-никитинским и зональным методами.

Как показал опыт работы с гемисферой Аршинова, произведенный мной под руководством Н. Е. Веденеевой в петрографической лаборатории Института прикладной минералогии, она является особенно удобной при работе по зональному методу. В данном случае первая операция, т. е. установка зоны, как не требующая никаких отсчетов по лимбам, осуществляется простым вращением гемисферы в кольце от руки, а все остальные операции зонального метода производятся совершенно так же, как при работе со столиком Федорова.

Работа с этим прибором по зональному методу происходит быстро и без ущерба для точности определения в сравнении со столиком Федорова, что

⁷ См. в работе Н. Е. Веденеевой в этом номере журнала о дополнительном накладном кольце.

подтверждено получением ряда совершенно тождественных результатов определений состава и двойникового закона плагиоклазов, проведенных параллельно на столике Федорова и на гемисфере.

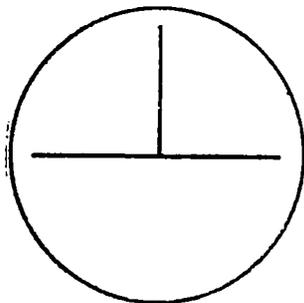
Наряду с зональным методом гемисфера с качалкой может быть с удобством применена и в некоторых других случаях петрографической практики, требующих наклона препарата без учета координат.

В качестве примеров можно привести следующие:

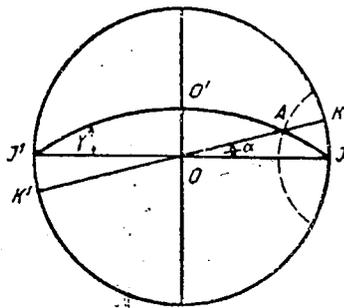
1. Определение знака одноосного минерала и угла наклона его оптической оси к плоскости шлифа при любой ориентировке зерна⁸ (что может быть интересно, например, для суждения о величине его двупреломления и для других целей). Операции, производимые при определении угла наклона оптической оси, уясняются из фиг. 3, а именно: а) главное сечение JOJ одноосного минерала, перпендикулярное к плоскости шлифа, приводится в положение, перпендикулярное к плоскости симметрии микроскопа; б) гемисфера отклоняется от нулевого положения на произвольный угол γ вращением вокруг оси J ; в) измеряется получаемый при отклоненном положении угол угасания α вращением гемисферы вокруг оси M — оси столика микроскопа; г) строится диаграмма, подобная фиг. 3, и графически определяется положение оптической оси A , находящейся на пересечении главного сечения $JO'J$ с вертикальной плоскостью KK' , проходящей через ось микроскопа и оптическую ось минерала после поворота гемисферы вокруг оси J на угол γ .

2. Измерение $2V$ минерала в шлифе, если выходят непосредственно две оп-

⁸ E. V. Fedorow, *Universalmethode und Feldspathstübien III*, Z. f. Kr, 29, 1898. S. 616.



Фиг. 2



Фиг. 3

тические оси, и при этом определение знака его.

3. Определение главных показателей преломления при помощи иммерсионных жидкостей, причем в жидкости с показателем преломления n_m минерала можно определить одновременно $2V$ в зернах с неправильными ограничениями (если выходят одновременно две оптические оси).

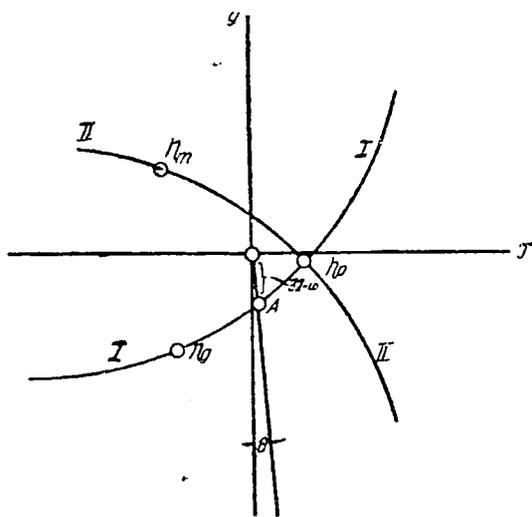
4. Установка поперечного разреза зерен минералов и групп амфибола и пироксена для получения характерного угла между трещинами спайности в этом разрезе (что возможно, если необходимый угол наклона препарата не выходит из пределов, определяемых устройством прибора).

5. Определение угла угасания slg тахитит в параллельном разрезе для минералов из групп пироксена и амфибола. (Пункты 4 и 5 подобны зональному методу определения плагиоклазов, но относятся к группам амфибола и пироксена.)

6. Различение микроклина от ортоклаза в случае появления характерной для микроклина решетчатой двойниковой штриховки при наклоне зерна.

7. Возможность наблюдения за изменением интерференционной окраски зерен минералов с изменением их наклона, что часто важно при определениях; так например, возможно наклоном гемисферы различить тальк от хлорита в разрезе параллельном (001), по сильному различию в изменении их двупреломления при наклоне шлифа, а также в других подобных случаях.

Так как в случаях применения гемисферы, не требующих метода координат, работа с ней подобна работе со столиком Е. С. Федорова, то увеличение точности определения, сокращение времени и количества шлифов, даваемое гемисферой сравнительно с простым



Фиг. 4

микроскопом, было бы таким же, какое достигается в этих случаях применением столика Е. С. Федорова, если бы не имелось некоторого неудобства работы с гемисферой, обусловленного недостаточно совершенным скольжением ее в кольце качалки, что выражается иногда в небольшом заедании при вращении ее внутри кольца, соскальзывании с установленного положения и выскакивании из кольца при больших наклонах.

Что касается работы с гемисферой по федоровскому методу, то для полноты характеристики работы с ней необходимо отметить, что хотя она и позволяет произвести определение минерала по этому методу (как сказано при описании ее), но способ определения координат при этом, если желательно получить результаты такой же точности, какую дает столик Федорова, требует значительно больше времени, чем при аналогичной работе с последним, причем особенно затруднительна обратная задача: установка плоскости по координатам, что часто бывает нужно при работе.

Установка же нужного направления по координатам, как видно из фиг. 4, полученного при испытании гемисферы, осуществляется просто, если имеется стереографическая проекция этого направления и гемисфера снабжена добавочным кольцом, которое, будучи наложено на нее сверху⁹, позволяет практи-

чески легко осуществить операцию вращения гемисферы в плоскости, параллельной кольцу качалки, что создает, таким образом, в ее конструкции вторую неподвижную ось, отвечающую оси *л* столика Е. С. Федорова¹⁰.

Фиг. 4 поясняет операции при обратной установке в микроскопе направления оптической оси *A*, которая нанесена на стереографическую проекцию при установке индикатриссы зерна микроклина.

I—I }
II—II } плоскости индикатриссы

$Q = 17^\circ$ горизонтальный угол поворота гемисферы в кольце качалки, на которой она вращается с помощью добавочного кольца;

$\omega = 32^\circ$ вертикальный угол, на который надо повернуть ось *I* качалки, после указанного горизонтального поворота гемисферы на угол θ

После поворота гемисферы на углы Q и θ (статья Н. Е. Веденеевой в этом же номере) требуемое направление является установленным.

Являясь портативным, легким, достаточно прочным и простым в употреблении прибором, гемисфера с качалкой может быть применена и в полуполевого обстановке стационарных геологоразведочных партий, частично ведущих камеральную обработку полевого материала на месте работы.

Из всего сказанного можно сделать заключение, что в случае отсутствия столика Е. С. Федорова и при наличии нужды в теодолитном приборе, особенно при массовой петрографической работе, гемисфера с качалкой, способная в значительной мере заменить столик Федорова, может быть весьма желательным прибором. Ознакомление с работой на нем поэтому рекомендуется как практикам-петрографам, так и студентам соответствующих вузов при изучении ими микроскопических методов, особенно в связи с практикумом по зональному методу.

Петрографическая лаборатория ИМ

¹⁰ На такой гемисфере с добавочным накладным кольцом может быть установлена так же и плоскость по своему полюсу, аналогично установке направления, но не в установочной плоскости микроскопа, а в перпендикулярной к ней и проходящей через ось *T* и ось микроскопа.

⁹ См. работу Н. Е. Веденеевой в этом номере.

О платиноносности халиловских и хабарнинских хромитов на Южном Урале

Южный Урал мало изучен в отношении платиноносности; настоящая работа является попыткой установить наличие руд платины в халиловских и хабарнинских хромитоносных змеевиках и перидотитах, главным образом, в районе среднего течения р. Губерли, где еще в 1890 г. акад. Ю. Ф. Левинсон-Лессингом давались указания на находение там платины в змеевиках и промитах по речке Атаманской, по левому берегу среднего течения р. Губерли между хуторами Хабаровым и Елианкой.

В своем предварительном отчете «Геологическое исследование Губерлинских гор» (стр. 15) Левинсон-Лессинг упоминает что «бесспорно самой интересной и самой важной рудой является хромистый железняк». Местами, как, например, на Атаманской речке по левому берегу среднего течения р. Губерли, между Абтрашкиным и Байказакowym, он встречается в изобилии большими глыбами среди крупных змеевиковых россыпей. Качественное испытание показало присутствие платины в этих хромистых железняках. Количественное содержание, к сожалению, еще не определено.

НИГРИ Волжского геотреста путем постановки специальной работы по выявлению рудной платины в халиловских перидотитовых змеевиках решило провести некоторое количественное определение на платину. Практическое значение этой работы очевидно: установление наличия платины в хромитах поднимет ценность хромитовой, руды, как экспортного сырья.

Пути разрешения этой задачи уже выходят за рамки лабораторного и петрографического исследования. Методика определения платины в хромитах и перидотитах требует взятия массовых проб в количестве 10—15 т каждая, которые путем дробления руды на бегунной фабрике и последующей промывке могут дать практически интересный результат.

Район р. Губерли геологически представляет главную ось южных отрогов Уральского хребта и здесь ясно выра-

жены все элементы геологии Южного Урала. Губерлинские горы по исследованию Левинсон-Лессинга являются сильно размытыми складчатыми горами.

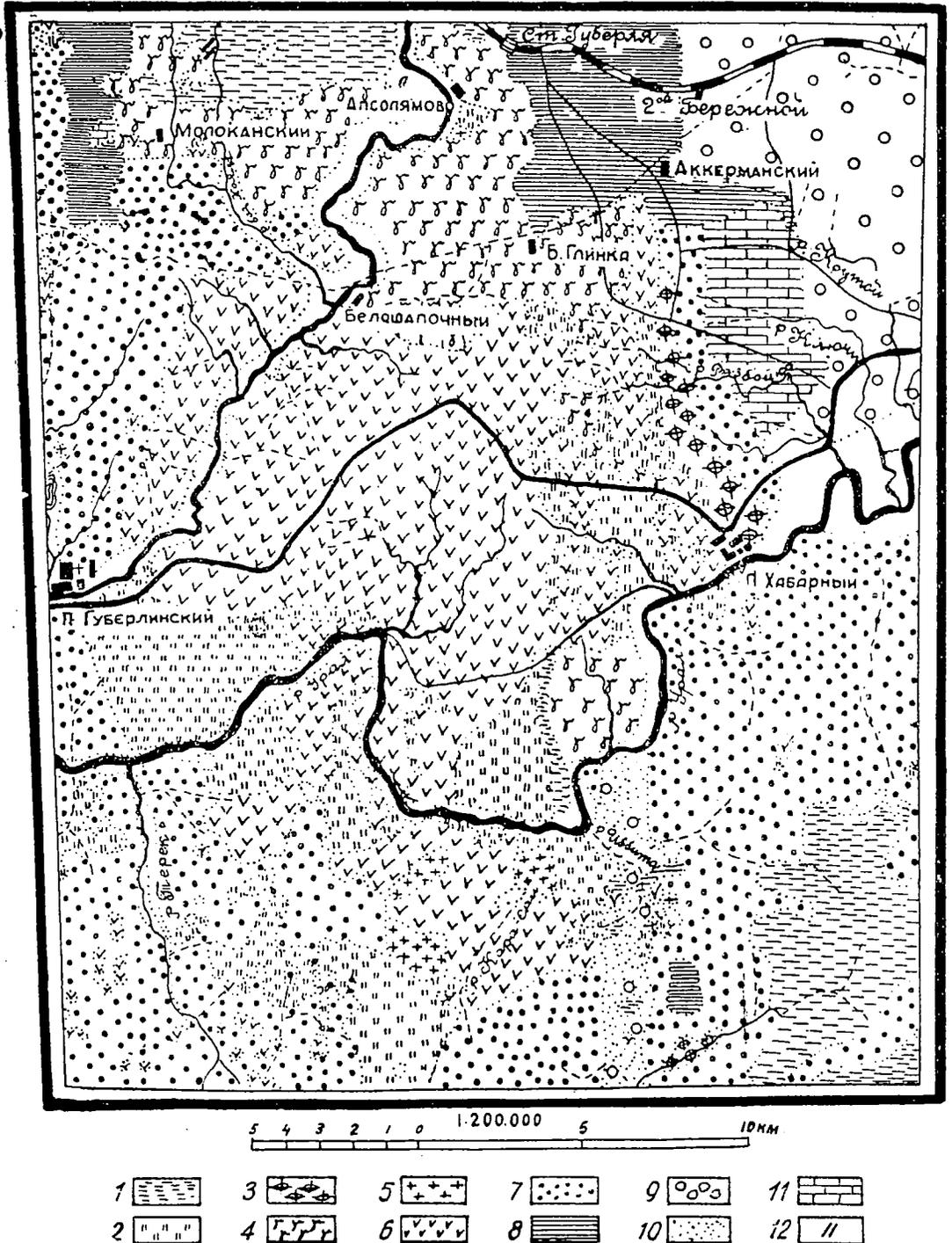
Сложность геологических процессов, происходивших на Урале в течение дольго продолжительного периода, создала разнообразную и сложную картину геологического строения этого участка. После Герцинской складчатости Урал был сильно денудирован и превращен почти в пенеплен. В последующие геологические периоды горообразовательные процессы содействовали глубинным магматическим процессам, которые привели Уральский хребет к современному виду и явились источником, обогатившим Урал благородными металлами — золотом и платиной.

Район по системе р. Губерли сложен, главным образом, породами изверженного комплекса — различными кремнистыми и кристаллическими сланцами.

По верхнему течению р. Губерли [по геологической карте Наливкина (фиг. 1)] господствуют слюдяно - серицитовые сланцы и гнейсы, в среднем течении р. Губерли¹ развиты серпентинизированные перидотиты, которым подчинены габбро, нориты и змеевики (серпентиниты) и особенно в Приуральской полосе между Хабаровым и Губерлинским. Нижнее течение р. Губерли проходит по кремнистым и яшмовидным породам и сланцам, среди которых выходят изверженные породы: диориты, кварцевые порфиры, граниты и габбро.

С точки зрения наличия платины интересны породы среднего течения р. Губерли, т. е. породы перидотитовой магмы, серпентиниты, перидотиты и хромиты. Образование серпентинитов в этом районе шло, повидимому, за счет замещения оливинов и реже пироксенов. На Среднем Урале платиновые месторождения почти всегда приурочены к ультраосновной перидотитово-пироксенитовой магме и находятся в сегрегации дунита с хромитом $FeCr_2O_4$.

¹ По съемке геолога Е. Зиф.



Фиг. 1. Литологическая карта Губерлинского района (по Наливкину): 1—метаморфическая группа: кристаллические сланцы, кварцитовые сланцы, кварциты, 2—габбро, габбро-диориты, габбро-диабазы, диориты, кварцевые диориты; 3—диабазы, мадельштайны, вариопиты, спилиты и, главным образом, порфириты, 4—туфы, туфобрекчии и туфиты; 5—пироксениты, горблендиты; 6—змеевки; 7—кремнистые породы; 8—пески и глины; 9—конгломераты; 10—песчаники; 11—известняки; 12—жилы кварца

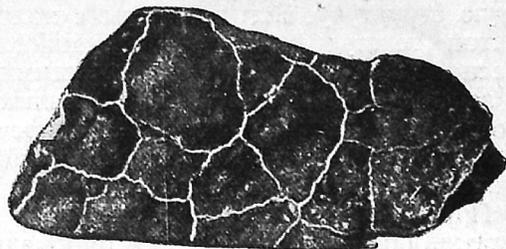
По последней съемке 1934 г. по Хабаровинскому участку были найдены образцы серпентинизированного дунита; по аналогии со Средним Уралом не исключена возможность нахождения руд платины на этом участке.

Халиловские хромиты геологически связаны с перидотитовым змеевиковым массивом. Большинство залежей хромита находится в виде жильных образований неправильной чечевицеобразной формы и в виде маломощных жил или значительных вздутий. Закономерность в условиях залегания хромитов выражена в том, что все рудные тела (по Халилову) имеют меридиональное или близкое к нему простирание и восточное падение под углом 60—90°. Длина по простиранию рудных тел не превышает 20—70 м. Расположение залежей по массиву зональное.

По Хабаровинскому месторождению хромитов наблюдаются большие размеры залежей при более спокойном залегании. Форма залежей более проста: от довольно «мощных» пологопадающих пластообразных рудных тел до значительных шпиров. На Хабаровинских месторождениях имеются руды массивного строения и пятнистые (рябчик) типа вкрапленных руд магматического происхождения. Эти типы руд чередуются между собой в различных соотношениях в виде пропластков различной мощности.

В отношении генезиса платины Хабаровинские месторождения ближе всего подходят к типу магматическому, где платина связана с оливином, в сегрегации с хромитом.

Если же мы посмотрим на геологическую карту Хабаровинского участка, то увидим, что большой удельный вес пород, слагающих этот участок, будет дунито-перидотитового типа. Хотя чистые дуниты здесь и не встречаются, но озмеевикованные перидотиты, очень близкие к дунитам, встречаются часто. Петельчатая структура змеевика, а также ясно выраженный оливинный состав змеевиков указывают на основность всего хабарнинского комплекса пород. Под микроскопом хорошо видно, как оливин замещается серпентином. Дальнейшее исследование платиноносности необходимо направить в Хабаровинский район, где в этом году при детальном картировании были обнаружены благо-



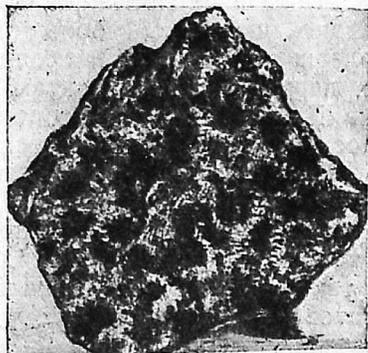
Фиг. 2. Прожилка хромита в серпентините

приятные структуры пород и руд хромитов, связанных с дунитовыми и перидотитовыми озмеевикованными породами. Преобладающие петельчатые структуры хромита и змеевиков являются также хорошим генетическим признаком на платиноносность (фиг. 2).

Змеевики Хабаровинского района широко распространены по массиву и макроскопически представляют плотные, матовые, с занозистым изломом, желтовато-зеленого, грязнозеленого цвета в присутствии хлорита, черного цвета в присутствии магнетита или хромистого железняка и красновато-бурого в присутствии гидратов окиси железа. Змеевики встречаются полосчатой текстуры и петельчатой структуры, иногда сильно карбонатизированы. Чаще встречается хризотилитовый тип змеевика и реже антигоритовый (листоватый).

Руды хромита также делятся по своей структуре на два основных типа: 1) массивно-кристаллического сложения и 2) пятнистого сложения (рябчик). Особенно второй тип (хромит-рябчик) указывает на магматический тип оруденения.

На приведенной фигуре видно, как равномерно распределен рудный минерал хромит в змеевике, создавая пятни-



Фиг. 3. Петельчатая структура хромита

стую структуру. Есть хромиты с полосчатой текстурой, где рудный минерал расположен полосами, чередующимися с зеленым змеевиком. Для Хабаровинского месторождения характерны полосчатые текстуры рябчиков, а для Халиловских — пятнистый рябчик (фиг. 3):

При отборе проб для исследования на платиноносность больше всего обращалось внимание на хабарнинские рябчики ввиду благоприятной их генетической структуры. Хабаровинские рябчики связаны с дунитовым типом змеевиков, халиловские — с перидотитовым типом.

По последним сведениям платинового института Академии наук известно, что форма рассеянного состояния металлов платиновой группы очень распространена. В 1931 г. проводились большие исследовательские работы супругов Ноддак, которые занимались не платиной, а анализом различных минералов с целью выявления в них вновь открытого элемента — рения и попутно в своих спектрограммах определяли металлы платиновой группы. Ими было произведено больше 1600 анализов, и оказалось, что очень большое количество различных силикатов и сульфидов содержат и платиновые металлы в состоянии рассеяния. Надо сказать, что сульфиды в большинстве случаев содержат платиновые металлы. Это дает некоторую поправку в исчислении имеющихся запасов платины в земной коре, которые давались Вашингтоном и Кларком; получилось, что запасы платиновых металлов после перечисления Ноддак увеличиваются в земной коре в 10 тыс. раз, принимая во внимание платину, находящуюся в рассеянном состоянии. Из таблицы спектральных анализов Ноддак, которая приведена в ст. О. Е. Звягинцева «О формах нахождения платины и ее спутников в природе»², видно, что самый большой процент содержания платины находится на Урале в перидотитах и дунитах.

Нам в Хабаровинском месторождении не удалось найти видимой платины; методы опробования, которые мною были применены в 1934 г. (промывка на бегунной чаше, анализы сухих проб на Аффинажном заводе в Свердловске и др.), также не дали положительных результатов, т. е. платины не удалось

получить, но тем не менее мы пока не делаем вывода, что платины там нет.

Признаки генетического характера, а именно петельчатая структура хромитов и змеевиков, оливиновый состав их, который приближает их к озмеевикованным дунитам, говорит за их платиноносность.

При опробовании хромитов на бегунной фабрике на платину было получено золото. Объяснение с генетической точки зрения нахождения золота в хромитах обуславливается тем, что как в хромитах, так и во вмещающих их породах змеевиках имеются кварцевые жилы и прожилки незначительной мощности, которые при микроскопическом осмотре их дают признаки золотоносности, а именно: кварц ожелезнен, мутный, совершенно непрозрачный.

Можно предполагать обогащение золотом хромитов и за счет включения хром-титансодержащего магнетита вместе с платиной и золотом. При изучении крупного концентрата, полученного из ловушек (просмотр в бинокляр), кварц оказался, действительно, золоторудным — мутный, с бурыми побежалостями окиси железа. Это дает подтверждение первому предположению, что золото получилось из кварцевых прожилков.

При прокаливании золота в муфельной печи (при отгонке ртути) оно получало игольчатую структуру, что дает указание на то, что это золото может быть иридитым. Для нас этот факт имеет немаловажное значение, ввиду того, что осмистый иридий является спутником платины, что также указывает на вполне возможное нахождение руд платины в хабарнинских хромитах. К сожалению, куйбышевские лаборатории не могли сделать химические анализы золота, и химическая природа открытого золота для нас в настоящее время остается невыясненной.

Из всех существующих методов опробования на платину самым распространенным считается метод массовой промывки проб руды на бегунных фабриках, по 10—15 т весом каждая проба. По опробованию халиловских хромитов были произведены следующие опыты:

В Куйбышевском химико-технологическом институте летом в 1934 г. проф. Михайловым был сделан микрохимиче-

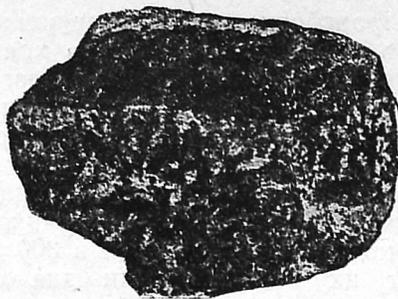
² «Известия платинового института», 1933 г., вып. X.

ский анализ хромита на содержание в нем платины. Анализ дал отрицательные результаты. Недостаток этого метода в том, что исследованию было подвержено очень малое количество хромита, а именно взятая навеска была в 1 г весом. В августе 1934 г. мною был произведен осмотр месторождения халиловских и хабарнинских хромитов и отобраны отдельные пробы с различных карьеров как самих хромитов, так и сопровождающих их пород хромитоносных змеевиков и перидотитов. Всего было взято 12 сухих проб, примерно по 1 кг весом каждая, которые были отосланы в г. Свердловск в Государственный аффинажный завод для анализа. Сухие пробы дали отрицательные результаты. При анализировании брались навески в 100 г, затем проба в количестве 1 вагона с Хабарнинского месторождения с карьера № 5/1 из отвала бедных рябчиковых руд была отослана на прииск «Синий шихан», где находилась обогатительная бегунная фабрика.

В результате опробования на бегунной чаше было получено золото. Во избежание искусственного обогащения были предприняты следующие мероприятия: 1) бегунная чаша № 1 до опробования пропускала старательскую руду из глинистой массы (эллювия), вследствие недостатка руды она 2 суток стояла и была тщательно очищена и вымыта из брандспоя сильной струей воды; 2) все шлюзы были покрыты новым грубым сукном, не бывшим ранее в употреблении; 3) все «ловушки» были проверены и шлюзы вытерты специальными резиновыми щеточками. Только после принятия вышперечисленных мер было приступлено к промывке хабарнинской пробы хромитов.

Полученное золото представляло частично довольно крупные кристаллы кубической формы и частью мелкое золото в виде мелких оолитов, частью игольчатой структуры.

Промывка велась несколько необычным способом, а именно, кроме ртути, которая была залита в чашу (в количестве 300 г) для улавливания золота, все шлюзы были закрыты новым грубым сукном для улавливания платины. Но все же для улавливания платины условия опыта были неблагоприятны. Не было столов Вильфлея, малый уклон



Фиг. 4. Хромит-рябчик (черное — хромит, серое — змеевик)

шлюзов (0,03) чаши № 1, на которой производился опыт, не позволял провести эти опыты надлежащим образом.

Хвосты опробовались ручным пробником систематически через каждые 3 мин., и отстоявшийся тонкий илистый материал был отдан на химический анализ в Айдырлинскую золото-сплавочную лабораторию.

Анализ хвостов показал содержание в них золота. Также были собраны концентраты хромита со шлюзов и переданы для анализа на золото и платину. Концентрат, полученный после промывки всей пробы после полоска с сукном, показывает содержание золота.

Отсюда видно, что снос мелкого золота получался довольно большой. Таким образом выясняется, что хабарнинские хромиты золотоносны и подлежат дальнейшему исследованию на золото.

Выводы. 1. Выводы генетического характера приводят к заключению, что платина в хабарнинских хромитах имеется. Структура хромитов в хромитоносных змеевиках Хабаровского имеет петельчатый вид, аналогичное строение которых отмечено у проф. А. Н. Заварицкого в Тагильском дунитовом массиве, в его работе «Коренные месторождения платины на Урале».

Форма залегания халиловских хромитов имеет большое сходство с формами залегания тагильских платиноносных хромитов.

2. Отрицательные результаты нашей работы на данной стадии (фиг. 4) скорее всего объясняются неудовлетворительностью наших установок для улавливания платины. Необходимо дальнейшее более тщательное изучение вопроса платиноносности южноуральских хромитов.

3. Проработка темы разрешила вопрос о нахождении золота в хромитах в положительном смысле, благодаря чему может быть поставлен вопрос о повышении стоимости руд хромита, экспортируемых за границу.

Кроме того, установление наличия золота в бедных рудах — рябчиках, запасы которых исчисляются в 300 тыс. т, делает их рентабельными для обогащения, почему вопрос об эксплуатации бедных руд с последующим их обога-

щением и попутным извлечением из них золота становится актуальнейшим вопросом.

4. При проектировании обогатительной фабрики близ поселка Хабарового (которая уже начата строительством, но пока не закончена) необходимо учесть вышеуказанные выводы и ввести дополнительно соответствующие агрегаты для извлечения золота, а возможно и платины из руд хромитов.

Н. Е. Ефремов

Месторождение железной охры в районе г. Бештау на Северном Кавказе

В настоящей работе описываются геологические условия залегания железных охр в районе г. Бештау на Северном Кавказе.

В работе приведены химические анализы различных сортов красок (желтых охр и красных мумий) и минералов, генетически с ними связанных. Дана минералогическая характеристика месторождения, приведены результаты технологических испытаний природных красок, разобран вопрос о генезисе месторождения. В результате произведенных исследований установлено практическое значение месторождения у г. Бештау, к эксплуатации которого кустарным образом можно уже приступить немедленно.

Указаны проявления природных красок в сопредельных районах Пятигорья и намечены пути и задачи дальнейших работ по изучению месторождения.

В заключение приводится список минералов и минеральных видов, встреченных в Бештаугорском месторождении железных охр.

Месторождение охры в своем залегании приурочено к толще древних делювиальных отложений на восточном склоне г. Бештау.

Выходы месторождения находятся в непосредственной близости ж.-д. полотна и, собственно, были вскрыты ж.-д. выемкой. Месторождение расположено меж-

ду ж.-д. станциями Бештау и Каррас (Минераловодская линия) на расстоянии 1,5 км от последней. Ориентируясь в направлении Каррас-Бештау, в левом борту ж.-д. выемки мы имеем следующее обнажение:

Чередование слоев дается сверху вниз.

1. Почвенно-растительный слой — 0,65 м.
2. Серая слабопесчанистая глина, слегка вскипающая с соляной кислотой — 2,30 м.
3. Желтовато-серая глина с пятнами красной глины — 0,40 м.
4. Красновато-желтая глина — от 0,15 до 0,35 м.
5. Пласт охры, имеющий участками яркожелтую, оранжевую или кирпично-красную окраску от 0,40 до 0,80 м.

Пласт охры содержит включения овальной формы скоплений ноздреватого, выветрившегося лимонита, среди массы которого встречаются турбит и как редкость бархатная обманка. Включения не образуют выдерживающегося прослоя, встречаясь спорадически и достигая мощности местами приблизительно 35 см.

6. Серая подстилающая глина, слегка вскипающая с соляной кислотой видимой мощности 1,15 м.

Дальнейшее чередование слоев скрыто под наносами. В пласте серой кроющей глины наблюдаются комковатого характера отдельные стяжения цирролюзита оолитового сложения, вада и встречающегося совместно с ними гипса, кристал-

лы которого содержат включения охры¹.

Скопления марганцевых минералов, представленных пиролюзитом и вадом, наблюдаются не только в покрывающей глине, но они встречаются и в самом верху пласта охры. Повидимому, марганцевые минералы есть и в самом пласте охры. Это подтверждается химическим анализом охры, который устанавливает содержание в ней MnO—0,37% (табл. 1).

Интересно отметить, что в одном из штуфов, где лимонит как бы облеплен кристаллами гипса, сцементированными охрой, встречены волокнистые индивидуумы палыгорскита, обволакивающего желвачки гипса в виде мельчайших серовато-желтоватых нитей. Здесь же присутствуют мелкие зерна кальцита, реже—магнезита.

По простиранию обнажающийся выход пласта прослеживается на 50 м. Падение пласта на юго-запад 205° с углом падения 3—4°. В северной части обнажения пласт скрывается под наносами, в южной части он обрезается балкой. Заросли и наносы не позволяют без производства соответствующих горных работ (типа расчисток и неглубоких шурфов) говорить о характере залегания, выдерживаемости мощности пласта как по простиранию, так и по падению. Остатки смытого пласта видны на противоположной стороне выемки ж.-д. полотна. Кроме того, выходы красящих земель прослеживаются пропластками среди сланцеватых глин в борту до ж.-д. выемки, к югу от месторождения по направлению в сторону станции Каррас. Здесь встречаются скопления красящих земель розовато-красного, бледножелтого и коричневого цветов.

Физические свойства. Охра по своему внешнему виду представляет землистую, несколько влажную, глинистую, мягкую наощупь массу, обладающую различными цветами от желтого до кирпично-красного. При высыхании довольно легко

разминается руками и легко дезагрегируется водой. Охра легко растирается между пальцами и прилипает к языку. При действии соляной кислоты наблюдается легкое вскипание. В пласте охры внешне можно различать три сравнительно резко отличающихся компонента:

- 1) Охра красновато-желтая (вязкая) образца № 13
- 2) » коричнево-красная » » № 12
- 3) » темно-желтая » » № 11

Все эти компоненты не имеют резких границ друг с другом, давая взаимные переходы в общей массе.

Тем не менее при отборе проб не представляло большого труда отобрать сравнительно чистые разновидности, которые были подвергнуты химическому анализу и технологическим испытаниям. Твердость 1,5, уд. в.—2,25.

Химическая характеристика. Все три компонента были подвергнуты химическому анализу на содержание Fe₂O₃; результаты анализа ниже приводятся.

- 1) Охра красновато-желтая (вязкая) образец № 13 Fe₂O₃ 14,40%
- 2) Охра коричнево-красная образец № 12 Fe₂O₃ 30,80%
- 3) Охра темно-желтая образец № 11 Fe₂O₃ 37,20%

Результаты химического анализа средних проб из месторождения показывают колебание в содержании Fe₂O₃ от 19,3 до 27,5%. Химический анализ (№ 1) валовой пробы дал следующие результаты

Анализ № 1	
	в %
SiO ₂	49,36
Fe ₂ O ₃	22,00
Al ₂ O ₃	16,52
CaO	4,41
MgO	2,13
—H ₂ O	2,17
Потеря при прокаливании	3,20
Сумма	99,79

Химический анализ № 2 темножелтой охры (образец № 11), произведенный С. Т. Деркачевой в лаборатории Института прикладной химии (г. Ростов-на-Дону) дал результаты, приведенные в табл. 1:

Навески были сплавлены с содой и SiO₂, Al₂O₃, Fe₂O₃, CaO, MgO определялись обычным путем, TiO₂ определялось калориметрически.

¹ Бархатная обманка (волосовидная разновидность гетита), а также ассоциация вад-гипс описаны Д. П. Сердюченко для бурых, часто охристых железняков Донецкого бассейна. См. D. Serdjutschenko, Chemischmineralogische und morphologische Untersuchungen der Eisenerze aus dem Revier Sulin im Donez—Stein Kohlenbeken, Min. u. Petr. Mitt., 1931, Bd. 42, Hf. 1, Wien.

Таблица 1

	Воздушно-сухое вещество	% на сухое вещество	Молекулярное количество	Молекулярные отношения
SiO ₂	34,20	35,47	0,5905	4,90
TiO ₂	0,42	0,43	0,0054	0,04
Al ₂ O ₃	13,18	13,67	0,1341	1,11
Fe ₂ O ₃	37,20	38,58	0,2415	2,00
FeO	—	—	—	—
MnO	0,37	0,38	0,0053	0,04
CaO	0,38	0,39	0,0069	0,05
MgO	0,97	1,03	0,0255	0,21
—H ₂ O	3,59	—	—	—
Потеря при прокаливании	7,87	8,21	—	—
С у м м а	99,18	99,02	—	—

Помимо этого, в отдельных навесках было обнаружено присутствие CO₂ в следующих количествах (табл. 2):

Таблица 2

	% на сухое вещество	Молекулярное количество	Молекулярные отношения
CO ₂	0,56	0,0127	0,10
+H ₂ O	7,33	0,4042	3,37

Химический анализ № 3 желтой охры, взятой в 500 м к югу (по направлению к ст. Каррас), дал следующие результаты (табл. 3):

Таблица 3

	Воздушно-сухое вещество	% на сухое вещество	Молекулярное количество	Молекулярные отношения
SiO ₂	45,59	47,44	0,7898	1,00
Al ₂ O ₃	16,45	17,12	0,1679	0,21
Fe ₂ O ₃	25,44	26,47	0,1657	0,20
CaO	0,76	0,80	0,0142	0,01
MgO	0,11	0,12	0,0029	—
Потеря при прокаливании	7,00	7,30	0,4055	0,51
—H ₂ O	3,90	—	—	—
С у м м а	99,25	99,25	—	—

Для выяснения минерального состава охры² над материалом того же образца №11 был проделан дифференцированный анализ. Аналитик С. Т. Деркачева.

Таблица 4

	% на сухое вещество	Молекулярное количество	Молекулярные отношения
SiO ₂ извлеч. содой	0,17	—	—
SiO ₂ извлеч. содой после обработки HCl	2,94	0,0489	1,00
SiO ₂ в остат. от обработки HCl	31,16	0,5188	10,60
Fe ₂ O ₃ извлечение HCl	38,24	0,2398	4,90
Fe ₂ O ₃ в остатке после обработки HCl	0,31	—	—
Al ₂ O ₃ извлечение HCl	2,91	0,0285	0,58
Al ₂ O ₃ в остатке от обработки HCl	10,50	0,1030	2,10

Сопоставляя соотношения между SiO₂, Al₂O₃ и Fe₂O₃ по данным второго и четвертого анализов можно видеть, что эти соотношения различны, что позволяет говорить за неоднородность темножелтой охры.

Результаты четвертого анализа показывают, что тонкораздробленный материал охры представляет собой довольно устойчивое соединение окиси алюминия и кремнезема, в котором отношение Al₂O₃:SiO₂ (судя по вытяжкам) близко отвечает 1:2.

Считаться с вероятным присутствием в охре минералов: кальцита 0,05 в молекулярных количествах по анализу № 1, магнезита 0,05 в молекулярных количествах по анализу № 1, кварца 2,53 в молекулярных количествах по анализу № 1.

Следуя И. Курбатову, возможно принять, что, помимо кварца, главную массу охры составляют 2 минерала: гидрат окиси железа, близкий по составу 2Fe₂O₃·2H₂O, и алюмо-кремневая кислота 2H₂O·Al₂O₃, 2SiO₂.

В соответствии с этим минеральный состав темножелтой охры (анализ № 4), выраженный в молекулярных количествах

² В современной минералогии охрами называют земляные массы, окрашенные окислами тяжелых металлов.

вах, представляется следующим образом³.

Таблица 5

	Молекулярные количества	
	Сумма	Пересчет на 100
SiO ₂ (в виде кварца) . . .	258	44,2
CaCO ₃ (в виде кальцита) .	5	0,8
MgCO ₃ (в виде магнезита) .	5	0,8
TiO ₂ (в виде рутила) . . .	4	0,65
Al ₂ O ₃ · 2SiO ₂ · nH ₂ O (в виде алюмо-кремневой кислоты)	111	18,5
Fe ₂ P ₃ · nH ₂ O	200	35,05
Сумма	583	100

Минеральный состав желтой охры (анализ № 2) в молекулярных отношениях выразится следующим образом (табл. 6).

Одновременно представляет интерес привести данные физико-химической характеристики охристой разновидности бурого железняка, с которым генетически связано образование красящих земель.

Скопление бурого железняка в виде отдельных овальной формы стяжений наблюдаются на протяжении всего обна-

Таблица 6

	Молекулярные количества	
	Сумма	Пересчет на 100
SiO ₂ (в виде кварца) . . .	157	70,0
CaCO ₃ (в виде кальцита) .	2	0,8
Алюмосиликаты	33	14,6
Fe ₂ O ₃ · nH ₂ O	33	14,6
Сумма	225	100

жения. В результате деятельности процессов выветривания получают своеобразные формы ноздреватого, ячеистого строения лимонита.

Эти ячейки образованы в результате переплетения неправильных, как бы

³ Нужно иметь в виду, что приводимые цифры минералогического состава имеют своим назначением наглядно изобразить возможные технические качества образца, не являясь точными цифрами, фиксирующими весь минералогический состав столь сложных пород, какими являются природные краски.

деформированных пластинок плотного лимонита и заполнены охристым веществом. Пластинки лимонита обладают бурым цветом. Твердость пластинок—5, черта буроватая. Уд. вес 3,5.

Чрезвычайно характерно для пластинок наличие ажурной структуры, в результате чего под микроскопом отчетливо выступает вторичный характер этих плотных пластинчатых образований, как бы сотканых тончайшими, прихотливо изгибающимися нитями.

Прекрасное описание этой структуры мы находим у М. Н. Годлевского⁴ и поэтому, не видя надобности повторяться, укажем, что описанные им наблюдения для охристого бурого железняка по б. Дряглевской имеют место и на Бештаугорском месторождении.

Химические анализы № 5 охристого бурого железняка турьита № 6 и вада № 7 дали следующие результаты:

Анализ № 5	Анализ № 6	Анализ № 7
в %	в %	в %
SiO ₂ . . . 9,36		SiO ₂ . . . 37,20
TiO ₂ . . . 0,20		
Al ₂ O ₃ . . . 6,72		Al ₂ O ₃ . . . 3,52
Fe ₂ O ₃ . . . 66,11	Fe ₂ O ₃ . . . 77,12	Fe ₂ O ₃ . . . 1,12
MnO ₂ . . . 0,67		MnO ₂ . . . 44,30
FeO . . . —		
CaO . . . 1,20		CaO . . . 2,21
MgO . . . 0,42		MgO . . . 1,62
		BaO . . . 0,90
+H ₂ O . . . 11,52	+H ₂ O — 5,14	+H ₂ O . . . 9,02
-H ₂ O . . . 3,37	-H ₂ O — 0,72	-H ₂ O . . . 0,65
Сумма 99,57	Сумма —	Сумма 100,54
$\frac{\text{Мол. H}_2\text{O}}{\text{Мол. Fe}_2\text{O}_3} = 1,54$		$\frac{\text{Мол. H}_2\text{O}}{\text{Мол. Fe}_2\text{O}_3} = 0,59$

Технологические испытания. Испытания технических качеств охры производились в лакокрасочном отделении сектора органического синтеза института под руководством Н. М. Люблинского.

Для испытания были взяты смеси образца № 13, 12 и 11 при соотношении 1:1:1. Эти образцы характеризуют отдельные пробы.

В результате получается продукт желтого цвета с удовлетворительной укрывистостью и маслосемкостью равной 29%.

Образец № 13 представляет красновато-желтую вязкую глину с содержанием Fe₂O₃ 14,4%.

Образец № 12 представляет охру коричнево-красную с содержанием Fe₂O₃ 30,8%.

Образец № 11 представляет охру темно-желтую с содержанием Fe₂O₃ 37,2%.

⁴ М. Н. Годлевский, Материалы по минералогии бурых железняков Хоперского района Труды геологоразведочного объединения НКТП СССР (вып. 199, 1932 г.)

При обжиге цвет меняется, переходя в **красивый цвет** железного сурика. Продукт является вполне приемлемым для изготовления красок.

Помимо указанных, были произведены также испытания и раздельно взятых компонентов с учетом того, что такое разделение может быть, вообще говоря, осуществлено и при добыче охры.

Испытания дали следующие результаты:

1. Охра красновато-желтая образца № 13, укрывистость хорошая, маслосебность равна 27,5%, при обжиге получается красивый цвет железного сурика.

2. Охра коричнево-красная образца № 12. Отличается красивым цветом, который при обжиге делается еще красивей. Укывистость хорошая, маслосебность равна 29,5%; при обжиге получается цвет железного сурика.

3. Охра темножелтая образца № 11, обладает красивым цветом, укывистость хорошая, маслосебность равна 28,5%; при обжиге получается красивый цвет железного сурика. При прибавлении к охре 25% мела цвет меняется очень незначительно.

Запасы месторождения. Приводя данные качественной характеристики охры, одновременно необходимо остановиться на количественной характеристике месторождения.

Поскольку задачей обследования являлось лишь взятие проб из месторождения с целью производства химических анализов и технологических испытаний и проведение разведочных работ не предусматривалось, говорить о запасах возможно лишь на основе прежних исследований данного месторождения.

Месторождение охры было обнаружено Пятигорской разведочной партией под общим руководством геолога В. П. Ренгартена,⁵ а потом инж. Пономарева. Мощность пласта определена от 0,37 до 0,63 м. В результате проведенных разведочных работ (канав и расчисток) определенный запас по данным этой партии выражается около 100 тыс. пудов. Возможные запасы определяются примерно в 100 тыс. пудов на каждые 10 верст по простиранию пласта. По данным справочника по полезным ископаемым Северокавказского края средняя мощность пласта определена в 40 см, а запас от 80 до 200 тыс. пудов.

⁵ Труды Центрального управления промышленных разведок, вып. 1, ВСНХ, главное Упр. горной промышленности, Москва 1922.

При посещении месторождения нам не удалось осмотреть канав и расчисток прежних лет в силу того, что они заросли травой и оплыли, но замеры мощностей в основном обнажении дали нам несколько повышенные цифры. По данным этих замеров мощность пласта охры колеблется от 0,4 до 0,8 м, на основании чего можно делать вывод о возможном увеличении запасов.

На основании общих геологических данных можно ожидать крупных запасов. Благоприятной к тому предпосылкой является проявление красочных земель к югу (примерно в 0,5 км от ст. Каррас) от данного выхода в виде пропластков и неправильной формы скоплений среди серых сланцеватых глин, вскрытых бортом ж.-д. выемки.

Большой интерес представляет обследование территории, расположенной к северу от месторождения, так как, судя по геологическому строению, пласт должен продолжаться, но выходы его по видимому, замаскированы мощным элювием и растительным покровом.

Подтверждением этому являются находившиеся нами куски красной охры близ ст. Бештау.

Генезис месторождения. Различные процессы образований природных железных красок нашли свое отображение в стройной схеме, предложенной И. Курбатовым.

Согласно этой схеме Бештаугорское месторождение охры должно быть отнесено к третьей группе.

Оно образовалось, по видимому, в результате перехода сернистых соединений железа, пирита, марказита под влиянием процессов выветривания в дисперсную фазу.

Присутствующие в пласте охры стяжения лимонита, обладающие характерной ноздреватой структурой, являются частичными остатками этих процессов, фиксирующими некоторую промежуточную базу минералообразования⁶.

⁶ Весьма интересно с точки зрения минерального парагенезиса указать на возникновение палыгорскита, образующегося, видимо, одновременно с выщелачиванием гипса.

В крупном масштабе образование палыгорскита, обволакивающего гипс, описано А. Е. Ферсманом, в частности для Новгородской губернии.

См. А. Е. Ферсман, Исследования в области магнезиальных силикатов, Записки Академии наук, 1913, стр. 107.

Дальнейшие процессы «гидратации и дисперсии окиси железа» привели к образованию собственно охры.

По мнению Д. П. Сердюченко и автора установленные для месторождения охры минеральные ассоциации и их химический состав позволяют следующим образом представить генезис месторождения пятигорских охр. Глинистые в основном породы содержали в отдельных своих горизонтах скопления пропластков и конкреции пирита и марказита.

Процессы выветривания вызвали, с одной стороны, образование FeSO_4 , а с другой — $\text{H}_2\text{SO}_4 \cdot \text{FeS}_2 + \text{H}_2\text{O} + 7\text{O} = \text{FeSO}_4 + \text{H}_2\text{SO}_4$. Железный купорос, окисляясь и проходя стадию $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$, или непосредственно, давал разные гидроокиси железа. Последние пропитывали вмещающую глинистую массу и давали разной окраски охры, в зависимости от степени ожелезнения. Распыленный в глинистой породе углекислый кальций в виде конкреций или дисперсный под влиянием FeSO_4 или H_2SO_4 давал гипс, который в виде спорадических скоплений имеется в месторождении. При этом в качестве неустойчивой в зоне выветривания фазы возникал, повидимому, и FeCO_3 , быстро заменяемый гидроокисью железа.

Одновременно сернокислые растворы разлагающе действовали на вмещающие серный колчедан глинистые породы в направлении их коагуляции, чем весьма облегчался процесс их обохривания⁷.

Этот процесс прекрасно демонстрируется как в самом месторождении, так и особенно рельефно к югу от него, где среди [серых сланцеватых глин можно наблюдать проявление природных красок, представленных целой гаммой цветов от гумигутово-желтого до вишнево-красного.

Нашими наблюдениями устанавливается, что охра Бештаугорского месторождения находится в первичном залегании. Результаты химического анализа показывают, что в охрах отсутствуют сульфиды

железа, и следовательно, процесс, окисления прошел нацело.

Присутствие же сульфатов, представленных гипсом, встречающегося в виде спорадических скоплений или отдельных кристаллов, незначительно и может быть легко изолировано.

Таким образом эти особенности не снижают технических качеств охр данного месторождения, что и подтверждается технологическими испытаниями.

Заключение. Придерживаясь классификации железных красок по И. Курбатову⁸, отвечающей классификации, употребляемой в технике, природные краски Бештаугорского месторождения надлежит отнести по количеству содержащейся в них Fe_2O_3 частично к желтым охрам, частично к красным мумиям.

Технологические испытания отдельных образцов № 11, 12 и 13 и их смеси в указанных соотношениях дали в основном вполне удовлетворительные результаты для применения этих красок в промышленности. Этому отвечает как химический состав, так и минералогический состав охр⁹.

Месторождение не дает пока возможности для организации здесь, теперь уже крупного, добывающего предприятия, но заставляет рассматривать этот район как весьма интересный для постановки, с одной стороны, детальной разведки, а с другой, широких систематических поисков новых промышленных участков. К кустарной же разработке бештаугорских охр и мумий можно приступить немедленно.

Пологое неглубокое залегание, а также ряд других условий добычи делают ее в техническом отношении несложной.

Положение же месторождения на ж.-д. линии Бештау-Каррас разрешает вопрос экономичности разработок вполне благоприятно.

Наконец, детальное обследование этого района тем более интересно, что выходы

⁷ Разной окраски охры получались Д. П. Сердюченко искусственно—действием растворов сернокислого железа на каолины. Подобные процессы имеют место и в природе, например в поверхностных зонах некоторых участков Малкинского месторождения железо-хром-никелевых руд. Д. П. Сердюченко, Хромовые нонтрониты и их генетическое отношение к мзеевикам на Северном Кавказе. Записки Минерального об-ва, 1933 г. в. 2, Ленинград.

⁸ Последним природные железные краски разделяются на красные мумии (25, 40% Fe_2O_3) и желтые охры (от 17 и выше Fe_2O_3), И. В. Курбатов, Природные железные краски, Труды Института прикладной минералогии и петрографии (вып. 14, № 77, 1925 г.).

⁹ Хорошие охры должны иметь окиси железа (Fe_2O_3) не менее 17%, возможно меньше окиси магния, В. С. К и с е л е в. Краски, масла и лаки, 1912, стр. 46.

природных красок известны во многих пунктах Пятигорья: г. Машук, район оз. Тамбукан, окрестности г. Пятигорска (б. еврейское кладбище) и др.

Все эти выходы в большинстве случаев не изучены и их обследование представляет собою большой интерес, так как вполне возможно, судя по некоторым осмотренным нами обнажениям, что проявление красочных земель в районе Пятигорья приурочено к одному и тому же стратиграфическому горизонту. В связи с предрешенным вопросом о постройке крупного лакокрасочного комбината на территории Северного Кавказа обследование данного района на предмет уста-

новления здесь крупных промышленных месторождений природных красок, как располагающего хорошими транспортными условиями, должно представлять собою актуальную задачу.

В заключение приводим таблицу минералов и минеральных видов, встречаемых в Бештаугорском месторождении: лимонит, охристый бурый железняк, турьит, бархатная обманка, сидерит (?), пиролюзит, вад, гипс, кальцит, магнезит, палыгорскит, гидрат окиси железа, алюмокремневая кислота — типа каолинита, кварц.

Ин-тут прикладной химии,
сектор минерального сырья, Ростов н/Д.

Д. Г. Ульянов

Медно-никелевое месторождение Сунар-Узяк на Южном Урале

В статье «Сульфиды никеля на Урале»¹ я указывал на малоизвестную форму сульфидно-никелевого оруденения в змеевиках Урала. Настоящей статьёй я хочу обратить внимание на новый возможный источник медно-никелевых руд, связанных с широко распространенными на Южном Урале малыми формами интрузий диоритов и диабазов.

Эти данные расширяют наши представления о роли никеля в металлогении Урала.

Месторождение Сунар-Узяк расположено в пределах Башкирской АССР в 50 км к северу от Таналык-Баймакского завода, в 3,5 км к западу от озера Султан-Куль и в 1,5 км к северу от старого Султанского прииска. Орографически район месторождения представляет участок слабовсхолмленной степи, лежащей к востоку от хребта Ирэндык. Район месторождения слагается толщей туфогеновых песчаников, кремнистых и глинистых сланцев, имеющих меридиональное простирание и пологопадающих на восток (фиг. 1). Согласно указаниям Ф. Н. Шахова² здесь мы

имеем дело с маломощной, пологозалегающей в центре синклинали толщей пород граувакковой свиты верхнего девона — «верхней зеленой свиты» Либровича. Необходимо отметить, что типичные граувакки, состоящие из окатанного изверженного материала вместе с галькой пород метаморфической свиты (кварцитов, филлитов, порфиритов и др.), здесь отсутствуют, и мы имеем дело с породами, близкими к туфам авгитовых порфиритов, состоящими из очень слабоокатанных или угловатых обломков порфиритов, альбитофинов и яшм, сцементированных глинистым материалом, иногда содержащими крупные обломки кварца.

За западной границей грауваккового поля, слагая вершины и западный склон меридиональной гряды сопок, проходит широкая полоса малоизмененных авгитовых порфиритов, их туфов и туфо-брекчий. Вкрапленники этих пород принадлежат авгиту, часто хорошо идиоморфному, образующему изометричные шестигранные таблички и вытянутые кристаллы размером до 1,2 × 0,6 мм. Вкрапленники плагиоклазы также идиоморфны по отношению к основной массе и имеют меньшие размеры, редко достигая 1 мм. В основной массе, редко стекловатой, плагиоклазы распространены более авгита.

¹ «Разведка недр» № 6, 1934 г.

² Ф. Н. Шахов, Материалы по геологии Таналык-Баймакского медно-рудного района, 1928 г. Томск

Вдоль восточного контакта порфири-тов и туфов наблюдается большое количество тонких и непостоянных кварцево-кальцитовых золотоносных жил. Вдоль западного контакта проходит довольно широкая полоса авгитовых диоритов (фиг. 2). Большое количество диоритовых деек имеется в пределах граувакковой свиты, в районе Сунарского рудника.

Дейки эти иногда прослеживаются по простиранию на 2—3 км и имеют различную мощность — от нескольких десятков метров до 1 м.

Диориты встречаются в большом числе разновидностей, отличающихся структурой и соотношением слагающих их компонентов. Наряду с среднезернистыми серыми разновидностями часто встречаются светлые, крупнозернистые разновидности, в которых выделения полевого шпата и амфибола достигают 2—3 см, а также черные массивные мономинеральные породы, состоящие из одного амфибола — горнблендиты. В районе Сунарского рудника диориты содержат обильные включения пирита и халькопирита. Простирание деек северо-западное, близкое к меридиональному, падение крутое — 80—90° на восток. Контактное воздействие диоритов на породы граувакковой свиты проявилось в образовании мощных зон черных ороговикованных пород.

Следует отметить, что в связи с диоритовыми дейками находятся также кварцево-кальцитовые жилы, содержащие золото. Сунар-Узьякское медно-никелевое месторождение также приурочено к диоритам.

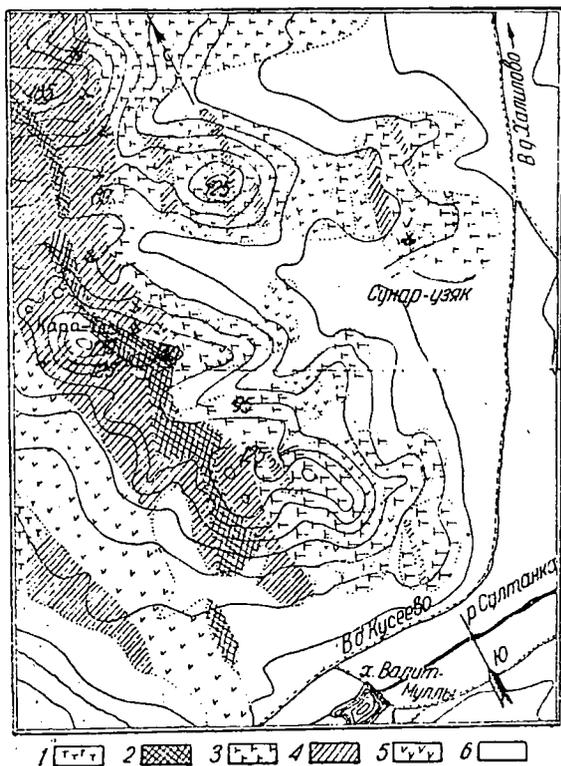
Месторождение разрабатывалось (как медно-рудное) до революции открытыми работами. При плавке весьма богатых окисленных руд этого месторождения на Баймакском заводе было отмечено, что медь получается пузиристой, плохого качества. Изучение этого явления повело к открытию в составе медной руды никеля в размерах от 1 до 2,2%. В целях разведки в 1926—1928 гг. Башкомбинатом была пройдена шахта, заложенная очень неудачно и совершенно не осветившая структуру и перспективы месторождения.

В литературе имеется единственное и весьма краткое (35 строчек) описание оруденения, сделанное В. Н. Шаховым, посетившим месторождение в 1926 г.

Отмечая приуроченность рудного тела к контакту диоритов и туфосланцев, а также присутствие в составе руды пентландита, магнетита и возможно пирротина, резко отличающих данное месторождение от других колчеданных месторождений Баймакского района; Ф. Н. Шахов считает вероятным магматический генезис месторождения и относит его к типу эффузивных залежей (по классификации А. Н. Заварицкого), возникающих в процессе кристаллизационной дифференциации.

В 1931 г. автором настоящей статьи в связи с изучением сульфидно-никелевых месторождений Южного Урала производилось обследование данного месторождения с производством небольших геологоразведочных работ. Результаты этих работ и некоторые выводы, отличные от выводов Ф. Н. Шахова, излагаются ниже.

Как видно из составленных мною плана (фиг. 2) и геологического разреза рудника, диориты, вмещающие зону



Фиг. 1. Геологическая карта района Сунарского рудника Таналык, Баймакского района БАССР: 1 — туффиты, 2 — кремнистые сланцы и яшмы, 3 — туффиты, 4 — порфириты и туфы, 5 — диориты, 6 — россыпи

окисленных руд Сунарского месторождения, залегают в виде неправильного штокообразного тела, главная часть которого расположена к югу от места разведки и скрыта под наносами Сунарского суходола.

Разведкой установлено, что залегание этого тела осложнено последующими тектоническими нарушениями, при которых диориты подверглись раздроблению с образованием своеобразных тектонических валунов.

Наиболее вероятным типом нарушения нужно считать небольшие ступенчатые взбросы и надвиги диоритов, в силу чего в пределах месторождения диориты залегают на сланцах, выполненная небольшое блюдцеобразное углубление в кремнистых туфогеновых слан-

цах глубиной от 0 до 8—10 м и погружаются на юг и юго-запад.

В пределах старого карьера диориты рассечены дейкой светлосерого, мелкозернистого, пятнистого диабазы, представляющего, вероятно, отпрыски диоритовой магмы, отщипившиеся на глубине и инъецировавшие в массу диоритов после их застывания.

Простираение дейки ЮЗ 210°, падение на СЗ 70°, согласное с общим простираением диоритов и наиболее ясно выраженным кливажем кремнистых сланцев.

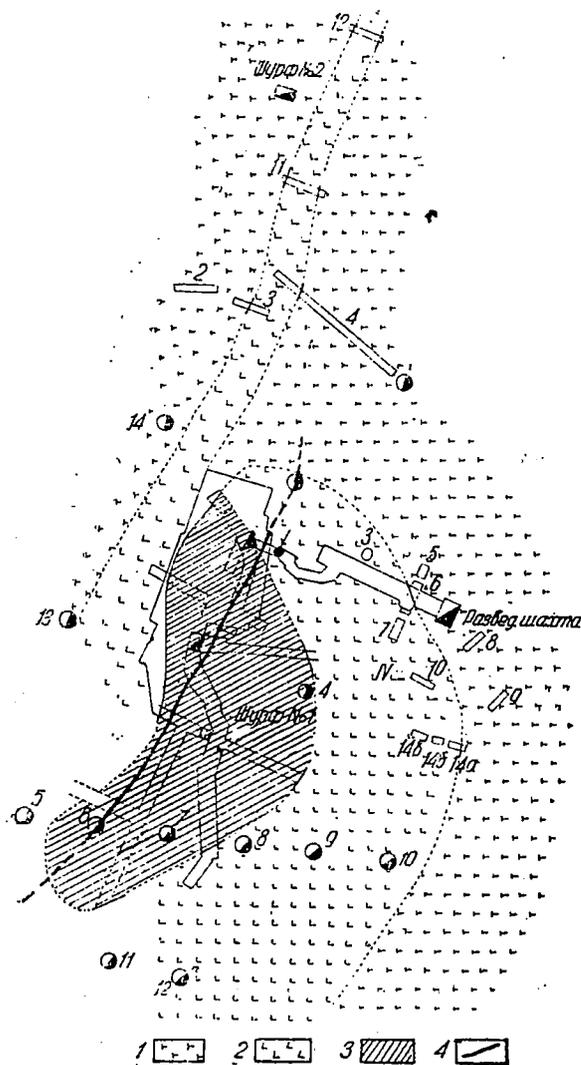
Вблизи контактов с дейкой диориты сильно раздроблены и пропитаны карбонатами меди и гидроокислами железа, при этом можно видеть, что указанная минерализация обязана своим происхождением обильным импреньящим сульфидов в эту зону.

Описанная дейка прослеживается на северо-восточном и южном бортах карьера, в дудке № 6 и в западных забоях из квершлага разведочной шахты под дном карьера.

За отсутствием выработок проследить ее продолжение на глубину, в сланцы лежащего бока не удалось.

Окисленные руды, представленные тонкопористым железняком с редко и неравномерно распределенными в них участками, пропитанными малахитом, образуют подобие жилы, расположенной в диоритах, непосредственно у места их налегания на кремнистые сланцы. Железняки имеют висячем боку светлосерую оторочку из каолинизированных диоритов, выше переходящих в участки разрушенных диоритов, достигающих мощности в 1 м. Мощность железняков достигает 0,5 м. Железняки в пределах выработок, заданных из южного штрека, падают на юго-восток: Ю—В—120°, с углом падения в 25—30°. Контакт лежащего бока диоритов с кремнистыми сланцами неровный и образует ступени. При этом можно видеть стремление железняков оседать в углублениях, образуемых сланцами.

В направлении на юго-восток по падению мощность железняков уменьшается и далее они образуют ряд превривистых, четкообразных мелких тел в глинистой каолинизированной массе. В пределах геозенков № 1 и 2 залежь выклинивается. В конце указанных геозенков достигнут контакт диоритов с кремнистыми сланцами, выраженный значительной зоной черных роговиков.



Фиг. 2. План Сунарского рудника: 1 — роговики, кремнистые сланцы; 2 — диориты; 3 — окисленные руды; 4 — дейка диабазы

При этом диориты как бы вклиниваются между сланцами, переходящих здесь с лежачего бока диоритового тела в его висячий бок.

Характерно, что перед выклиниванием залежь на некотором погоне (2—3 м) проходит целиком в сланцах. Сланцы, образующие лежачий бок залежи, обелены в связи с действием сульфатов, образующихся при окислении колчеданов.

По восстанию, судя по наблюдениям в старых выработках из шурфа № 1, залежь также выклинивается.

В северной части южного штрека, в почве его, в кремнистых туфосланцах, образующих лежачий бок залежи, непосредственно под залежью железняков обнаружен ряд небольших трещин, заполненных сульфидами (пирит, халькопирит) вместе с малахитом и азури-том, купритом и бурым железняком.

Эти руды развиты в виде неправильных прожилков и более значительных скоплений в сланцах и представляют зону импреньяции их рудными минералами. Подобные же трещины среди сланцев лежачего бока с признаками сульфидной минерализации встречены и в конце четвертого восстающего забоя, идущего от шурфа № 1 на северо-запад.

Во всех этих случаях замечается обогащение железняков малахитом, а в северной части южного штрека в диоритах висячего бока залежи наряду с обильным малахитом встречается и колчедан (главным образом халькопирит) в виде довольно крупных гнезд.

Указанные зоны оруденения совпадают с хорошо развитым кливажем сланцев со следующими элементами залегания: простираение СВ—25—30° падение ЮВ—70°, а также с простира-нием дейка диабазов секущего диориты, по отношению к которой оруденение располагается в лежачем боку.

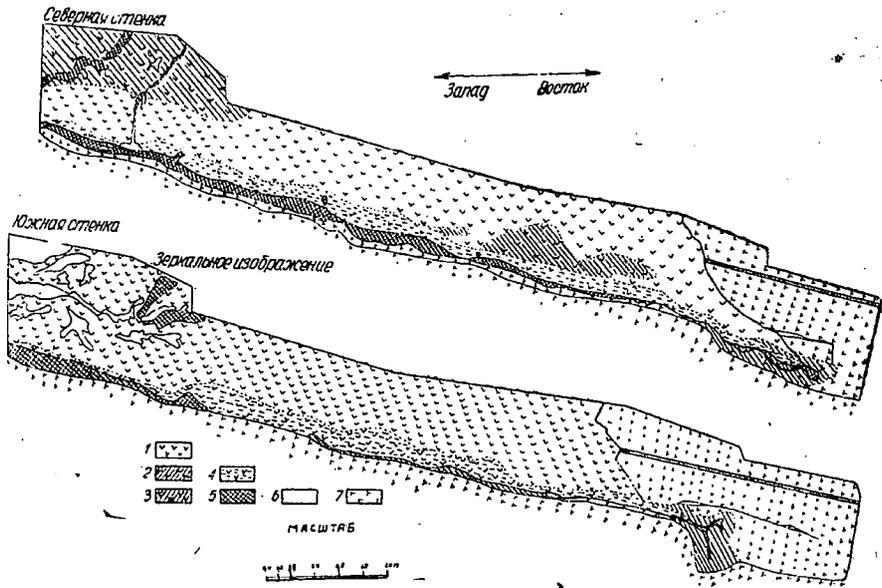
На основании изложенных фактов и наблюдений можно сделать следующие выводы о генезисе Сунар-Узякского месторождения:

1. Диоритовый шток после своего застывания подвергся тектоническим нарушениям, изменившим структурный характер его контактов с породами граувакковой толщи.

2. В связи с этими нарушениями стоит проникновение диабазов, с которыми непосредственно связано появление рудных минералов.

3. Зоны импреньяции контролируются развитием диабазов и могут продолжаться вместе с ними в сланцы лежа-

№ проб	№ лабор. пробы	Описание образца	Медь	Цинк	Никель	Золото г/т серебро
			в процентах			
9	4833	Колчедан сплошной	31,57	2,30	0,35	Не опред.
10	4834	То же	38,40	2,10	нет	„ „
11	—	Колчедан с малахитом	21,91	0,78	нет	0,51
12	—	Колчедан с малахитом и бурым железняком	9,56	4,35	1,40	3,51
1	4825	Ожелезненная руда с участием халькопирита	20,48	1,45	1,60	Не опред.
4	4828	Бурый железняк с прожилками малахита	6,59	2,65	0,40	1,13
6	4830	Железняк с натекми малахита	3,67	1,30	0,25	Следы 2
8	4832	То же с более обильными натекми малахита	13,44	4,10	2,00	„ 2
6	—	Железняк с малахитом	8,47	1,30	0,78	„ 6
13	—	То же с более редким малахитом	2,49	1,70	1,10	„ 6
2	4826	Бурый железняк плотный, черный	2,18	5,75	3,15	Следов нет
3	4827	Бурый железняк красный, ноздреватый	3,02	2,40	1,0	„ „
7	4831	Диориты с прожилками малахита	3,22	2,10	0,80	Следы 3
14	—	Диорит каолинизированный, пропитан карбонатом меди	37,28	2,25	1,65	„ 8
5	4829	Диорит с каолиниз. с никелевой зеленью	1,60	6,05	19,50	Не опред.



Фиг. 3. Месторождение Сунар-Узяк. Зарисовка стенок 1-го уклона южного штрека: 1 — диориты, 2 — роговики разрушенные, 3 — диориты разрушенные, 4 — диориты каолинизированные, 5 — бурый железняк, 6 — малахит, 7 — роговики (кремнистые сланцы)

чего бока, что и имеет место в северной части штрека.

4. Наиболее вероятен гидротермальный генезис месторождения. При этом участки раздробленных диоритов в месте соприкосновения со сланцами послужили благоприятными путями для растворов.

5. В силу последнего контакт сланцев с диоритами, к тому же носящий, возможно, вторичный характер (тектонический контакт), не играет непосредственной роли в образовании месторождения.

Переходя к вопросу о практическом значении Сунар-Узякского месторождения, приведем данные о химическом составе как руд окисленной зоны, так и первичных сульфидных руд, а также боковых пород.

Анализы выполнены лабораторией 1-го Башкирского золото-медного комбината в Таналык-Баймаке.

Проба на кобальт и на платину во всех образцах от № 1 до 10 дала отрицательные результаты. Определение платины в образцах колчедана также дало отрицательные результаты (фиг. 3).

Первичные рудные минералы представлены, главным образом, халькопиритом. Приведенные анализы говорят о высоком содержании в этих рудах

меди — до 38,4%. Цинк присутствует в размере до 2,3%. В смысле содержания никеля первичные руды бедны: в ряде анализов никель совершенно отсутствует, один анализ дает содержание в 0,35%.

В железняках содержание меди уменьшается и колеблется от 2,18 до 6,59%; содержание цинка сильно колеблется от 1,3 до 6,06%, а железа от 19 до 35%. Наряду с этим мы видим заметное обогащение никелем окисленных руд, в которых содержание его достигает 2 и даже 3,15%.

В исключительных случаях мы имеем чрезвычайно высокую концентрацию никелевых и медных соединений, например в пробе № 5 содержание никеля равно 19,50%, содержание меди — 1,6%; в пробе № 14 никеля 1,65% и меди 37,38%.

Содержание золота и серебра во всех образцах в общем невысокое.

В силу особенностей залегания рудного тела (пологое залегание с углом наклона 25°, развитие в лежачем боку пород, весьма неблагоприятных для проникновения минерализованных растворов и метасоматических реакций), зона цементации сливается с зоной окисления.

Размеры зоны окисления очень небольшие (50 × 20 м при мощности не бо-

лее 0,5 м), и руды этой зоны представлены несколькими сотнями тонн. Зона же первичных руд является в достаточной степени проблематичной. Кроме того, содержание никеля в ней убогое. Поэтому данное месторождение большого практического значения по запасам никелевых руд не имеет. Однако, имея в виду наличие признаков подобных месторождений в районе и комп-

лексный характер руд, продолжение геологопоисковых работ нужно считать весьма желательным.

В 1934 г. инж. Башкомбината С. Г. Ахтямовым при поисках рудного золота в этом районе было открыто еще одно месторождение, вполне аналогичное Сунар-Узьяку, дальнейшая судьба разведки которого автору неизвестна.

З. В. Волкова

Выделение высокодисперсной фракции порошков флотационным методом

Флотация озерного мела

В данной статье предлагается метод фракционирования порошков по величине частиц, основанный на том, что существует оптимальный размер их при флотации. Разделение может быть ярко выраженным при условии отсутствия коагуляции в пульпе. Метод применен для выделения мелкой фракции порошка озерного мела. Работа выполнена по заданию лаборатории наполнителей ИМС.

В работе по выяснению роли высокодисперсной фракции порошков в процессе флотации¹ мною было показано, что при флотации минеральных порошков, не сопровождаемой усилением коагуляции частиц суспензии при введении реагентов, можно достичь хорошего выделения высокодисперсной фракции, так как частицы достаточно малых размеров являются в большинстве случаев прекрасными стабилизаторами воздушной эмульсии, образующейся при введении в суспензию пенообразователей. Выделение высокодисперсной фракции порошков может иметь практическое значение, причем флотационный метод может быть применен для фракционирования как и метод отмучивания и в некоторых случаях даже предпочитается флотация мела, применяемого в качестве наполнителя каучука.

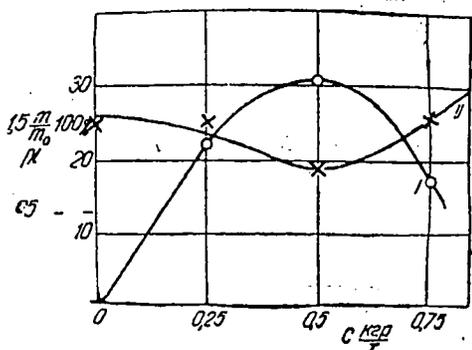
Процесс флотации, сопровождаемый адсорбцией реагента на поверхности частиц, состоит: 1) из процесса стабилизации пузырьков воздушной эмульсии частицами порошка и 2) из процесса коагуляции, в результате которого большее количество порошка переходит в пену благодаря прилипанию частиц к поверхности минерализованных пузырьков, причем, как мною было показано, при флотации смеси грубо- и тонкодисперсного порошка при применении коллекторов, сильно понижающих смачиваемость частиц водой, все же лучшим стабилизатором воздушной эмульсии является мелкодисперсная фракция; крупнодисперсная фракция переходит в пену в больших количествах благодаря прилипанию крупных частиц к воздушным пузырькам, минерализованным частицами малых размеров. При отсутствии адсорбции на поверхности частиц мелкодисперсного порошка и сопровождающего ее роста коагуляции его частиц эти порошки могут оставаться прекрасными стабилизаторами воздушной эмульсии, причем прилипаемость частиц порошка к поверхности раздела вода—воздух пузырька зависит как от характера поверхности частиц, так и от характера сольватной оболочки воздушных пузырьков, стабилизированных пенообразователем; крупнодисперсная фракция не переходит в пену при отсутствии коллекторов, вызывающих коагуляцию частиц порошка, хотя может иметь ме-

¹) Z. W. Wolkowa und A. W. Saporo-shez, Kolloid-Ztsch. «Минеральное сырье» № 4, 1935 г. (печатается).

сто захватывание пеной крупных частиц, не успевших стечь с водой из суживающихся при уплотнении пены капилляров между минерализованными пузырьками.

Для применения озерного мела в качестве наполнителя каучука необходимо рассмотреть возможность выделения мелкодисперсной фракции флотационным методом. Хорошими флотореагентами для мела являются кислоты — олеиновая, смесь карбоновых кислот, полученная окислением солярового масла, смесь нафтеновых кислот и мыла — канифольное, K — пальмитат и т. д. Прежде всего эти реагенты были испробованы для флотации озерного мела (канифольное мыло и смесь окискарбоновых кислот), а затем была проведена флотация с одним пенообразователем — скипидаром. Изучение флотации происходило принятым в нашей лаборатории методом флотационного выделения порошков в равновесных условиях, т. е. без отбора пены в цилиндрических делительных воронках. После достаточного числа встряхиваний, когда слой минерализованной пены на поверхности жидкости в цилиндрических воронках оставался неизменным при повторном встряхивании, осевший на дно порошок отделялся и взвешивался. Изучение флотации велось параллельно с изучением коагуляции порошков, так как изучение коагуляции дает возможность судить о том, имеет ли место адсорбция реагента на поверхности частиц порошка и каков характер изменения молекулярной природы поверхности частиц при адсорбции реагента.

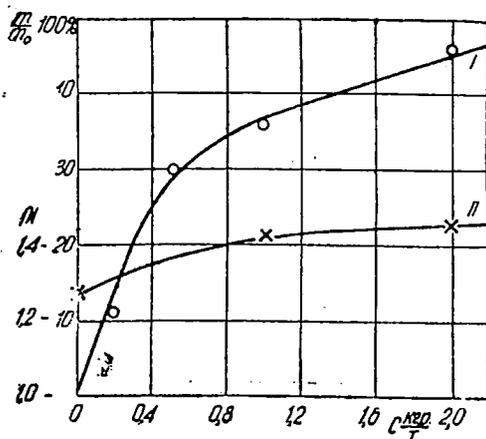
Исследование изменения коагуляции частиц порошков при добавках реагентов производилось или по измерению скорости осаждения порошков или ме-



Фиг. 1

тодом отбора проб с одной и той же глубины из осаждающихся суспензий через определенный промежуток времени отстаивания. Так как при этом с суспензиях необходимо избежать образования минерализованных пузырьков, то перемешивание осуществлялось стеклянными шариками, причем цилиндры сплошь заполнялись водой (принятый в нашей лаборатории метод изучения коагуляции).

На фиг. 1 дается кривая $C, \frac{m}{m_0} 100\%$ зависимости флотационного выхода $\frac{m}{m_0} 100\%$ (измерения производились, как это указано ранее, в равновесных условиях) от концентрации флотореагента — канифольного мыла C (кривая I); флотационный выход оценивался по количеству порошка, перешедшего в пену m и по количеству взятого порошка m_0 , концентрация флотореагента C дается в кг на 1 т порошка; на 50 см³ воды в делительные воронки вводилось по 10 г озерного мела. Кривая II на фиг. 1 является кривой C, μ зависимости концентрации осаждающейся суспензии на определенной глубине через один и тот же промежуток времени осаждения (μ — вес порошка в 10 см³ суспензии) от

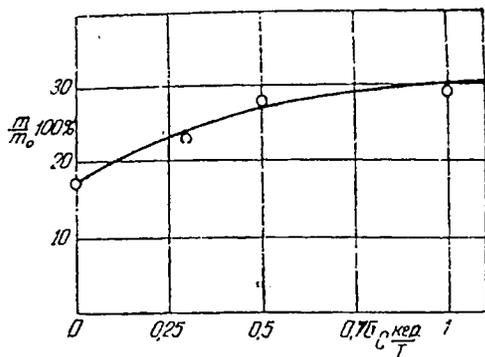


Фиг. 2

концентрации канифольного мыла C , выраженной в килограммах на 1 т порошка. Количество воды и порошка в опытах по изучению флотации и коагуляции совпадали.

Как видно из фиг. 1, при концентрации около $C = 0,5$ кг/т имеет место максимум флотации и максимум коагуляции частиц озерного мела. Подобное совпа-

дение максимума флотации с максимумом коагуляции было получено для гидрофобных и гидрофильных порошков при адсорбции ряда мыл на их поверхности Н. Н. Серб-Сербиной и Г. В. Захаровой². Рост пептизации при больших концентрациях, несомненно, правильно ими объясняется образованием коллоидных защитных оболочек мыл на поверхности частиц суспензии. Итак при флотации озерного мела канифольным мылом этот реагент играет роль и коллектора и пенообразователя, причем адсорбция его на поверхности частиц озерного мела вызывает очень небольшой рост коагуляции даже при достижении оптимальных

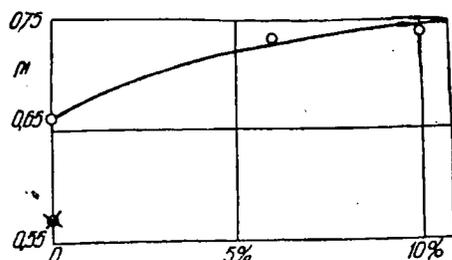


Фиг. 3

условий флотации. Флотация в этом случае имеет место при наличии коагуляции частиц озерного мела, причем можно думать, что адсорбция мыл при концентрациях ниже 0,5 кг/т ведет к образованию адсорбционного слоя молекул, ориентированных неполярными концами к воде.

Очень интересно, что такой флото-реагент, как смесь карбоновых кислот, введенный в водную суспензию порошков в виде раствора его в неполярных жидкостях, вызывает небольшое увеличение пептизации озерного мела в воде параллельно с ростом флотационного выхода. На фиг. 2 приводится кривая $C, \frac{m}{m_0} 100\%$ зависимости флотационного выхода от концентрации реагента C в килограммах на 1 т порошка (кривая I). Реагент — смесь карбоновых кислот — вводился в виде 10% раствора его в толуоле в суспензию, содержащую 10 г озерного мела на 50 см³ воды. Кривая

² Флотационная и пептизирующая способность мыл как основание их мощного действия, Труды НИРММИ № 4, 1933 г.



Фиг. 4

II дает зависимость C, μ концентрации осаждающейся суспензии на определенной глубине через один и тот же промежуток времени осаждения от концентрации реагента C в килограммах на 1 т порошка. Флотационный выход при небольших концентрациях реагента $C = 1$ кг на 1 т порошка в равновесных условиях достигает 35%, при увеличении концентрации до 2 кг он возрастает почти до 50%. При флотации в флотационной машинке выход должен резко увеличиваться, как это было указано в вышеупомянутой моей работе. При введении толуола в суспензию озерного мела значение μ остается таким же как и в чистой воде, следовательно, рост пептизации частиц при введении в суспензию озерного мела в воде толуольных растворов смеси оксикарбоновых кислот объясняется адсорбцией этих кислот на поверхности частиц озерного мела, причем характер этой адсорбции существенно отличен от характера адсорбции этого реагента на поверхности чистого мела; мы не имеем в этом случае химической фиксации молекул реагента с ориентацией их неполярными концами к воде и соответственного роста гидрофобизации частиц. Частицы озерного мела довольно плохо смачиваются водой и слабая адсорбция оксикарбоновых кислот на поверхности частиц возможно сопровождается ориентацией полярными концами к воде.

Были изучены флотация и коагуляция при введении в водную суспензию озерного мела скипидара и растворов в скипидаре коллоиднорастворимых в нем кальциевых мыл оксикарбоновых кислот. Добавка кальциевых мыл оксикарбоновых кислот к скипидару значительно повышает стабильность эмульсии скипидара в воде, а также стабильность воздушной эмульсии, что объясняется тем, что содержащиеся полярные молекулы мыл мицеллы, несомненно, ориентируются на

границе скипидар—вода, увеличивая стабильность скипидарной эмульсии. Увеличение стабильности скипидарной эмульсии и воздушной эмульсии в воде при добавках кальциевых мыл оксикарбоновых кислот, несомненно, улучшает условия флотации мыл, так как адсорбция реагента мыл оксикарбоновых кислот на поверхности частиц может иметь место при соприкосновении частиц порошка с капельками эмульсии скипидара³. На фиг. 3 приводится кривая C ,

$\frac{m}{m_0}$ 100% зависимости флотационного выхода от концентрации кальциевых мыл оксикарбоновых кислот в скипидаре — C ; во всех опытах по измерению флотационного выхода на 10 г озерного мела и 50 г воды вводилось 0,05 см³ чистого скипидара или 6, 10 и 20% раствора в нем кальциевых мыл оксикарбоновых кислот. Кривая фиг. 4 дает зависимость концентрации осаждающейся суспензии на определенной глубине μ от концентрации кальциевых мыл оксикарбоновых кислот в скипидаре C , выраженной в процентах. Крестом на оси абсцисс обозначено значение μ без добавки скипидара. При добавлении 0,05 см³ скипидара к суспензии озерного мела имеет место резкая пептизация, которая при введении такого же объема растворов кальциевых мыл оксикарбоновых кислот еще возрастает. Очевидно, что как молекулы скипидара так и мицеллы мыл оксикарбоновых кислот адсорбируются поверхностью частиц озерного мела.

Таблица 1

Флотореагент	m_0	m	c кг/г	$\frac{m}{m_0}$	m'	$\frac{m'}{m}$
				в %		в %
Канифольн. мыло .	25	16,42	0,5	65,3	16,01	97,5
Толуольный раствор оксикарбоновых кислот	25	17,23	1,5	75,0	17,69	97,0
Скипидарный раствор кальциевых мыл оксикарбоновых кислот	25	17,80	0,5	70,0	17,43	98

³⁾ Z. W. Wolkowa, N. N. Serb-Serbina und A. W. Sapozhke, Kolloid-Zeitschr, 70, 323, 1935, «Минеральное сырье» № 10, 1934 г.

Итак, ясно, что при флотации двумя последними изученными нами флотореагентами мы имеем благоприятные условия для выделения тонкодисперсной фракции порошков флотационным методом, так как флотация протекает при введении их интенсивно не только при отсутствии роста коагуляции, но даже при увеличении пептизации частиц; при флотации канифольным мылом рост коагуляции до концентрации, при которой достигаются оптимальные условия флотации, не может препятствовать выделению мелкодисперсной фракции порошка озерного мела, так как коагуляция в этом случае очень невелика.

Были произведены измерения флотационного выхода в флотационной машинке при введении трех изученных нами реагентов. В табл. 1 даются значения m — количества порошка, перешедшего в пену, значение m_0 — количества взятого порошка, концентрации флотореагента C , выраженной в кг/г порошка, а также найденное ситовым анализом содержание фракции — 200 меш в флотированном порошке m' . Из приведенных цифр мы видим, что процент увлеченной в пену крупнодисперсной фракции очень мал, и выделение фракций — 200 меш из порошка — 100 меш (содержание фракции — 200 меш 87,5%) флотационным методом может быть осуществлено при заданных концентрациях довольно хорошо (97—98) (т. е. извлечение мелкой фракции около 80%). Выделенный порошок содержит частицы до 74 микрон. Можно увеличить содержание высокодисперсных фракций порошка перечисткой флотационного концентрата. В табл. 2 приводятся результаты ситового анализа порошка, выделенного перечисткой; m_1 — количество флотированного порошка; $\frac{m_1}{m_0}$ 100% — флотационный выход, вычисленный по отношению к первоначально взятой навеске $m_0 = 25$ г; $\frac{m'}{m_1}$ 100% — содержание фракции + 200 меш и $\frac{m''}{m_1}$ 100% — содержание фракции — 200 + 325 меш в полученном после перечистки флотационном концентрате (m_1 г порошка). Перечистка концентрата происходила без добавки реагента и была произведена для канифольного мыла и толуольного раствора оксикарбоновых кислот. Из табл. 2 вид-

Таблица 2

Флотореагент	m_0 в г	m_1 1000%	m_2 1000%	m_3 1000%
		$\frac{m_1}{m_0}$	$\frac{m_2}{m_1}$	$\frac{m_3}{m_1}$
в процентах				
Канифольное мыло .	25	46,3	2,8	0,4
Толуольный раствор оксикарбоновых кислот	25	45	2,5	0,4

но, что флотационный выход понижается при перечистке до 45%, но зато содержание фракции +200 меш падает до 0,4%.

Таким образом флотационный метод дает возможность получить порошок озерного мела, 97,0% частиц которого имеют размеры до 43 микрон.

Выводы. 1. Были изучены флотация и коагуляция порошка озерного мела при введении в водную суспензию его следующих реагентов: 1) канифольного мыла, 2) толуольного раствора оксикарбоновых кислот и 3) скипидарного раствора кальциевых мыл оксикарбоновых кислот.

2. Было показано, что только при адсорбции канифольного мыла на поверхности частиц озерного мела растет, хотя и слабо, коагуляция его частиц; при адсорбции двух других реагентов достигается рост пептизации частиц одновременно с увеличением концентрации флотореагента.

3. Для канифольного мыла максимум коагуляции совпадает с максимумом флотации.

4. При применении всех трех флотореагентов имеются благоприятные условия для выделения мелкодисперсной фракции флотационным методом, так как увеличение коагуляции или очень невелико или даже имеет место пептизация частиц при введении этих реагентов. Содержание фракции +200 меш во флотационном выходе достигает в среднем 97,5%.

5. Перечисткой флотационного концентрата можно достигнуть снижения содержания фракции +200 меш до 0,4%, причем флотационный выход снижается до 40—45%.

Работа выполнена по заданию лаборатории наполнителей ВИМС.

Лаборатория поверхностных явлений и дисперсных систем ИМС.
1935 г.

И. А. Селяев

Методы оценки сорбентов для поглощения паров

Предлагаемая статья представляет сводку работ, проведенных автором в лаборатории минеральных дисперсидов ИМС под руководством В. С. Веселовского, по методике оценки и сравнительному изучению сорбентов. В ней представлен экспериментальный материал по методике оценки и сравнительному изучению сорбционных свойств минеральных ксерогелей.

Изучены 4 основных свойства различных сорбентов:

- 1) сорбционная емкость,
- 2) скорость сорбции растворителей из тока воздуха,
- 3) десорбционная способность и,
- 4) селективность сорбции.

Произведено сравнительное исследование методов определения сорбционной емкости, скорости поглощения и десорбционной способности.

В заключение дана сводка по сравнительному изучению сорбционных свойств минеральных поглотителей и разбор особенностей различных методов.

Для поглощения паров важнейшими сорбционными свойствами являются:

1. Сорбционная емкость E в зависимости от температуры и давления паров над сорбентом, т. е. максимальное количество пара, которое может удержать сорбент при данных условиях $E = F(p, T)$.

Полная характеристика, очевидно, может быть дана кривыми $E = f(p)$ при постоянной температуре (изотерма) и $E = F(T)$ при постоянном давлении пара (изолизна).

2. Скорость сорбции, т. е. количество пара, поглощенное в единицу времени. Это свойство характеризуется зависимостью емкости от времени $E = \varphi(\tau)$.

3. Десорбционная способность, т. е. условия отдачи поглощенного вещества и степень ее обратимости. В общем она характеризуется скоростью отдачи при различных давлениях и температурах и различными признаками необратимости. Практически же ввиду большого разнообразия условий работы сорбентов приходится давать довольно подробное описание условий десорбции для каждого данного слу-

чая: температура, применение потока постороннего пара или газа, количества их, побочные химические явления, происходящие с выделяемым веществом (окисление, осмоление, разложение), и т. д.

4. Селективность сорбции, т. е. способность избирательного поглощения компонентов из смеси паров.

Для случаев поглощения смесей паров явления осложняются конкуренцией различных молекул. Несмотря на то, что объемы жидкостей, поглощенные при соответственных давлениях, практически одинаковы, интенсивность поглощения их паров очень различна. Наиболее энергично поглощаются асимметричные молекулы, имеющие большой дипольный момент и склонные к ассоциации. Эти свойства особенно сильно выражены у воды, что имеет большое практическое значение для поглощения влажных паров минеральными ксерогелями.

Хотя полная характеристика емкости может быть дана изотермой сорбции $E=f(p)$, определение всей изотермы требует много труда и по большей части излишне для практических целей. Удобнее выбирать условия испы-

Методы измерения сорбционной емкости и скоростей поглощения

Таблица 1

Результаты определения полной емкости по бензолу различных гелей эксикаторным методом

Описанные образцы	Поглощение в весовых % через				Т° начальная	Т° конечная	Примечание
	1 час	2 часа	4 часа	24 час.			
Алюмосиликагель № 4а Докторовского завода	4,5	7,7	13,1	32,0	—	—	Величина зерна 0,5—1,0 мм, высота слоя 4 мм
Алюмосиликагель № 4а Докторовского завода, обработанный на холоду 5% HCl и промытый	13,3	18,1	27,5	35,3	—	—	То же
Ферросиликагель № 27	—	26,3	—	36,8	—	—	Величина зерна 0,5—1,0 мм, высота слоя 1,00 мм
							То же
Силикагель № 1	15,7	20,7	—	57,6	17,5	15,0	„
Силикагель № 1	14,3	19,4	—	58,1	17,5	15,0	„
Ферросиликагель № 26в	19,8	28,5	—	45,2	19,0	18,0	„
Алюмосиликагель № 31	14,2	19,8	—	47,1	19,0	18,0	„
Волконсконт № 9	10,2	12,5	—	24,0	19,0	18,0	„
Силикагель по Петрику № 32	17,4	30,0	—	56,8	19,0	18,0	Величина зерна 1,0—2,0 мм, высота слоя 2,0 мм

Таблица 2

Поглощение бензола силикагелем № 2

Условия опытов	Влияние объема эксикатора			Влияние величины испаряющей поверхности бензола и толщины слоя сорбента	
	№ опытов				
	1	2	3	4	5
Объем эксикатора в л	1,2	2,3	5,6	2,3	2,3
Толщина слоя сорбента в мм	0,5	0,5	0,5	0,5	8
Навеска сорбента в г	2,4734	2,1060	2,4710	1,6624	10,0278

Время в часах	Температура в °C	Поглощение в %				
1	17,75	9,8	14,3	15,7	7,0	1,8
2	17,0	15,4	19,4	20,7	8,7	3,8
3	17,25	19,2	21,7	22,3	9,6	5,5
6	16,5	31,7	35,8	41,8	14,6	10,9
24	15	57,3	57,6	58,1	34,8	30,3

Примечание. Силикагель № 2 отличается от силикагеля № 1 только тем, что имеет зерно от 0,25 до 0,5 мм.

Бензол высушен металлическим натрием и перегнан.

Таблица 3

Поглощение паров бензола из тока воздуха (сухого)

№ силикагеля	Величина зерна в мм	Барометр	Температура в °С		Скорость газового потока см ³ /мин	Поглощение в весовых % через					Высота слоя сорбента в мм	Форма ампулы с сорбентом
			бензола	сорбента		1 часа	2 часа	4 часа	6 часа	24 час.		
1	0,5—1,0	—	13,5	20±0,5	19	4,1	8,0	14,8	—	18,2	1	Колба Эрленмейера
1	0,5—1,0	—	12	20±0,5	44	13,9	17,3	—	—	19,5	1	
2	0,25—0,5	—	12,5	20±0,5	44	13,9	17,4	18,4	18,7	19,4	1	
1	0,5—1,0	763	12±1	40±1	21	4,3	6,5	7,6	8,0	8,5	1	Двухконечная ампула
3	0—0,25	—	13	40±1	22	4,5	5,8	7,4	8,6	8,6	1	
1	0,5—1,0	770	12,5	60±1	42	3,6	3,4	3,3	—	3,3	1	Колба Эрленмейера
2	0,25—0,5	765	13	60±1	42	3,9	3,6	3,6	—	3,6	1	
3	0—0,25	768	12,5	60±1	42	3,3	3,6	3,5	—	4,0	1	

тания, близкие к тем, которые имеют место для данного случая применения сорбента. Наиболее существенны следующие условия:

- 1) температура,
- 2) концентрация паров,
- 3) присутствие посторонних паров, и, особенно,—влажность газовой смеси.

К сожалению, в большинстве работ, посвященных «адсорбционной активности», авторы измеряли только полную емкость, т. е. емкость в равновесии с насыщенным паром. Такая характеристика должна считаться совершенно недостаточной.

1. Эксикаторный метод. Это наиболее простой и часто применяемый метод. Он заключается в том, что в обыкновенный эксикатор помещают навеску сорбента в открытом весовом стаканчике, жидкость, по отношению к парам которой желают определить емкость сорбента, и осушающее вещество. Взвешивание сорбента производится или после установления практического равновесия (при нормальном ведении опыта для достижения постоянного веса достаточно 24 час.) и при этом определяется полная емкость сорбента (т. е. емкость в состоянии равновесия с насыщенным паром) или через определенные промежутки времени, что дает возможность судить о скорости поглощения.

Обе эти характеристики очень важны для оценки сорбентов, но они недостаточны; полная емкость сорбента может быть большой, но если при этом емкость его при малых парциальных давлениях мала, то он будет совершенно непригоден во многих случаях промышленного применения.

В табл. 1 даны результаты наших измерений емкости некоторых минеральных ксерогелей. Все они принадлежат к мелко- и среднелпористым гелям и имеют не очень большую полную емкость.

Нами было произведено несколько опытов с целью изучения особенностей эксикаторного метода и влияния на результаты определений следующих факторов:

- 1) толщины слоя сорбента,
- 2) объема эксикатора,

3) величины испаряющей поверхности жидкости,

4) колебаний температуры.

Результаты этих опытов сведены в табл. 2 и 3. Размещение сорбента, бензола и сушителя в опытах 1, 2 и 3 показано на фиг. 1.

В опытах 4 и 5 бензол был помещен в маленький кристаллизатор (диаметр 2 см) и слой сорбента были различны. Диаметры весовых стаканчиков с силикагелем во всех опытах равны 4 см.

Результаты изображены графически на фиг. 2.

Для определения влияния колебаний температуры проведены опыты, в которых после достижения полного насыщения эксикатор со всем содержимым подвергался нагреванию в термостате в течение 3 час. до 40°. По охлаждении (еще 3 часа) вес сорбента проверялся. Из полученных данных следует, что:

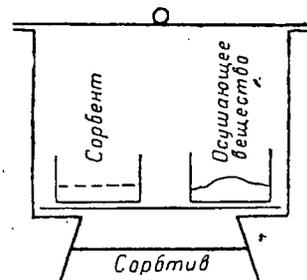
1) наибольшее влияние оказывает величина испаряющей поверхности бензола, скорость насыщения быстро уменьшается с ее уменьшением;

2) с уменьшением объема эксикатора уменьшается скорость поглощения, но незначительно;

3) высота слоя сорбента также мало влияет на скорость поглощения;

4) колебания температуры, вопреки ожиданиям, влияют не сильно: расхождение емкости не превышает 1%.

Нормальным следует считать размещение, показанное на фиг. 1.



Фиг. 1. Нормальное размещение при определении емкости по эксикаторному методу

Таблица 4

Опыты поглощения бензола из тока воздуха (сухого) в приборе М. М. Дубинина
(высота слоя сорбента 7,5)

	Концентрация бензола в воздухе в мг/л	Скорость воздуха в см ³ мин/см ²	Время до 10% проскока в мин.	Емкость до 10% проскока в %	Температура в °С
Силикагель № 1	60,2+1	130	49	7,2	16
» »	41,15+1	126	48	5,77	13
» »	26,6+2	124	63	5,5	15
» № 4	60,3+5,7	137	65	10,17	14
» № 11	53, +3,7	124	55	8,8	14
Ферросиликагель № 26	56,5+1,5	137	70	12,57	15
» № 10	36,9+3	130	80	6,75	15
» № 22	28, +5	129	104	7,34	12,5
» № 23	30,4+5	126	104	9,71	13
Хромосиликагель № 24	33,8+3,8	126	145	10,55	11
Алюмосиликагель № 7	32,5+1,5	120	34	4,3	12
» № 16	51,5+1,1	146	34	5,8	15
» № 17	45,06+5	137	58	4,9	14
Волконскоит № 9	48,7+3,4	140	83	4,7	14

Таблица 5

Определение сорбционной емкости по бензолу в длинных ампулах

	Концентрация бензола в воздухе в мг/л	Скорость воздуха см ³ /мин/см ²	Емкость до 10% проскока в %	Температура в °С	Барометр	Высота слоя сорбента
Силикагель № 1	29,3+2,3	491	7,16	18	758	50
» № 32 (по Пэтрику)	30,35+0,95	497	10,1	20	758	34
» № 33	31,45+1,45	497	7,41	20	—	37
Ферросиликагель № 26-в	31,5+1,5	500	8,9	16	741	50
» № 26-а	30,7+1,0	556	7,52	20	745	50
Алюмосиликагель № 31	31,15+3,05	413	7,49	16	748	50
Волконскоит № 8	30,8+1,8	505	3,2	19	744	50
» № 34	31,75+2,05	565	4,9	18	—	38,5
Уголь № 14	32,7+3,9	920	30,0	20	—	44,5
» № 37	29,7+2,4	560	25,8	16,5	—	49,5

Далее из опытов следует, что эксикаторный метод дает лишь приблизительное представление о скорости сорбции; сходящиеся результаты получаются только в совершенно одинаковых условиях.

Для получения других точек изотермы необходимо понизить парциальное давление пара в эксикаторе. Этого можно достигнуть, заменяя чистые жидкости их растворами в подходящих нелетучих растворителях. Например, для бензола обычно пользуются очищенным минеральным маслом. Однако при этом теряется основное преимущество эксикаторного метода—

его простота. Гораздо удобнее понижение давления пара может быть достигнуто путем разбавления воздуха, насыщенного паром, добавочным воздухом и пропусканием полученной таким образом струи газа над сорбентом, помещенным в ампуле.

2. Метод определения емкости в струе смеси паров с воздухом. Схема прибора изображена на фиг. 3.

По этому методу были определены емкости образцов силикагеля Докторовского завода в зависимости от величины зерна, температуры, формы и высоты слоя сорбента. Эти опыты

Таблица 6

Определение сорбционной емкости по спирту в длинных ампулах

	Концентрация спирта в воздухе в мг/л	Скорость воздуха мин/см ² см ³	Емкость до 10% проскока 10%	Температура в °С	Барометр	Высота слоя сорбента
Силикагель № 1	32,75±2,65	373	13,45	19	743	50
» № 32	10,4±0,4	960	13,43	20	755	34
Ферросиликагель № 26а	9,7±0,8	700	10,9	19,5	748	50
Алюмосиликагель № 31	31,85±2,45	462	12,8	20	754	50
Уголь № 37	9,7±0,1	700	20,7	19	762	50

То же по парам растворителя Кунцевской клееночной фабрики

Силикагель № 1	30,75±2,05	531	7,0	20	760	50
» № 32	31,35±1,05	495	10,2	20	—	34
Ферросиликагель № 26а	32,1±1,4	500	8,0	20	754	50
Волконскоит	34,1±6,0	490	5,5	20	—	38,5
Уголь № 14	32,0±4,9	497	20,8	20	754	50

Таблица 7

Десорбция в термостате

	Полная емкость при 15° в %	Остаток удерживаемого сорбентом вещества (в % к первоначальному весу сорбента)					
		100	130	150	160	170	180

Бензол

Силикагель № 1	60,0	1,10	0,08	0,00	—	—	—	—
» № 32	53,6	1,06	0,15	0,22	—	—	—	—
Ферросиликагель № 27	39,5	2,40	0,79	0,46	—	—	—	—
Уголь № 14	50,0	10,6	2,08	1,08	—	0,55	0,45	0,45
» № 37	42,1	10,2	2,72	1,7	—	0,55	0,32	0,32

Эфир

Силикагель № 1	60	1,00	0,65	—	0,43	—	0,23	0,11
» № 32	55,2	1,21	0,52	—	0,30	—	0,16	0,00
Ферросиликагель № 26	41,9	2,14	1,02	—	1,01	—	0,38	0,23
Алюмосиликагель № 31	48,2	3,13	1,47	—	1,24	—	0,77	0,25
Уголь № 14	45,2	5,8	1,15	—	0,47	—	0,17	0,25
» № 37	52,7	4,73	1,77	—	1,03	—	—	0,60

(табл. 5) позволяют сделать следующие выводы:

1. Увеличение толщины слоя сорбента замедляет скорость поглощения, но это влияние невелико.

2. Изменение величины зерна от 1,0—0,5 до 0,5—25 мм заметного влияния не оказывает.

Изображенная на фиг. 3 схема может быть изменяема в зависимости от условий проведения опытов. Так, в лабораториях, в которых нет водопровода, насос и реометр могут быть заменены большим газометром; ампуле можно придавать различную форму. Бюро рекуперации завода «Красный треугольник» измеряет поглощение силикагелей при концентрациях

бензола около 50 мг/л. При этом вместо склянки с бензолом ставится большая бутылка с раствором бензола (5,5% по объему) в минеральном масле.

3. Определение емкости в универсальном приборе Дубинина. Прибор М. М. Дубинина подробно описан им в монографии «Физико-химические основы сорбционной техники» (Гостехиздат, 1932 г.). Он основан на том же принципе поглощения паров из тока воздуха, как и предыдущий, но гораздо удобнее в обращении. Так, он позволяет легко изменять в широких пределах концентрацию паров в воздухе и скорость газового потока; понижение концентрации пара здесь достигается разбав-

Таблица 8

Десорбция в токе азота

	Емкость при 30-38 мг/л и при 15° в %	Остаток, удерживаемый сорбентом в % к первоначальному весу сорбента при разных температурах								Высота слоя
		100°	110°	120°	130°	140°	150°	180°	200°	
Бензол										
Силикагель № 1	7,16	0,55	—	—	0,12	—	—	—	—	50
„ № 32	10,1	0,30	—	—	0,00	—	—	—	—	34
Алюмосиликагель № 31	7,49	1,34	—	0,46	—	—	0,20	—	—	50
Уголь № 14	30,0	—	10,53	—	3,90	—	—	1,20	0,58	44,5
„ № 37	25,8	—	10,40	—	—	2,00	6,09	—	1,80	49,5
Спирт										
Силикагель № 32	13,45	—	3,85	—	1,68	0,76	—	—	0,53	34
Ферросиликагель № 26а	10,9	—	4,08	—	2,2	—	1,80	0,35	0,18	50
Уголь № 14	20,9	—	3,9	—	0,66	—	0,00	—	—	50

лением воздуха, насыщенного сорбтивом, добавочным воздухом.

Результаты опытов при концентрациях бензола от 25 до 50 мг/л сведены в табл. 4.

4. **Определение емкости и скорости поглощения в длинных ампулах.** В результате опытов мы пришли к схеме, изображенной на фиг. 4, которая оказалась наиболее удобной для технического испытания минеральных сорбентов. Принципиально она не отличается от предыдущих схем М. М. Дубинина, но благодаря большой длине и емкости ампулы сорбера она позволяет изучать не только поглощение, но также десорбцию и селективное поглощение. При этом она дает возможность сводить материальный баланс с необходимой для технических расчетов точностью.

Сорбент здесь вводится в длинную трубку (диаметр 2,5 см) слоем высотой в 50 см. Эта трубка может быть помещена в обогреваемую муфту.

Результаты опытов сведены в табл. 5 и 6.

Исследование десорбции и селективного поглощения

Одной из основных характеристик сорбента является степень обратимости поглощения. Важнейшие особенности при этом следующие:

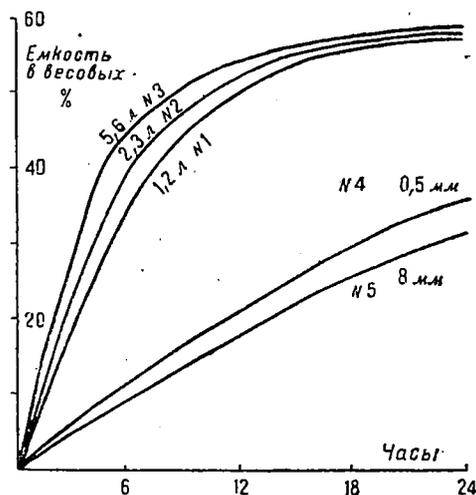
1. Поглощенное вещество не может быть полностью извлечено из сорбента. Благодаря этому рабочая емкость сорбента меньше, чем емкость измерения, как описано выше, на величину постоянного остатка сорбтива в сорбенте.

2. При десорбции, которая производится при повышенной температуре, могут происходить химические изменения поглощенного вещества. Так, десорбтивы спиртов обычно содержат альдегиды и кислоты, а на сорбенте остаются продукты конденсации (смоли).

3. При десорбции смесей компоненты удаляются с различной легкостью. Поэтому состав десорбтива меняется в течение десорбции.

Наиболее примитивно десорбция может определяться в термостате: сорбент, насыпанный тонким слоем в весовой стаканчик, насыщают в парах исследуемой жидкости, как описано при

определении сорбционной емкости в эксикаторах, и переносят в термостат. Путем периодического взвешивания определяют постоянство в весе при данной температуре (табл. 7).

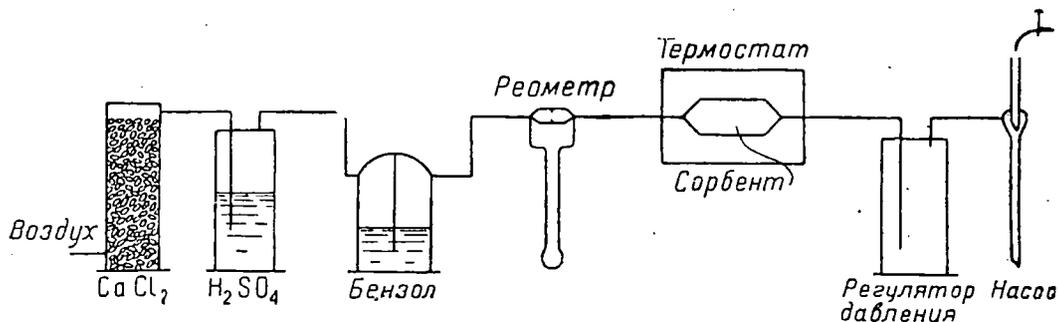


Фиг. 2. Скорость поглощения в зависимости от объема эксикатора и толщины слоя сорбента

Технически десорбция обыкновенно производится нагреванием в токе какого-нибудь газа или пара. Испытания, отвечающие этим условиям, производились нами в приборе с длинными ампулами (табл. 8).

Опыты показывают, что уголь удерживает бензол значительно сильнее, чем силикагель; смешанные гели занимают промежуточное место.

Эфир удерживается углем и смешанными гелями приблизительно одинаково; силикагелем же заметно слабее. Спирт и, особенно, вода удерживаются минеральными ксерогелями сильнее, чем углем.



Фиг. 3. Схема прибора для определения емкости в струе смеси паров с воздухом

При 180° во всех случаях удаление сорбтива можно считать практически полным.

Сравнительное испытание сорбционных свойств различных ксерогелей

Чтобы иметь ориентировочное представление о сорбционных свойствах различных ксерогелей, мы провели опыты с типичными их представителями. Эти данные служат нам основанием для технологических работ и являются первым шагом в серии работ по исследованию дисперсных структур минеральных гелей и высокодисперсных минералов.

Силикагели. Силикагель № 1 Докторовского завода, изготовленный в 1932 г. по следующему способу: серная кислота 18—20° Вё нейтрализуется жидким стеклом 20—22° Вё до слабо-

щелочной реакции; гель выдерживается до наступления синерезиса, промывается и сушится.

Удельный вес (истинный в воде)—2,204.

Величина зерна 0,5—1,0 мм.

Потеря при прокаливании после высушивания при 150° 4,58%.

Силикагели № 2 и 3 получены из № 1 путем дробления и отсева; № 2 имеет величину зерна 0,25—0,5 мм; № 3—0—0,25 мм. Силикагель № 11 получен из № 1 путем обработки концентрированной соляной кислотой.

Силикагель № 32 по Петрику. Приготовлен в лаборатории; к соляной кислоте 7,5% прили-

Таблица 11

	№ 10	№ 22	№ 23	№ 27	№ 26
Величина зерна в мм	1—6	0,5—1	0,5—1	—	0,5—1
Емкость по бензолу полная	26,3	—	—	39,5	44,5
55 мг/л	—	—	—	—	12,5
40 "	6,75	—	—	—	—
30 "	—	7,4	9,7	—	8,9
20 "	—	—	—	—	4,0
Емкость по эфиру при 22° полная	—	—	—	—	42
Емкость по спирту при 19,5° и при 10 мг/л	—	—	—	—	10,9

Таблица 9

	№ 1	№ 11	№ 32	№ 33	№ 4
Величина зерна в мм	0,5—1,0	0,5—1,0	1—2	1—2	1—2
Емкость по бензолу при T° от 15° до 20° полная	57,3	—	55	—	45,9
При разных концентрациях 60 мг/л	7,2	—	—	—	10,2
То же 50 мг/л	—	8,8	—	—	—
„ 30 „	7,16	—	10,1	7,4	—
„ 25 „	5,5	—	—	—	—
Емкость по эфиру полная при 22°	60,2	—	55,2	—	—
Емкость по спирту: при 19° при 30 мг/л	13,5	—	13,4	—	—

Таблица 10

	№ 5	№ 31	№ 7	№ 16	№ 17
Величина зерна в мм	0,5—1	0,5—1	0,5—1	1—2	1—2
Полная сорбционная емкость до бензолу 15° в %	32	47,0	35,3	—	—
Емкость по бензолу при разных концентрациях в % 30 мг/л	—	7,49	4,3	—	4,9
То же 45 мг/л	—	—	—	5,8	—
„ 50 „	—	—	—	—	—
Полная емкость по эфиру	—	48,2	—	—	—
Емкость по спирту при 20° при 30 мг/л	—	12,8	—	—	—

Таблица 12

Хромосиликагели

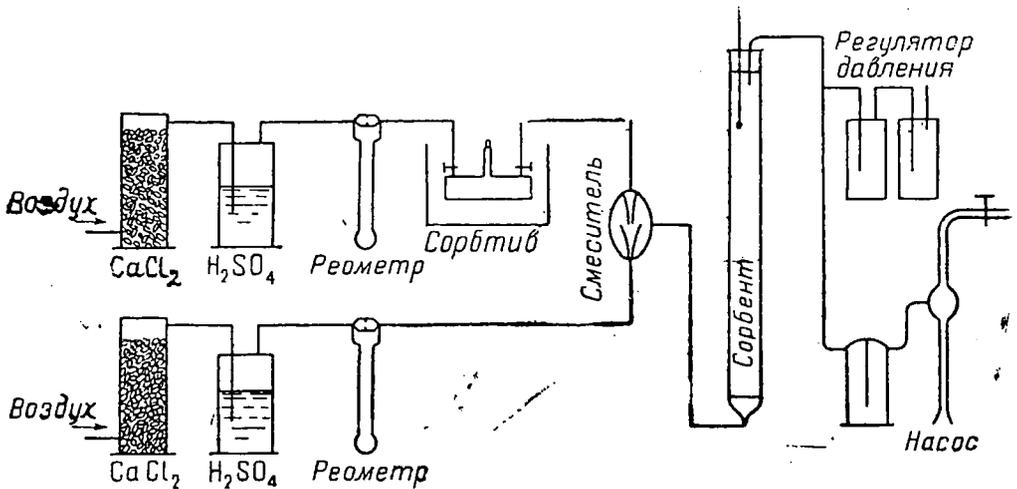
Величина зерна 0,5—1
 Емкость по бензолу при 20° полная 33,7
 При 11° и при 30 мг/л 10,55

вается жидкое стекло 20° Вё до слабокислой реакции по метилоранжу. Гелеобразование наступает через 5 мин. Через 18 час. гель промывает холодной водопроводной водой, отпрессован и высушен (120—220°).

Таблица 13

Исследование волконскопта

	№ образцов		
	8	9	34
Величина зерна	0,5—1	0,5—1	1—2
Полная емкость по бензолу	—	24,0	—
Емкость по бензолу при разных концентрациях 15° 50 мг/л	—	7,7	—
То же 30 мг/л	3,56	—	4,9



Фиг. 4. Прибор с длинной ампулой

Силикагель № 33 отличается от № 32 только тем, что до промывки он был подсушен при 60—60°. При этом реакция геля изменилась от слабокислотной до нейтральной по метилоранжу. Промыт, отпрессован и высушен, как № 32.

Силикагель № 4 из нефелина, приготовленный по следующему способу: 100 г уральского нефелина разлагают серной кислотой (140 г H_2SO_4 на 800 г воды); золь отфильтровывают от нерастворимого остатка и коагулируют в автоклаве при 3—4,5 ат (130—140°); отпрессовывают, промывают и сушат (табл. 9).

Алюмосиликагели. Силикагели № 5 и 6 и 31 получены в полувальцовом масштабе на Докторовском заводе по следующему способу:

Нефелин разлагают серной кислотой 10—12° Вё; раствор разбавляют до 5° Вё и нейтрализуют жидким стеклом 20° Вё; после выдерживания в течение 12 час. промывают.

Гель № 7 приготовлен из № 6 путем обработки его серной кислотой (1:1).

Гель № 16 приготовлен, как № 5, с той разницей, что количество жидкого стекла было взято вдвое меньше, чем то, которое необходимо для полной нейтрализации.

№ 24 приготовлен в лаборатории: к раствору сернокислого хрома (5%) приливалось жидкое стекло; отпрессован, промыт и высушен при 200°.

Гель № 17 то же, но количество жидкого стекла равно 75% от необходимого для нейтрализации (табл. 11).

Гели № 8 и 34 натуральный волокноскоит из месторождения в Вятской губ. Величина зерна 0,5—1,0 мм.

Гель № 9 получен из № 8 путем обработки концентрированной соляной кислотой.

Гель № 14, 14а, 15 и 18 — угли фирмы Карбон-Унион, марка Акт IV.

Гель № 37 уголь для противогазов Московского завода. Величина зерна 2—3 мм.

Ферросиликагели. Гель № 10 приготовлен в лаборатории: к раствору хлорного железа (2%) медленно прилило жидкое стекло 20° Вё до слабощелочной реакции. После наступления синерезиса гель промыт и высушен при 200°.

Таблица 14
Исследование углей

	№ 14	№ 14а	№ 18	№ 3
Величина зерна в мм . . .	0—0,5	50	2—3	2—3
Емкость по бензолу при 18°				
полная	51,5	—	31,0	42
При 17° 30 мг/л	30,0	—	—	25,8
« 15° 10 »	20,9	—	—	—
Емкость по эфиру при 20°				
полная	—	—	—	52,7
Емкость по спирту при 19°				
10 мг/л	45,2	—	—	20,7

Гель № 22 приготовлен в лаборатории: к раствору хлорного железа (5%) в серной кислоте приливалось жидкое стекло 20° Вё до сильнощелочной реакции. После наступления синерезиса гель отпрессован, промыт и высушен.

Гель № 23, как № 22, но не прессован.

Гель № 27, как № 23, но прессован до промывки, № 26 приготовлен на Докторовском заводе из болотной руды (табл. 12).

Результаты испытаний хромосиликагелей, волокноскоита и активных углей представлены в табл. 13, 14.

Итоги и выводы

1. Произведено сравнительное исследование методов определения сорбционной емкости, скорости поглощения и десорбционной способности.

2. На экспериментальном материале произведен критический разбор особенностей различных методов.

3. Дана сводка по сравнительному изучению сорбционных свойств минеральных поглотителей.

В заключение считаю необходимым выразить глубокую благодарность В. С. Веселовскому за руководство в работе и редактирование настоящей статьи.

Обогащение еленинского каолина

В настоящей статье изложены результаты научно-исследовательских работ, проведенных Институтом минерального сырья в связи с разработкой промышленной схемы для проектирования каолинового завода¹.

Автором приводятся интересные сравнительные данные по испытаниям еленинского каолина на Турбовском заводе при применении песочных ящиков и лабиринтов, а также полувальцовые испытания по новой, механизированной схеме с применением вместо песочных ящиков и лабиринтов речного и чашевого классификаторов Дорра.

В связи с постройкой Камского бумажного комбината на Урале возник вопрос о снабжении его доброкачественным наполнителем — каолином.

Недавно открытое Еленинское месторождение каолина, находящееся в 8 км от ст. Држабык ж.-д. линии Карталы—Магнитная, по данным предварительных разведок обладает промышленными запасами, что в связи с выгодными условиями в отношении транспорта создало благоприятные предпосылки к эксплуатации его. По заданию треста Союзкаолин Институт минерального сырья было поставлено разведочные и исследовательские работы по еленинскому каолину, в частности обогатительным отделом сектора технологии были произведены испытания по обогащению.

До настоящего времени на существующих каолиновых заводах (Украина) основные процессы обогащения-отмучивания каолина производятся, главным образом, с применением ручного труда. Развитие техники обогащения полезных ископаемых, происшедшее в течение последних лет, совершенно не отразилось на механизации процессов обогащения каолина и усовершенствовании аппаратуры. Правда, введение электролитного метода дало возможность значительно увеличить производительность заводов, но аппаратура осталась та же: громоздкие песочные ящики, бульера и лабиринты. Примитивность установок не обеспечивает наиболее рационального непрерывного процесса и соответственно — достаточного извлечения каолина. Отвалы песка, скопившиеся около заводов за долгие годы работы и содержащие еще до 20% каолина, — большое место каолиновой промышленности, так как, помимо потерь каолина, пески эти без дополнительной промывки не могут быть использованы вновь, а если и используются, то в незначительных размерах. Сравнительная дороговизна обработки каолина, доходящая до 30—40 руб. на 1 т, даже при больших масштабах производства также является следствием широкого применения ручного труда. Таким образом использование современной, широко применяемой обогатительной аппаратуры для обогащения каолина явилось одной из основ-

ных задач данной работы. Параллельно с этой частью для сравнения было проведено заводское испытание обогащения еленинского каолина на Турбовском каолиновом заводе.

Полувальцовое испытание. Испытание производилось над качественными пробами, взятыми разведочной партией ИМС с разных точек и разных глубин Еленинского месторождения при генеральном его опробовании. Для опытов была применена следующая аппаратура (фиг. 1): дезинтеграция поступающего в обработку сырья производилась в мельнице Гардинга 750—200 мм, заменяющей в данном случае обыкновенно применяемый на каолиновых заводах барабан. Для разрыхления массы и устранения прилипания ее к стенкам, в мельницу было загружено 2 кг стальных шаров диаметром 25 мм (нормальная загрузка 30—40 кг).

Первая стадия классификации — выделение крупного песка — производилась на классификаторе Дорра 2850 × 300 мм. Вторая стадия классификации — выделение тонкого песка — производилась на чашевом классификаторе Дорра 2850 × 300 мм, диаметр чаши 900 мм.

В сливе с первого классификатора предполагено было получить грубый каолин с мелким песком и в сливе со второго — чашевого — кондиционный каолин. Всего было поставлено 4 опыта по обогащению каолина и один опыт по промывке песка. Опыты проводились с применением электролита — жидкого стекла, расход которого на 1 т сырья был установлен серийей предварительных лабораторных испытаний, проведенных в каолиновой лабораторной института под руководством А. Ф. Чичерина. Условия опытов и результаты приводятся ниже.

Опыт 1. Исходный материал взят в количестве 180 кг. Продолжительность опыта 1 ч. 15 м. $T:Ж = 1:2,5$, причем из этого количества воды часть из расчета $T:Ж = 1:1$ подавалась в загрузку мельницы. Сюда же добавлялось жидкое стекло из расчета 5 кг/т. Остальное количество воды подавалось через разбрызгиватель в первый классификатор. Наклон первого классификатора 200 мм/м, число ходов гребковой рамы 24 в 1 мин.

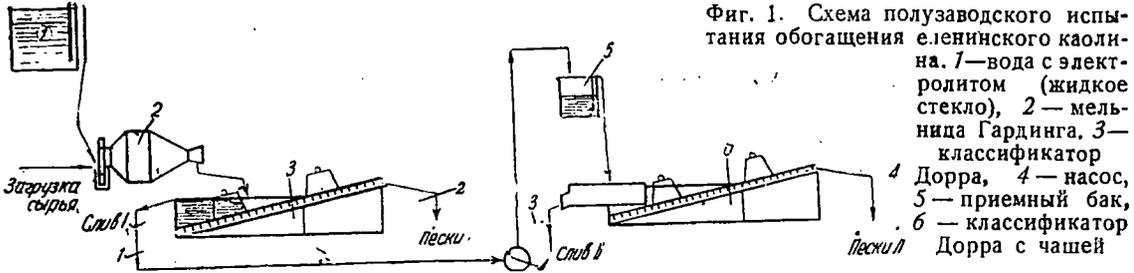
Наклон второго классификатора 150 мм/м, число ходов гребковой рамы 12 в 1 мин., число оборотов скребков чаши 1,5 в 1 мин. (табл. 1).

Таблица 1

Продукт	Выход %	Ситовый анализ (стандарт)				Примечание
		+900	+4900	+10000	-10000	
Слив I .	—	следи	1,42	0,65	97,93	Слив отрегу-
Пески I .	37,2	4 ^с ,4	14,02	1,69	37,89	лирован на
Слив II .	42,8	—	—	—	—	—100 меш.
Пески II .	10,0	0,31	0,11	0,11	99,68	Слив I плотн.
Потери .	10,0	2,46	15,21	4,47	77,86	25 ^с Ве
		—	—	—	—	Слив II—11 ^с Ве

¹ Работу провели инженеры А. А. Шрадер, А. Ф. Чичерин, техник И. Ф. Денисюк под руководством инж. В. А. Басманова.

При этих условиях получены большие потери каолина фракции—10 тыс. в песке I. Оче-



Фиг. 1. Схема полузаводского испытания обогащения елейнинского каолина. 1—вода с электролитом (жидкое стекло), 2 — мельница Гардинга, 3 — классификатор Дорра, 4 — насос, 5 — приемный бак, 6 — классификатор Дорра с чашей

видно, количество добавляемой воды велико, велико и число ходов первого классификатора.

Опыт 2. Навеска исходного материала 180 кг; продолжительность опыта 1 ч. 10 м. Соотношение $T : Ж = 1 : 1,35$, причем вся вода подавалась в мельницу. Наклон 1-го классификатора 200 мм/м. Число ходов 21. 2-й классификатор — без изменения (табл. 2).

Таблица 2

Продукт	Выход в %	Ситовый анализ (стандарт)				Примечание
		+900	+4900	+10000	-10000	
Слив I .	—	следи	4,36	1,26	94,38	Слив отрегулирован на 65 меш.
Пески I .	30,5	77,7	9,48	0,86	11,96	
Слив II .	36,5	следи	0,87	0,37	98,76	Плотность 24—26 Ве Плотность 10—12 Ве
Пески II .	23,0	1,14	12,26	3,54	83,06	
Потери .	10,0	—	—	—	—	

Снижение расхода воды и сокращение числа ходов 1-го классификатора дали возможность уменьшить потери каолина в песке I за счет получения более грубого слива.

Опыт 3. Исходного материала 180 кг. Продолжительность опыта 1 ч. 15 м. Соотношение $T : Ж = 1 : 2,4$, часть воды из расчета 1 : 1,5 добавляется в мельницу, остальная поступает через разбрызгиватель. Разбрызгиватель с целью дополнительной промывки песка был установлен на классификаторе Дорра в 250 мм от разгрузки песка.

Наклон 1-го классификатора 250 мм/м. Число ходов 21. Второй классификатор без изменения (табл. 3).

Таблица 3

Продукт	Выход в %	Ситовый анализ (стандарт)				Примечание
		+900	+4900	+10000	-10000	
Слив I .	—	следи	1,68	0,70	97,62	Анализ не производился
Пески I .	37,0	83,66	12,14	0,64	3,56	
Слив II .	38,0	следи	0,62	0,45	98,93	
Пески II .	15,0	—	—	—	—	
Потери .	10,0	—	—	—	—	

Увеличение наклона 1-го классификатора и подача воды через разбрызгиватель у разгрузки песка дали возможность получить более чистые пески. Слив со 2-го классификатора без изменений.

Опыт 4. Опыт поставлен с целью определения возможности получения кондиционного каолина за один прием классификации, т. е. в сливе с 1-го классификатора.

Исходный материал взят в количестве 150 кг. Продолжительность опыта 1 ч. 20 м. Соотношение $T : Ж = 1 : 2,55$, установка разбрызгивателя такая же, как и в предыдущем опыте.

Наклон 1-го классификатора 200 мм/м. Число ходов 16. Чашевый классификатор без изменения.

Уменьшение наклона до 200 мм/м с одновременным уменьшением числа ходов гребковой рамы дает возможность получить слив с 1-го классификатора, близкий к кондициям II сорта, но за счет увеличения потерь в песке (табл. 4).

Таблица 4

Продукт	Выход в %	Ситовый анализ (стандарт)				Примечание
		+900	+4900	+10000	-10000	
Слив I .	—	следи	1,04	0,56	98,4	Плотность 25 ⁹ Ве
Пески I .	37	72,62	0,94	1,56	24,88	
Слив II .	32	следи	0,26	0,16	99,58	То же 12 ⁹
Пески II .	21	—	—	—	—	
Потери .	10,0	—	—	—	—	Анализ не производился

Опыт 5 имеет целью испытание промывки песка.

Для опыта взяты пески 4 опытов № 1 и 2 в количестве 120 кг. Промывка производилась на 1-м классификаторе Дорра. Продолжительность опыта 40 мин. (табл. 5).

Таблица 5

Продукт	Выход в %	Ситовый анализ (стандарт)			
		+900	+4900	+10000	-10000
Слив	11,0	следи	10,86	2,56	86,58
Пески	89,0	82,16	12,52	1,34	3,98
Исходный . . .	100,0	73,00	12,40	1,48	14,0

Промывка песков, полученных при первичной классификации сырья и содержащих 14% фракции—10 тыс., дает возможность выделить до 11% каолина новой фракции в сливе, содержащей 89% дисперсного каолина, для выделения которого необходима дальнейшая обработ-

ка. В табл. 6 показаны данные химического анализа образцов полученных продуктов.

Таблица 6

Продукт	Содержание в %						Потери при прокаливании
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	TiO ₂	
Каолин (слив I) . . .	48,27	35,08	0,69	следи	0,33	1,07	12,53
Чешуйка (пески II) . . .	48,97	35,50	0,82		0,28	1,16	12,64
Пески (пески I) . . .	96,99	1,64	0,09	0,13	0,24	0,35	0,60

В результате проведенных испытаний по обогащению еленинского каолина методом механической классификации на классификаторах Дюрра установлена полная возможность получения кондиционного каолина. Но так как по своей структуре еленинский каолин чешуйчатый и содержит крупную чешуйку, операция, рассчитанная на выделение тонкого песка, вторичная классификация слива с 1-го классификатора на 2-м чашевом классификаторе дала грубочешуйчатую фракцию, содержащую также дисперсный каолин. Полученный выход кондиционного каолина колеблется в пределах от 32 до 42% при содержании остатка на сите 4 900 от 0,26 до 0,87%.

Выход чешуйки (пески 2) колеблется от 10—23% при содержании фракции 4 900 в них от 4,2—39%. Лучшие результаты получены при наклоне 1-го классификатора 250 мм/м, при числе ходов 21 и при расходе воды до соотношения $T:Ж = 1:2,4$ с подачей добавочной воды а классификатор у разгрузки песка, там, где песок уже выведен гребками из ванны и движется вверх к разгрузке. При этих условиях удается получить: выход кондиционного каолина 38%, песков 1—37% при содержании фракции 4 900 в них 4,2% и грубочешуйчатой фракции пески II 15%. Исходный материал во всех опытах содержал 50% фракция—10 тыс.

Установленные условия работы чашевого классификатора: угол наклона 150 мм/м, число ходов гребков 12 в 1 мин. и оборотов скребков чаши 1,5 в 1 мин. В процессе опытов изменялась только производительность классификатора.

Вторичная промывка песков I при возможных колебаниях первой стадии классификации от изменения содержания песка в сырье—рациональна, но нужно отметить, что в данной работе большое влияние на чистоту песка имеет недостаточная длина 1-го классификатора, благодаря чему при наклоне классификатора

200 мм/м уровень ванны подходил слишком близко к разгрузке песков (200—300 мм), что не позволяло песку достаточно отстояться от суспензии и влекло за собой потери каолина в нем; такое же явление наблюдалось и на чашевом классификаторе.

В производственных условиях отношение длины классификатора к единице его ширины будет значительно большим, и большее расстояние от уровня ванны до верхнего разгрузочного конца классификатора позволит лучше промыть и обезвожить пески.

Заводское испытание обогащения еленинского каолина проводилось на Турбовском каолиновом заводе Союзкаолина. Испытывалась проба, полученная с месторождения в количестве 32 т с влажностью 8,4%, т. е. 29 т сухого.

Ход процесса следующий: упакованный в мешки исходный материал взвешивался и вручную загружался в барабан 3,6×1,1 м, делающий 33 об/мин, здесь же в загрузку барабана подводилась вода с жидким стеклом. Раствор из расчета 7,5 кг жидкого стекла на 1 т сырья при $T:Ж = 1:1,45$ заготавливался заранее в водонапорном баке, из барабана материал поступал в песочные ящики размером 1,8×1,8×2 м. Здесь происходило осаждение крупного песка. Суспензия—слив с песочных ящиков—направлялась в лабиринт—простой желоб 690 мм высотой и 730 мм шириной, длина лабиринта 40 м. Здесь происходило осаждение мелкого песка и крупной чешуйки. Суспензия из лабиринта поступала в чан с мешалкой размером 3×3×3,2 м. Обороты мешалки 14 в 1 мин. В чан для коагуляции добавлялась известь из расчета 4 кг на 1 т каолина. По мере накопления суспензии в чане включались насосы высокого давления—до 8 ат, нагнетающие суспензию в фильтр прессы 4 шт. по 40 рам каждый.

Опробование в процессе испытания производилось в следующем объеме (см. схему):

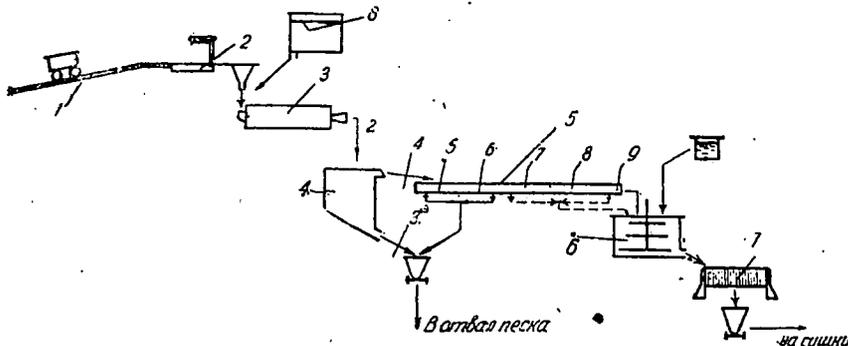
1. Проба поступающего сырья отбиралась при загрузке в барабан по 1 лопате из каждого мешка.

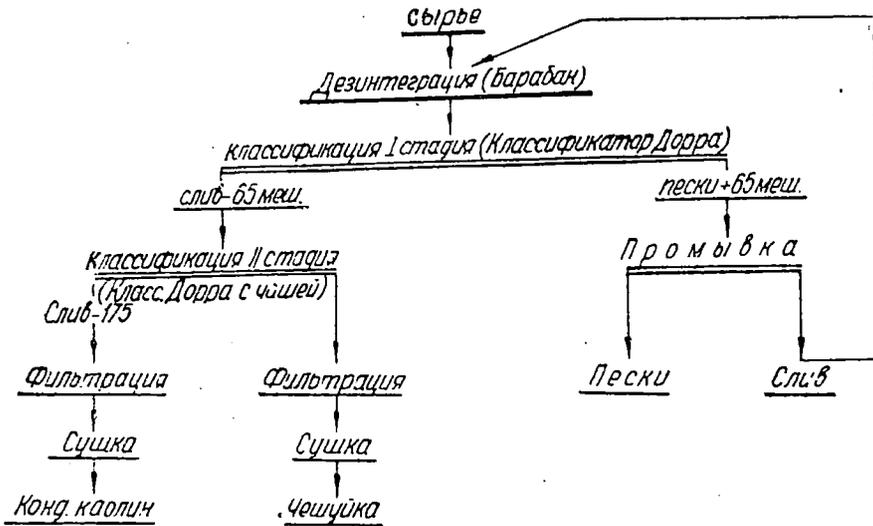
2. Проба из барабана отбиралась в сливе из барабана. Здесь производился контроль плотности суспензии ареометром Бо́ме.

3. Проба песка из песочных ящиков отбиралась при разгрузке их в вагонетки для транспортировки в отвал.

4. Проба песка—чешуйки осевшего в лабиринтах—бралась по окончании 1-й стадии работы в 5 точках, через каждые 8 м (по схеме пробы № 5, 6, 7, 8 и 9).

Фиг. 2. Схема заводского испытания по обогащению еленинского каолина, проведенного на Турбовском каолиновом заводе, 1—эстакада, 2—весы, 3—барабан, 3х—место взятия и номер пробы, 4—песочный ящик, 5—лабиринт, 6—чан с мешалкой, 7—фильтр-пресс, 8—напорный бак с водой с добавкой жидкого стекла, 9—раствор извести





Фиг. 3. Промышленная схема обогащения еленинского каолина

5. Проба готовой каолиновой суспензии отбиралась периодически через каждые 5—10 мин. в струе сливающейся из лабиринта в чан.

6. Проба готовой продукции отбиралась из коржей обычно принятым на заводе способом — сырьем методом молоски по диаметру коржа.

Контроль и учет в процессе опыта:

1. Щелочность раствора жидкого стекла в баке проверялась титрованием.

2. Контроль плотности суспензии производился в сливе из барабана и из чана с мешалкой.

3. Контроль тонкости получаемой суспензии осуществлялся периодической проверкой слива из лабиринта на сите 4 900.

4. Равномерность ручной загрузки сырья в барабан достигалась непрерывной подачей по 1 мешку сырья в 1 мин. (вес мешка 90—100 кг) регулируемой хронометражем.

Процесс испытания разделен на два этапа: 1-й этап — 1 ч. 15 м. — регулировка загрузки сырья и 2-й этап — 4 часа — работа производилась при установленных в 1-м этапе условиях, без дополнительной регулировки.

По окончании переработки сырья и фильтрации полученной каолиновой суспензии осадок из лабиринта на $\frac{1}{4}$ его длины к сливному концу, состоящий в основном из чешуйки каолина и по предварительному опробованию не содержащий песка, был смыт в чан с мешалкой и отфильтрован.

Контролем плотности суспензии, сливающейся из песочных ящиков, установлены колебания от 22 до 26—27° Ве, являющиеся неизбежным следствием применения ручной загрузки сырья в барабан. Кроме того, плотность суспензии могла изменяться от колебаний % содержания каолина в загружаемом сырье.

Плотность суспензии, поступающей из лабиринта в чан с мешалкой, колебалась уже в меньших пределах — 10—12° Ве. Коагуляция суспензии в чане перед фильтрацией производилась до 26°.

Фактический расход воды с добавкой жидкого стекла был 42 м³ на 29 т сырья, т. е. Т:Ж = 1:1,45, и расход жидкого стекла 7,5 кг/т сырья.

Полученные результаты сведены в табл. 7—9.

Таблица 7

Проба №	Продукт	Выход весовой в т	Выход в %	Ситовый анализ (стандарт)			
				% +900	% +4900	% +10000	% -10000
10	Каолин	7,00	24	0,02	1,14	0,24	98,68 ¹
3	Песок	13,80	47,5	65,75	0,58	0,16	99,26 ²
	Чешуйка	4,00	14,00	0,16	11,73	3,08	19,44
5	Остаток в лабиринте (пром. продукт) . .	4,20	15,00	8,7	2,90	0,88	96,06
1	Исходный	29,00	100,0	33,82	12,48	1,88	51,82

¹ I этап

² II "

Таблица 8

Опробование осадка в лабиринте перед смывом чешуйки

№ проб	Ситовый анализ (стандарт)			
	% +900	% +4900	% +10000	% -10000
5	8,70	39,66	4,34	47,36
6	4,72	22,24	3,62	69,42
7	1,48	7,46	2,46	88,60
8	0,36	3,68	2,22	93,74
9	0,48	5,00	1,10	93,42

Определение степени белизны на фотометре Пульфриха

Фильтрованный каолин 79—81
, чешуйка 78

Выводы по полужаводскому и заводскому испытаниям обогащения еленинского каолина

Как это видно из приведенных таблиц, результаты, полученные при заводских испытаниях на

Таблица 9
Химанализ полученных продуктов

Продукт	Содержание в %						Потери при прокаливании
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	TiO ₂	
Каолин	45,55	37,60	0,97	Следы	0,56	0,69	13,77
Чешуйка	45,82	37,99	1,00	Следы	0,25	0,79	13,59
Пески	85,24	9,82	0,33	—	—	0,60	3,81
Исходный	65,48	24,17	0,59	Следы	Следы	0,64	8,74

Турбовском каолиновом заводе, значительно хуже результатов, полученных на полувальной установке на классификаторах Дорра. В процессе обогащения на заводе нужно отметить следующие слабые места; большой процент (до 57%) чешуйки фракции—4 900 оседает в лабиринтах вместе с крупной чешуйкой и мелким песком, при увеличении скорости потока в лабиринтах в слив увлекается грубая чешуйка, в результате чего получается некондиционный каолин с большим процентом остатков на сите 4 900 и даже 900. Выделение крупной чешуйки затруднительно, так как разделение ее от песка в лабиринте происходит весьма несовершенно, что влечет за собой потери чешуйки с мелким песком. Несовершенное разделение также имеет место при осаждении песка в песочных ящиках, вместе с песком увлекается до 20% (10% от исходного) каолина—10 тыс., в результате имеем большие потери чешуйки и каолина в мелком песке в лабиринтах, каолина в крупном песке и, как следствие, небольшой выход кондиционного продукта.

Примитивность установок не допускает регулировки для получения хорошего разделения песка—каолина и грубой чешуйки—каолина. Опыты по обогащению методом механической классификации на классификаторах Дорра дали лучшие результаты как в отношении выхода кондиционного каолина, так и в отношении значительного снижения содержания класса—10 тыс. в песке. Достигается также более четкое разделение сырья на 3 основных продук-

та—каолин, чешуйка и песок, без каких-либо остатков и потерь, за исключением обычных производственных потерь.

Кроме того, на стороне последних непрерывность механизированного процесса, обеспечивающая постоянство режима.

Все это служит достаточным основанием для установления промышленной схемы обработки по методу механической классификации с применением классификаторов Дорра (фиг. 3).

В качестве дезинтегрирующего аппарата может быть рекомендован тот же, применяемый на существующих каолиновых заводах, барабан, отличающийся простотой конструкции и небольшой потребляемой мощностью.

Первая стадия классификации должна производиться на классификаторе Дорра при сливе порядка 65—80 меш, так как при этой тонкости слива потери каолина в песке минимальны и благодаря применению теплизатора—жидкого стекла—тонкий песок не увлекается в слив, состоящий только из каолиновой чешуйки.

Вторая стадия классификации производится на чашевых классификаторах Дорра; здесь в сливе имеем кондиционный каолин и в песках—грубую чешуйку. Каолин как окончательный продукт подвергается коагуляции, фильтрации и сушке. Грубочешуйчатая фракция в зависимости от возможности использования ее в промышленности может быть также подвергнута коагуляции, фильтрации и сушке. Пески, поступающие при первой стадии обработки, должны быть подвергнуты промывке. Испытание по промывке на классификаторе Дорра дало удовлетворительные результаты. Во избежание дополнительного расхода свежей воды целесообразно ее подавать предварительно на промывку. Слив с промывки, содержащий 4—5% твердого, направить в точку основного потребления воды—барабан. Здесь же добавлять жидкое стекло в необходимой пропорции. Таким образом выделенный при промывке песков каолин направляется в замкнутый цикл.

При обработке сырья, содержащего не ниже 50% фракции—10 000, по вышеприведенной схеме, на основании данных испытаний, можно рассчитывать на 40% выхода кондиционного каолина.

Н. С. Криволицкая, Г. Г. Морозов и В. С. Веселовский

Сравнительное испытание графитов для элементного производства

II сообщение

Кроме описанных в предыдущем сообщении¹ опытов по испытанию графитов в сухих элементах для карманных батарей (КБ), нами была изготовлена серия водоналивных элементов № 3-В. Способ их изготовления отличается тем, что агломераты после прессования высушиваются при 40° и в сухом состоянии помещаются в цинковые полюса, имеющие форму призмы с квадратным основанием (5×5×12 см). В пространство между агломератом и полюсом насыпается 25 г сухого нашатыря. После этого полюс покрывается снаружи слоем озокерита, вставляется в картонный футляр и заливается сверху специальной смолой. По стандарту ОСТ 378 от 11/ХП 1928 г. такой элемент должен обладать емкостью при непрерывном разряде на сопротивление 10 ом до напряжения на зажимах 0,7 в не менее 20 а-ч. Перед разрядкой элемент наполняется водой.

Результаты опытов с элементами № 3-В полностью подтвердили выводы, сделанные на основании серии с КБ. Таким образом эти выво-

ды могут быть распространены и на тип водоналивных элементов.

Таблица 1
Изменение емкости (в а-ч) водоналивных элементов № 3-В при хранении. Разряд на 10 ом до 0,7 в

Состав агломератов	Месяцы хранения			
	0	6	9	12
Старокрымский графит № 503 с пиролюзитом 1:3	20,8	19,2	17,8	18,0
Старокрымский графит № 503+ курейский графит № 501 с пиролюзитом 1/2:1/2:3	20,5	17,6	13,8	14,5
Богогольский графит № 502 с пиролюзитом 1:3	19,5	18,3	18,0	19,6
Искусственный графит № 516 с пиролюзитом 1:3	22,8	21,1	19,8	21,6
Старокрымский графит № 503+ фильбургин с пиролюзитом 3:1:22	27,3	22,1	21,1	20,7
Богогольский графит № 502+ фильбургин с пиролюзитом 3:1:22	23,0	17,4	16,7	19,5

¹ «Минеральное сырье» № 6, 1935 г.

Реализация научно-исследовательских работ в промышленности

Научно-исследовательский институт полиграфической и издательской промышленности

Всесоюзному институту минерального сырья

Искусственные камни, доставленные для испытаний по шлифовке литографских камней инж. В. И. Соболевым; дали следующие результаты: при шлифовке царапин не дают, что является важным моментом, так как существующие искусственные камни из лемзы дают царапины.

Расход самого камня очень незначительный, шлифует медленно.

Лучшие результаты были получены с камнем № 2. Желательно камень № 2 приготовить наиболее интенсивным по крепости в шлифовке, сохранив все его упомянутые качества.

Испытания производились в I образцовой типографии.

Зам. руков. полиграф. сектора Гемпель

Завод контрольно-измерительных инструментов „Калибр“

Институту минерального сырья

Изготавливаемые вами методом воздушной классификации минутники из корунда Семиз-Булу марки К-3 были испытаны и сейчас применяются нами на всех участках доводки изготавливаемых нами точных мерительных инструментов, в том числе в цехе эталонов на окончательной операции по доводке концевых плиток типа Йогансона.

Минутники марки К-3 вполне обеспечивают получение как требуемых точностей, так и качества отделки и освобождают нас от необходимости в импортных американских минутниках № 303 : 303, $\frac{1}{2}$.

До получения минутников марки К-3 мы на окончательных операциях доводки имели затруднения и перебои в работе.

Считаем необходимым, чтобы изготовление минутников марки К-3 производилось в производственных условиях, а не в лабораторных, чтобы обеспечить потребность промышленности и снизить стоимость таковых.

Зам. директора по техчасти Н и к о л ь с к и й
Нач. отдела лаборатории Ш м и д т
Инженер по абразивам Р у т м а н

Ломоносовский институт Академии наук

Институту минерального сырья

Мною были взяты на пробу мелкие сорта корунда К₂ и К₃, изготовленные лабораторией Института минерального сырья. Эти сорта по качеству (мелкость и однородность зерна) превосходят. Благодаря им, во-первых, намного улучшилась подготовка к полировке, во-вторых, имеется целый ряд кварцевых препаратов, толщина которых не превышает 0,06 мм. Данные препараты не полируются, а заклеиваются покровными стеклами. Например, кварцевые клинья и кварцевые фиолетовые пластины. И здесь особенно важно, чтобы матировка была возможно мельче, так как в противном случае на чувствительно фиолетовом цвете под большим увеличением будем видеть красные точки. И такие препараты, конечно, бракуются.

Теперь благодаря этим сортам корунда К₂ и К₃ мы имеем кварцевые клинья по качеству лучше зарубежных.

Зав. кварц. лабораторией Д р а г у н о в

Всесоюзным институтом минерального сырья выработан метод воздушной классификации минутников из корунда. Из приводимых выше писем заводов и Научно-исследовательского института полиграфической промышленности видно, что минутники, изготовленные по этому методу, отвечают всем техническим требованиям и найдут широкое применение в целом ряде отраслей промышленности, избавив ее от швоза минутников из-за границы.

Фабрика „Новая заря“ ТЭЖЭ

Институту минерального сырья

Использованный у нас на производстве каолин с опытного Глуховецкого каолинового завода от 31 марта 1933 г. из вагона № 445507, дубликат 47034 в количестве 17 т, полученный методом сухого (воздушного) обогащения, по своим качественным показателям вполне пригоден в качестве сырья для пудровой массы.

Данный каолин по характеру реакции, цвету и, главное, по чистоте помола стоит выше, чем косметический каолин, что является ценным свойством пудрового сырья.

Зав. аналит. лабораторией К у з н е ц о в

Работа заводов объединения «Сталь»
1931—1934 гг.

Журнал «Сталь» № 1—2, 1935 г., стр. 174.

Первые два номера журнала «Сталь» за 1935 г. вышли в виде прекрасно изданной, художественно оформленной книги, объемом около 30 печ. листов, посвященной работе южных заводов черной металлургии за период 1931—1934 гг. Книга открывается статьей, в которой ярко отражена роль партии в борьбе за металл, которая привела металлургов к победам величайшего значения для строящегося социализма.

Дальше следует изложение реконструктивных сдвигов и технической оснащенности заводов, приводятся фактические данные роста производства и улучшения эксплуатационных показателей. Отдельные разделы посвящены коксу и флюсам, научно-исследовательской работе, проектированию в металлургии и коксо-химической промышленности юга СССР, а также обстоятельно изложено состояние вопросов труда, кадров и быта как необходимых предпосылок к успешной организации промышленности. Книга насыщена цифровым материалом, диаграммами и фотоснимками, представляющими большую ценность как материалы для справок о состоянии нашей металлургии на юге СССР.

В разделе «Кокс и флюсы» приведены таблицы развития промышленности неметаллического сырья для металлургии, дана характеристика современного технического вооружения карьеров и дана перспектива дальнейшей реконструкции основных предприятий треста «Неруд-сталь». По главнейшим месторождениям известняков и доломитов даны таблицы запасов, указывающие на имеющиеся мощные ресурсы. Когда читаешь эту книгу, то невольно вспоминается другая книга, изданная в 1923 г., на заре восстановительного периода нашей промышленности и посвященная описанию заводов металлургии того времени, т. е. по существу отражающая предреволюционную промышленность юга России («Металлургические заводы юга России», 1923 г., издание ЦПТИ, ВСНХ РСФСР). Какая разница! Какие огромные экономические и технические достижения! Какой убогой кажется та, еще недавняя база, на которой создана нынешняя замечательная металлургическая промышленность юга СССР. Книга заканчивается призывной статьей «Под знаменем Ленина — Сталина к новым победам».

Инж. И. Шманенков

Керченская металлургия, т. I, под ред. проф. М. И. Кантора, ОНТИ, по черной и цветной металлургии, М.—Л.—С., 1934 г., стр. 260, цена 3 р. 50 к., пер. 60 коп.

Книга является сборником статей об использовании железных руд Керченского полуострова. Керченские железные руды благодаря наличию в них ванадия, фосфора и мышьяка имеют

особое значение для народного хозяйства. Проблема керченских руд как комплексного сырья, успешно поставленная б. Институтом прикладной минералогии, благодаря работам ряда научных учреждений и Керченского завода дала определенные успехи в виде организации первого советского производства ванадия. Сборник является ценным вкладом в техническую литературу, так как он впервые наиболее полно охватывает весь комплекс вопросов, связанных с использованием этих руд, и этим удовлетворяет огромный интерес к этим рудам инженерно-технических и научных работников Союза. В сборнике имеется ряд статей, посвященных описанию месторождения руд с точки зрения геологической и химико-металлургической их характеристики. Значительное место уделено обогащению руд и подготовке их к плавке, так как эти руды благодаря сравнительно невысокому содержанию железа и порошковатости не могут считаться нормальным доменным сырьем. Специальные разделы посвящены мышьяку и ванадию. Имеется статья инж. И. Л. Лурье, автора метода извлечения ванадия из чугуна, который позволит получить первый советский ванадий. К сборнику приложен перечень печатных работ, посвященных керченским рудам.

Инж. И. Шманенков

Е. М. Романовский, Справочник научно-исследовательской тематики и литературы по строительным материалам, огнеупорам, химически стойким изделиям минерального происхождения за 1930—1933 гг., Труды Ассоциации научно-исследовательских учреждений силикатной промышленности НКТП, М., 1934 г., изд. НКТП, 349 стр., 41 илл., 7 р. 50 к. в пер., тираж 2 000.

Появление в свет справочника научно-исследовательской тематики по силикатным материалам весьма своевременно и целесообразно, давая возможность интересующимся легко ознакомиться, насколько широко охвачен исследованным тот или иной вопрос промышленности стройматериалов и огнеупоров.

Всего издание указывает 2 528 тем, систематизированных в 9 основных разделах, распадающихся на 65 рубрик: 1) физико-химия и общая технология силикатов и строительных материалов, 2) строительное сырье и естественные материалы, 3) вяжущие вещества, 4) бетоны и растворы, 5) строительная керамика, 6) огнеупорные материалы, 7) химически стойкие изделия, 8) битуминозные и асфальтовые материалы, 9) строительные материалы и изделия разного рода («новые материалы»). В книге также приведена соответствующая библиография (593 наименования).

Справочник содержит тематику 100 исследовательских учреждений; помимо наименования темы указываются год проработки, название института, город, финансирующая организация, стоимость работы, состояние работы.

Книга снабжена вводной частью, содержащей очерк развития соответствующей исследова-

тельской сети, статью об основных направлениях и перспективах научной работы в данной области и заканчивается всеми необходимыми подсобными указателями, весьма облегчающими нахождение нужных в отдельных случаях работ и книг.

Обилие тематики не позволило составителю в достаточной степени охарактеризовать со-

стояние работ, что впрочем потребовало бы весьма значительного увеличения объема книги.

В целом справочник подобран весьма тщательно и представляет ценное пособие для специалистов-силкатчиков.

Профессор Г. Ю. Жуковский

Библиотека Института минерального сырья

Библиография Bibliography

Неметаллические ископаемые и руды черных металлов

Non-Metallic Minerals and Iron Ores

Минералогия, петрография, геология, месторождения и пр.

Mineralogy, Petrography, Geology and Mineral Deposits

Общие вопросы General

1. Arend J. P. Kolloidität und Erdkrustege-
staltung.

Коллоидальность и образование земной коры.
Ztschr. Deut. Geol. Gesell., 1934, Bd. 86, H. 7,
S. 430—451.

2. Balk R. and Grout F. Structural Study of
the Snowbank stock.

Исследование структуры штока Сноубэнк, Мин-
несота.
Bull. Geol. Soc. America, 1934, v. 45, № 4, pp.
621—636.

3. Brüggén J. Grundzüge der Geologie und
Lagerstättenkunde Chiles.

Основы геологии и учения о месторождениях
полезных ископаемых Чили, Leipzig, Weg, 1934,
VII, 362 S. ill.

Реф. Econ. Geol., 1933, v. 30, № 2, pp. 197—198.

4. Collins W. H. Life history of the Sudbury
nickel irruptive. I. Petrogenesis.

Никелевая интрузия Седбери. I. Петрогенезис.
Trans. Roy. Soc. Canada, 1934, sect. 4, ser. 3, v.
28, pp. 123—177.

5. Fénner C. N. Some magmatic problems.

Некоторые магматические проблемы.
Jl. Wash. Acad. Sci., 1934, v. 24, pp. 113—124.
Ann.: Jl. Geol. Soc., Tokyo 1934, v. 41, № 490,
p. 488. (на япон. яз.)

6. Gillully James. Mineral orientation in some
rocks of the Shuswap terrane, as a clue to their
metamorphism.

Ориентация минеральных частиц в некоторых
горных породах Shuswap terrane (Британская Ко-
лумбия) как ключ к объяснению их метамор-
физма.

Amer. Jl. Sci., 1934, v. 28, № 163, pp. 182—201.

7. Graham R. P. D. The development of minera-
logical science.

Развитие минералогии.
Trans. Roy. Soc., Canada 1934, sect. 4, ser. 3,
v. 28, pp. 33/42.

8. Lay D. The theory of magma waves.

Теория волнообразного движения магмы.
Can. Min. & Met. Bull., 1934, № 270, pp. 478—481.

9. Lehmann E. Die magmatische Mineral- und
Gesteinsprovinz im Mitteldevon des Lahn-Dillge-
bietes.

Магматическая провинция минералов и горных
пород среднего девона в области Лан-Дилл.
Ztschr. Deut. Geol. Gesell., 1934, Bd. 86, H. 6,
S. 348—359.

Библиография 6 названий.

10. Lombard V. V. On the differentiation and
relationships of the rocks of the Bushveld complex.

О дифференциации и соотношениях горных по-
род Бушвельдского комплекса.

Trans. Geol. Soc., South Africa 1934, v. 37, pp.
5—52.

Реф.: Rev. Géol., 1934, v. 14, fsc. 10, p. 520.

11. Mc Gillen W. J. Metamorphic diffusion.

Метаморфическая диффузия.
Bull. Comm. Geol., Finlande 1934, № 104, pp.
11—27.

12. Reglas generales parapromediar los minerales
en los minas de veta.

Общие правила распределения минералов в
рудных жилах.

Bol. de minas y petróleo, 1934, № 63—65, pp
74—86.

13. Scheumann K. H. Das Gegenwärtige Ver-
hältnis von Mineralogie und Geologie.

Современное состояние взаимоотношения гео-
логических и минералогических наук.

Ztschr. Deut. Geol. Gesell 1934, Bd. 86, H. 8, S.
481—483.

14. ShauB B. M. The cause of banding in fissure veins.

Причины полосчатости в трещинных жилах.
Amer. Miner., 1934, v. 19, № 9, pp. 393—402.

Авгит Augite

15. Kuno, Misashi and Sawatari, Mitataka. On the augites from Wadaki, Idu and from Yoneyama, Etigo, Japan.

Авгиты из Японии.

Jap. II Geol. Geol., 1934, v. 11, pp. 327—343.
Реф.: Miner. Magaz., 1935, v. 24, № 148; Miner. Abstr., v. 6, № 1, p. 19.

16. Stützel. H. Die Tracht von Augiten aus Basalttuffen der Eifel.

Характер авгитов из эйфельских базальтовых туфов.

N. J., 1934, Beil.- Bd. 68, H. 2, S. 223—240.

Алмаз Diamond

17. Another large South-African diamond.

Божьей алмаз из Южной Африки.

Nature (London), 1934, v. 133, № 3352, p. 131.

См. также 145. See also 145.

Альбит Albite

18. Schoklitsch Karl. Ueber den Schachbrettalbit eines Pegmatits aus der Lieserschlucht (Kärnten).

О прорастании микроклина в альбите из пегматитов ущелья Лизер.

Ztschl. Kristall., B. 1934, Bd. 45, H. 4, S. 349—354.

Библиография 15 названий.

Амозит-асбест Amosite-asbestos

19. Reinecke L. and McClure L. Variations in the quality of amosite asbestos at Penge. Transvaal.

Измерение качества амозит-асбеста из западно-Трансваала.

Trans. Geol. Soc., South Africa 1934, v. 36, pp. 29—39.

Реф.: Miner. Magaz., 1935, v. 24, № 148; Miner. abstr., v. 6, № 1, pp. 31—32.

Ангидрид Anhydrite
См. 46. See 46.

Андалузит Andalusite

20. Partridge F. C. The andalusite sands of the Western Transvaal.

Андалузитовые пески западного Трансваала.

Bull. Geol. Surv., South Africa 1934, № 2, 16 p.

Реф.: Miner. Magaz., 1935, v. 24, № 148; Miner. Abstr., v. 6, № 1, p. 31.

Антраксолит Anthraxolite

21. Ellsworth H. V. The Nickeliferous and uraniferous anthraxolite from Port Arthur, Ontario.

Никель и ураносодержащий антраксолит из Порт-Артура. Онтарио.

Amer. Miner., 1934, v. 19, № 9, pp. 426—428.

Асбест Asbestos

22. Hess H. H. The problem of serpentinization and the origin of certain chrysotile asbestos, talc and soapstone deposits.

Проблема серпентинизации и генезис некоторых месторождений хризотил-асбеста, талька и талькового камня.

Econ. Geol., 1934, v. 28, S. 634—657.

Реф.: Ztschr. prakt. Geol., 1934, № 11, S. 174.

Базальт Basalt

23. Tomkieteff S. J. Differentiation in basalt lava, Island Magee, Co. Antrim.

Дифференциация в базальтовой лаве на острове Мэйги, Антрим, Британские острова.

Geol. Magaz., 1934, v. 71, № 845, pp. 501—512.
Библиография 19 названий.

Барит Baryte

24. Eford H. S. Barytes in Australia. Occurrence, production and uses.

Бариты Австралии. Месторождение, добыча, использование.

Chem Eng. Min. Rev., 1934, v. 26, № 308, pp. 316—21.

25. Russell Arthur. Baryte crystals from Manners Main Colliery, Wath upon Dearne near Rotherham, Yorkshire.

Кристаллы барита из Йоркшира. (Краткое содержание доклада на собрании Минералогического о-ва в Лондоне 15 марта 1934 г.).

Centralbl. Miner. A, 1934, № 6, S. 186.

См. также 36, 170. See also 36, 170.

Батолит Batholith

26. GrouT F. F. and Balk R. Internal structures in thun Boulder batholith.

Внутреннее строение батолита в Монтане.

Bull. Geol. Soc. Amer., 1934 v. 45, № 5, pp. 877—896.

Бентонит Bentoniten

27. Wilson J. N. Bentonite.

Бентонит.

Sands, Clays, & Minerals, 1934, v. 2, (2), pp. 45—47.

Реф.: J. Amer. Ceram. Soc., 1935, v. 18, № 2; Ceram. Abstr., v. 14, № 2, p. 48.

Берилл Beryl

28. Bhol K. L. A short note on the beryl deposits of Ajmer-Merwara.

Краткая заметка о месторождениях берилла в Аджмере-Мервара.

Trans. Min. Geol. inst., India 1934, v. 29, pt. 2, pp. 127—142.

29. Memorandum sobre el mineral berillo.

О берилле.

Bol. de Minas y Petroleo, 1934, № 61—62, pp. 38—40.

Библиография Bibliography

30. Nickles J. M. and Miller R. B. Bibliography and index of geology exclusive of North America, vol. I, (1933).

Библиография и указатель по геологии Северной Америки, т. I (1933).

Geol. Soc. Amer. Bibliogr. Contrib., 1934. 405 p.

Анн.: Bull. Amer. Assn. Petrol. Geol., 1934, v. 18, № 10, p. 1379.

Боксит Bauxite

31. Bauxite, a titanium mineral.
Боксит — титановая руда.
Ind. Chim., 1934, v. 21 (246), p. 490.
Анн.: J. Amer. Ceram. Soc., 1935, v. 18, № 2; Ceram. Abstr., v. 14, № 2, p. 39.

Боразит Boracite

32. Mehmel Martin. Kristallographische und chemische Untersuchungen am Borazit.
Кристаллографические и химические исследования боразита.
Ztschr. Krist., 1934, A, Bd. 87, H. 3/4, S. 239—263.

Бемит Beohmite

См. 63. See 63.

Везувианит Vesuvianite

33. Kamiyama Teiji. Vesuvianite from Hokizawa Kanagawa prefecture.
Везувианит из Японии.
J. Geol. Soc., Tokyo 1934, v. 41, № 487, pp. 183—188. (на япон. яз.).

34. Katayama N. Contact minerals from Tokiwa, Nagano prefecture. I. Preliminary notes on vesuvianite and garnet.

Контактные минералы из Японии. Ч. I. Предварительные заметки о везувианите и гранате.
J. Geol. Soc., Tokyo 1934, v. 41, № 486, pp. 139—141.

Вёрелит Wöhlerite

35. Gossner B. und Krauss O. Beitrag zur Kenntnis der Wöhlerit- und der Mosandritgruppe.
К познанию группы вёрелита и мозандрита.
Centralbl. Miner., A, 1934, № 3, SS. 72—9.

Витерит Witherite

36. Napsox E. G. Witherite and barytes.
Витерит и бариты.
Min. Magaz., 1934, v. 51, pp. 76—79.
Анн.: Miner. Magaz., 1935, v. 24, № 148; Miner. Abstr., v. 6, № 1, p. 32.

Воластонит Wollastonite

37. Bowen N. L. Vogtite, isomorphous with wollastonite.
Изоморфность фоггита с воластонитом.
Jl. Washingt. Acad., 1933, v. 23, p. 87—94.
Реф.: N. J., 1934, 1, H. 5, S. 444.

Галлоизит Halloysite

38. Mehmel M. Ueber die Struktur von Halloysit und Metahalloysit.
О структуре галлоизита и металлоизита.
Ztschr. Kristall., A, 1935, Bd. 90, H. 1, S. 35—43.
Библиография 6 названий.

Гаюин Haüyne

39. Machatschki F. Kristallstruktur von Haüyn und Nosean.
Кристаллическая структура гаюина и нозеана.
Centralbl. Miner., A., 1934, № 5, S. 136—44.

Гематит Hematite

40. Millosevich F. Nuovo giacimento di ematite pneumatolitica nell'Ischa.

Новые месторождения пневматического гематита в Isola d'Ischa.

Period. di Mineral., 1934, v. 5, № 2, pp. 192—193.
Реф.: N. J., 1934, H. 6, S. 560.

См. также 102. See also 102.

Геохимия Geochemistry

41. Goldschmidt V. M. Drei Vorträge über Geochemie.

Три доклада по геохимии.
Geol. För. Förhandl., Stockholm 1934, Bd. 56, H. 3, № 398, S. 385—427.

42. Noddack Walter. Die Verteilung der chemischen Elemente im Wettenraum (Vortrag im Essener Haus d. Technik).

Распространение химических элементов в мировом пространстве.
Chem. Ztg., 1934, № 101, S. 1022.

Гидраргиллит Hydrargillite

43. Msgaw Helen D. The crystal structure of hydrargillite, Al (OH)₃.

Кристаллическая структура гидраргиллита Al (OH)₃.
Ztschr. Krist., 1934, A, Bd. 87, H. 3/4, S. 185—204.

Гидрокалумит Hydrocalumite

44. Tilleh C. E. Hydrocalumite (4CaO · Al₂O₃ · 12 H₂O), a new mineral from Scawt Hill, Co. Antrim.

Гидрокалумит (4CaO · Al₂O₃ · 12H₂O) — новый минерал из Энтрима.
Miner. Magaz., 1934, v. 23, № 146, pp. 607—615.

Гинорит Gonorite

45. Achiardi G. d'Ginorite, nuovo borato di calcio di Sasso Pisano.

Гинорит, новый борат кальция из Сассо Пизано (Италия).
Periodico Min., Roma 1934, v. 5, pp. 22—32.
Анн.: Miner. Magaz., 1934, v. 23, № 146; Miner. Abstr., v. 5, № 11, p. 484.

Гипс Gypsum

46. Muir J. L. Anhydrite-gypsum problem of Blaine formation, Oklahoma.

Исследование месторождений гипса и ангидрита в отложениях района Блэйн, Оклахома.
Bull. Amer. assn. petrol. geol., 1934, v. 18, № 10, pp. 1297—1312.

Анн.: J. Amer. Ceram. Soc., v. 18, № 4; Ceram. Abstr., v. 14, № 4, p. 100. Orozco, R.

El yeso en Mexico.
Гипс в Мексике.
Revista Ind. Mexico, 1934, t. 2, № 1, pp. 101—110.
Robinson L. V.

48. Gypsum — from mine to market.

Гипс — от месторождения до потребителя.
Can. Min. & Met. Bull., 1934, № 270, pp. 452—487.

Глины Clays

49. Allen V. T. Petrography and origin of the fuller's earth of Southeastern Missouri.

Петрография и генезис сукновальной глины из юго-восточной части Миссури.
Econ. Geol., 1934, v. 29, № 6, pp. 590—598.

50. Sampey P. van. Kinds and properties of clays.

Виды и свойства глин.
Chem. Weekblad, 1934, v. 31, № 42, pp. 618—24.
Анн.: J. Amer. Ceram. Soc., 1935, v. 18, № 2;
Ceram. Abstr., v. 14, № 2, p. 49.

51. Galpin S. L. and Nölting J. P. An undescribed variety of flint clay.

Новая разновидность кремневой (сухарной) глины.
Jl. Amer. Ceram. Soc., 1934, v. 17, № 11, pp. 357—9.

52. Granger A. Thermal analysis of clay.

Термический анализ глины.
Céramique, 1934, v. 37 (552), p. 58.
Анн.: J. Amer. Ceram. Soc., 1935, v. 18, № 1;
Ceram. Abstr., v. 14, № 1, p. 23.

53. Hofmann U., Endell K. and Wilm D' x-ray and colloidal chemical studies on clay.

Рентгенографические и коллоидно-химические исследования глины.
Angew. Chem., 1934, Bd. 47, (30), S. 539—47.
Реф.: J. Amer. Ceram. Soc., 1935, v. 18, № 1; Ceram. Abstr., v. 14, № 1, p. 24.

54. Leighton Henry, The white clays of Pennsylvania.

Белые глины Пенсильвании.
Reap. topog. and geol. survey, Bull., № 112, 1934, 19 p.
Реф.: Rev. Geol., 1934, v. 14, fasc. 10, pp. 575—76.

55. Rittenhouse Gordon. A laboratory study of an unusual series of verved clays from northern Ontario.

Лабораторное исследование необычных серий ленточных глин из северного Онтарио.
Amer. J. Sci., 1934, v. 28, № 164, pp. 110—120.

56. Somers R. E. Microscopic examination of clays (from high-grade clays of the Eastern United states).

Микроскопическое исследование глин.
U. S. Geol. Surv. Bull. № 708, pp. 292—305.

Гравий Gravel

57. Lebedeff V. Les terrasses du Moyen-Congo Composition mineralogique du Eravier.

Терассы среднего Конго. Минералогический состав гравия.
Chronique des mines coloniales, 1934, v. 28, pp. 218—22.

Гранат Garnet

См. 34. See 34.

Гранит Granite

58. Anderson J. G. C. The outer granite of Beu Nevis.

Гранит из Beu Nevis.
Quar. Map. Jl., 1934, v. 16, № 12, pp. 390—393.

59. Das Kupta, Hem. Ch. On the Myilm granite Khasi Hills, Assam. О мильском граните Казы Хиллс, Ассам.
Quart. Jl. Geol. min. an. met. Soc., India 1934, v. 1, pp. 1—4. 11 granito di Arbatax.
Гранит из Арбатакс (о. Сардиния).
Mag. Pie., Gran., 1934, № 2, pp. 18—29.

60. Lamey Carl A. Some metamorphic effects of the Republic granite.

Явление контактового метаморфизма в граните (Мичиган).
Jl. Geol., 1934, v. 42, № 3, pp. 248—263.

Графит Graphite

61. Fisher Lloyd W. Graphite in pegmatite. Графит в пегматите.

Amer. Miner., 1934, v. 19, № 4, pp. 169—177, Библиография 38 названий.
Датолит Datolite.

62. Sanero E. Contributo allo studio della datolite di M. Lorato (Liguria).

К исследованию датолита из Лигурии.
Period. di Mineral., Roma 1934, v. 5, p. 73—76.
Реф. N. J., 1934, 1, H. 5, S. 449.

Диаспор Diaspore

63. Lapparent J. Boehnite and diaspore in the fire clays of Ayrshire (Scotland).

Беemit и диаспор в огнеупорных глинах Шотландии.
Comptl Rend., 1934, t. 199, № 26, pp. 1629—31.
Анн. J. Amer. Ceram. Soc., 1935, v. 18, № 4;
Ceram. Abstr., v. 14, № 4, p. 100.

Диатомит Diatomaceous earth

64. Diatomaceous earth in Oregon.

Диатомит из Орегона.
Econ. Geol., 1934, v. 29, № 6, pp. 604—605.

65. Greig J. W. D. Diatomite, its history, characteristics and use.

Диатомит, его история, свойства и применение.
Анн. J. Amer. Ceram. Soc., 1934, v. 17, № 10;
Ceram. Abstr., v. 13, № 10, p. 272.

Диопсид Diopside

66. Kamiyama Teiji. Diopside from Hoki-zawa, Kanagawa prefecture.

Диопсид из Японии.
Jl. Geol. Soc., Tôkyô 1934, v. 41, № 484, pp. 20—24. (на япон. яз.)

Диорит Diorite

67. Agar W. M. Thermally metamorphosed diorite near Brookfield, Connecticut.

Метаморфизм диорита под влиянием высоких температур близ Брукфильда, Коннектикут.
Amer. Jl. Sci., 1934, v. 28, № 168, pp. 401—411.

68. Freeman Bruce C. The Long Lake diorite and associated rocks, Sudbury district, Ontario.

Диорит с озера Лонг и ассоциированные с ним породы, Онтарио.
Jl. Geol., 1934, v. 42, № 1, pp. 23—44.

Дипир Dipyre

69. Gysin M. Sur la presence du dipyre dans les formations métamorphiques du Kundelungu de la Haute-Lufire (Congo Belge).

О присутствии дипира в метаморфических породах Бельгийского Конго.
Compt. Rend. Soc. phys., Genève, 1934, v. 51, № 3, pp. 187—189.

Драгоценные камни

Precious stones

70. Erppler Alfred. Edelsteine und Schmucksteine.

Драгоценные и поделочные камни.

2 Aufl. von W. F. Erppler, Leipzig, Diebener, 1934, 554 S. M. ill.

Реф.: Miner. Magaz., 1935, v. 24, № 148; Miner. Abstr., v. 6, № 1, p. 5.

71. Leechman G. F. The semi-precious stones of Cornwall.

Полудрагоценные камни Корнуэля.

Penzance 1934, 18 p.

Реф.: Miner. Magaz., 1935, v. 24, № 148; Miner. Abstr., v. 6, № 1, p. 6.

См. также 79. See also 79.

Железные руды

Iron ores

72. Burchard Ernest F. and oth. The brown iron ores of the Western Highland rivir, Tennessee.

Бурый железняк из Теннесси.

Nashville 1934, 236 p. (Tenn. Dept. of Education. Div. of Geol. Bull. 39).

Реф.: Econ. Geol., 1935, v. 30, № 2, p. 199.

73. Hamloy J. E. and Beavan A. P. Mineralogy and genesis of the Mayville iron ore of Wisconsin.

Минералогия и генезис железной руды из Висконсина.

Amer. Miner., 1934, v. 19, № 11, pp. 493—514.

74. Köbrich Carl. Geologisches und bergwirtschaftliches von den oberhessischen Eisenerzen. Геология и экономика железных руд верхнего Гессена.

Ztschr. Deut. Geol. Gesell., 1934, Bd. 86, H. 6, 329—333.

75. Königsberger J. G. Ferro-Magnetismus von Fe_2O_3 .

Ферромагнетизм Fe_2O_3 .

Naturwiss., 1934, Bd. 22, S. 90.

Реф.: N. J., 1935, 1, H. 1, S. 49.

Изверженные породы

Igneous rocks

76. Harcourt G. A. The minor chemical constituents of some igneous rocks.

Второстепенные химические компоненты некоторых изверженных пород.

Jl. Geol., 1934, v. 42, № 6, pp. 585—601.

77. Moore E. S. Genetic relations of certain igneous rocks in the Canadian shield.

Генетические соотношения некоторых изверженных пород в Канадском докембрии.

Trans. Roy. Soc., Canada 1934, sect. 4, ser. 3, v. 28, pp. 1—6.

Bibliography.

Известковый туф

Travertine

См. 92.

See 92.

Известняк

Limestone

78. Charrin V. Les pierres a chaux du Département du Gard.

Известняки департамента Гар.

Rev. Matér. de Construction (Chaux), 1934, № 297, pp. 168—70.

Реф.: Rev. Géol., 1934, v. 14, fasc. 7—8, p. 419.

Изумруд

Emerald

79. Vogel P. Optische Untersuchungen am Smaragd und einigen anderen durch Chrom gefärbeten Mineralien.

Оптические исследования изумруда и других минералов, окрашенных хромом.

N. J., A, 1934, Beil. Bd. H. 3, S. 401—438.

Кальцит

Calcite

80. Katayama N. Calcite crystals from Titibu Saitama prefecture.

Кристаллы кальцита из Японии.

Jl. Geol., Soc., Tôkyô 1934, № 486, pp. 152—153 (на япон. яз.)

81. Weigle J. et Salmi H.

Dilatation thermique de la calcite mesurée aux rayons X.

Определение термического расширения кальцита посредством рентгеновских лучей.

Compt. Rend. Soc. Phys., Geneve 1934, v. 51, № 1, p. 14.

Каолин

Kaolin

82. Fraser E. T. Kaolin in the Whitemud beds of southern Saskatchewan.

Каолин из южного Саскатчевана.

Trans. Roy. soc., Canada 1934, sect. 4, ser. 3, v. 28, pp. 13—17.

83. Grint Julius. Methods of testing china clay.

Методы испытания каолина.

Sands, Clays, & Minerals, 1934, v. 2, № 11, pp. 49—51.

Анв.: Jl. Amer. ceram. soc., 1935, v. 18, № 2; Ceram. Abstr., v. 14, № 2, p. 49.

84. Hansen H. Ueber ein neuentdecktes Kaolin-Sandstein-Verkommen im kristallinen Kalkstein auf Pargas-Alön, gegend von Abo-Turku, Sw. Finland.

О вновь открытом месторождении каолинового песчаника в кристаллическом известняке в Финляндии.

Meddel. Abo. akad. Geol. miner. inst.; 1934, № 16, S. 1—44.

85. Hertsch W. Kaolin

Каолин.

Fr. Pat. 759, 749, Feb. 7, 1934.

Реф.: Jl. Amer. Ceram. Soc., 1934, v. 17, № 10; Ceram. Abstr., v. 13, № 10, p. 273.

86. Nakai T. and Fukami Y. Change of the true specific gravity of kaolin on heating.

Изменение удельного веса каолина при нагревании.

Jl. Soc. Chem. Ind. (Japan), 1934, v. 37, (8), pp. 430—32 B.

Реф.: Jl. Amer. Ceram. Soc., 1935, v. 18, № 1; Ceram. Abstr., v. 14, № 1, p. 22.

Карборунд

Carborundum

87. Cortelezzi J. Sobre los cristales de carborundum.

О кристаллах карборунда.

Notas prelim. del Museo de la Plata, 1934, t. 2, pp. 153—159.

Кварц

Quartz

88. Bruce E. L. A. spectrographic examination of quartz from some gold bearing veins.

Спектрографическое исследование кварца из некоторых золотоносных жил.

Trans. Roy. soc., Canada 1934, sect. 4, ser. 3, v. 28, pp. 7—11.

Клиногумит Clinohumite

89. Watanabe T. Contact minerals from To-kiwa, Nagano prefecture. 111. Clinohumite and par-gasite.

Контактные минералы из Японии. 3. Клино-гумит и паргазит.

Jl. Geol. Soc., Tokyo 1934, v. 41, № 490, p. 457 (на япон. яз.)

Конкреции Concretions

90. Ruppner J. J. and Hamilton R. G. Me-tamorphosed calcareous concretions and their gene-tic and structural significance.

Метаморфизированные известковые конкреции и их генетическое и структурное значение.

Amer. Jl. Sci., 1934, v. 28, № 163, pp. 51—64.

Контактный метаморфизм Contact meta-morphism

91. Lasky Samuel H. Ferric-ferrous ratio in contact-metamorphic deposits.

Соотношения трех и двухатомного железа в контактометаморфических месторождениях.

Ecol. Geol., 1934, v. 29, № 2, pp. 203—06.

Реф.: Rev. Geol., 1934, v. 14, fsc. 7—8, p. 414.

Кремнезем Silica

92. Allen E. T. The agency of algal in the deposition of travertine and silica from thermal waters.

Роль водорослей в отложении известкового туфа и кремнезема из горячих источников.

Amer. Jl. Sci., 1934, v. 28, № 167, p. 373—389.

(Продолжение следует)

Горнорудная ассоциация НКТП подготовила для печати тематикографию — указатель тематики — научно-исследовательских работ по разведке, изучению, первичной обработке минерального сырья и металлоруд за 1930—1934 гг.

Справочник содержит всего около 3300 тем 103 научно-исследовательских учреждений, указывая наименование темы, год проработки, институт, город, финансирующую организацию, ответственного исполнителя темы.

В основу систематизации тематики положена предложенная проф. Н. М. Федоровским энергетическая классификация полезных ископаемых. Каждая рубрика тематики заканчивается

указанием соответствующей книжной литературы, опубликованной на русском языке за последние 5 лет; всего указано свыше 700 литературных источников.

Справочник содержит также 4 обзорные статьи, характеризующие достижения исследовательской работы за данный период по отдельным разделам тематики.

Работа по составлению тематикографии и ее подготовки для печати выполнена научным сотрудником Е. М. Романовским.

Сборник будет издан под редакцией и с предисловием проф. Н. М. Федоровского.

Ответственный редактор проф. Н. М. Федоровский.

Технический редактор А. П. Ротов.

Сдано в набор 26/VI 1935 г. Подписано к печати 7/VIII 1935 г. Число зн. в п. л. 70 тыс. 4 п. л.

Уполномоченный Главлита № В—26973.

Стат Б 13—176×256

Тираж 2665 экз.

Издания редакционной базы Всесоюзного научно-исследовательского
института
МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Москва, Б. Ордынка, 32, тел. В-1-50-52

ИМЕЮТСЯ В ПРОДАЖЕ:

Атлас геологических и гидрогеологических карт г. Москвы. 5 многокрасочных карт и 5 профилей. Цена 35 руб.

Алимарин И. П. и Зверев В. С. Колориметрическое определение малых количеств кремневой кислоты в растворах, минералах и технических продуктах. 16 стр. Цена 65 коп.

Архангельская Н. А. Силурийские породы Ленинградской области. 24 стр. Цена 1 руб.

Архангельский А. Д., акад. и Копченова Е. В. К познанию химического состава железных руд СССР. 68 стр. Цена 2 р. 50 к.

Аршинов В. В., проф. О стеклянных полусферах для кристаллооптических измерений на поляризационном микроскопе. 50 стр. Цена 1 р. 60 к.

Астафьев В. П. Технология пермутитового водоумягчения. 66 стр. Цена 1 р. 50 к.

Башилов И. Я. Редкие элементы и их использование. Классификация земной коры. Практические применения редких и малораспространенных элементов. 152 стр. Цена 1 р. 50 к.

Беспяткин В. Ф. Теоретические основания и правильному выбору рабочего инструмента в ударном бурении. 40 стр. Цена 1 р. 50 к.

Безруков П. Л. и Яншин А. Л. Юрские отложения и месторождения бокситов на Южном Урале. 100 стр. Цена 3 руб.

Брюшков А. А., инж. Газо- и пенобетоны. (Ячеистые бетоны). 40 стр. Цена 50 коп.

Васильев К. В. Сборник работ по рентгенотехнике. Рентгеновская трубка со съемными фильтрами. Многокамерные рентгеновские устройства. Подвижные лекала для получения проекций с рентгенограмм. Универсальная камера для рентгено съемок. 32 стр. Цена 90 коп.

Васильев П. И. и Ром И. И. Анализ стекло-промышленных песков. 40 стр. Цена 1 руб.

Веденеева Н., Меланхолин Н. и др. К методике кристаллооптических и петрографических исследований. Сборник статей по иммерсионному методу. 28 стр. Цена 1 р. 25 к.

Вольнский И. С. Краткое руководство по минеральному анализу помощью пуш-интегратора системы А. А. Глаголева. 29 стр. Цена 50 коп.

Волярович М. П., проф. Применение методов исследования вязкости и пластичности в прикладной минералогии. 56 стр. Цена 1 р. 75 к.

Волков С. Т. и Тимофеев Л. В. К вопросу изучения методики отборки средних проб руд и неметаллических ископаемых в лабораторных условиях. 40 стр. Цена 1 р. 25 к.

Глаголев А. А. О геометрических методах количественного минералогического анализа горных пород. 48 стр. Цена 1 р. 50 к.

Глаголев А. А. и Готман Я. Д. Опыт количественного минералогического опробования скважин Коунрадского меднорудного месторождения. 52 стр. Цена 1 р. 50 к.

Даньшин В. М. и Головина Е. В. при участии Лупандина Р. Б. Москва. Геологическое строение. 96 стр. Цена 2 руб.

Едемский М. Б. Гипсы Северного края. 40 стр. Цена 90 коп.

Зборовский М. Э., Гермогенова Е. В. и др. Титано-магнетиты. 102 стр. Ц. 4 р. 50 к.

Иванчин-Писарев А. А. Месторождения туфовой лавы в Арктике. Геологическая характеристика и сравнительная оценка отдельных площадей по данным разведок Института прикладной минералогии. (1928 — 1929 гг.). 96 стр. Цена 1 р. 20 к.

Изгарышев Н. А., проф. и Крестовников А. Н., инж. Получение электролитического железа при переработке титанистого железняка. 32 стр. Цена 75 коп.

Капустинский А. Ф. Исследование термической диссоциации сернистого серебра методом полупроницаемой перегородки. Бричке Э. В., Капустинский А. Ф. и Найшуль Р. А. Термическая диссоциация сульфида меди. 32 стр. Цена 70 коп.

Ковалев П. Е. Месторождения медных руд Катанги и Северной Родезии. Развитие медной промышленности по обеим сторонам водораздела рр. Конго и Замбези, геология этого района и месторождения медных руд. 78 стр. Цена 60 коп.

Койфман М. И. Абразивные свойства минеральных частиц. 64 стр. Цена 1 р. 25 коп.

Койфман М. И. Материалы к плану развития абразивной промышленности. 50 стр. Цена 1 руб.

Койфман М. И. Кровельные сланцы побережья Черного моря. I. Месторождения, физические и технологические свойства сланцев. II. Промышленно-географические материалы. 192 стр. Цена 2 р. 50 к.

Копченова Е. Озерные и болотные руды Кончезерского и Сегозерского районов АКССР. 28 стр. Цена 1 р. 15 коп.

Красильников Н. И., инж. Прядение из чистого асбеста. Способ механической обработки. 32 стр. Цена 50 к.

Крестовников А. Н., инж. Огневые способы получения металлов и их соединений из газовых фаз и газоколонидных состояний. 35 стр. Цена 50 коп.

Кротов Б. П., Вахромеев С. А. и др. Хромистые руды уральских месторождений. 32 стр. Цена 75 коп.

Левенец Н. Б., горн. инж. Механизация добычи арктического туфа. 56 стр. Цена 75 коп.

Леммлейн Г. Г., Вандер-Флит Е. К. и Шубников А. В. Исследование абразивных свойств шлифующих порошков. 16 стр. Цена 50 коп.

Линков Я. Л., инж. Определение некоторых показателей, встречающихся при распиловке талькового кирпича. С предисловием проф. Федоровского Н. М. 13 стр. Цена 15 коп.

Лурье И. Л., инж., Тагиров К. Х., инж., Шманенков И. В., инж. Титано-магнетиты на службу качественной металлургии, 28 стр. Цена 1 руб.

Маслов В. П. Материалы к познанию ископаемых водорослей СССР. 42 стр. Ц 1 р. 70 к.

Мельников И. И. Каолиновые месторождения Украины по новейшим геологоразведочным данным. 36 стр. Цена 1 р. 25 к.

Менковский М. А., инж. Технология серы, Ч. I. Печи для получения серы из самородных серных руд. 98 стр. Цена 2 р. 50 к.

Орловский В. Г. и Рубан Н. П. Славянские минеральные озера. 24 стр. Цена 50 коп.

Рожков Е., Воронков Б. Очерк месторождений трепела и диатомита СССР. 144 стр. Цена 5 руб.

Скаковский Н. К., горн. инж. Ларское месторождение кровельных сланцев. 68 стр. Цена 1 руб.

Соболев Н. Д., Месторождения хризотил-асбеста Саянской перидотитово-серпентиновой полосы. 76 стр. Цена 3 р. 50 к.

Сокова О. А., и Соболева М. В. Лабораторные испытания кровельных сланцев Ларского месторождения. 20 стр. Цена 60 коп.

Спицин В. И. и Гвоздева О. М. Хлорирование окислов и природных соединений. 64 стр. Цена 1 руб.

Столяр М. Я. Геология и золотоносность Учуро-Чульбинского района Якутии, 64 стр. Цена 2 р. 25 к.

Сулоев А. И., Пономарев А. Л. и др. Хайдарканское ртутно-сурьмяно-плавиково-шпатовое месторождение. 78 стр. Ц. 2 р. 50 к.

Тартаковский В. Я. Определение металлического магния, окиси магния и фтористого магния в продуктах электролитического получения металлического магния. 16 стр. Цена 65 коп.

Федоровский Н. М., проф. Лучицкий В. И., проф. Мирчинк Г. Ф., проф. и др. Рудоминеральное сырье СССР. Сводный обзор по республикам и областям, с предисловием и под общей редакцией проф. Федоровского Н. М. 120 стр. Цена 2 р. 50 к.

Федоровский Н. М., проф. Рудоминеральное сырье республик и областей СССР в разрезе проблем второй пятилетки. Закавказье. Северокавказский край. 66 стр. Цена 3 р. 50 к.

Федоровский Н. М., проф. Рудоминеральное сырье республик и областей СССР в разрезе проблем второй пятилетки. Ленинградская область (с Мурманским округом). Карельская АССР. Северный край (с авт. обл. Коми). 50 стр. Цена 3 р. 50 к.

Федоровский Н. М., проф. Рудоминеральное сырье республик и областей СССР в разрезе проблем второй пятилетки. Уральская область и Башкирская АССР. Западносибирский край. 88 стр. Цена 2 руб.

Федоровский Н. М., проф. и Дюкалов Н. А. Промышленность неметаллических ископаемых

на службу второй пятилетки. 20 стр. Цена 1 руб.

Федоровский Н. М., проф. Наши достижения в области прикладной минералогии. 158 стр. Цена 3 руб.

Числиев Д. Г. Арктические строительные туфовые лавы и конструкции из них. 2-е издание—дополненное и переработанное. 160 стр. Цена 3 руб.

Шабынин Л. И. О промышленном значении Борзовского месторождения корунда на Урале 30 стр. Цена 1 руб.

СБОРНИКИ

Создание и развитие промышленности неметаллических ископаемых. (10 лет работы ИПМ). 348 стр. Цена в переплете 8 р. 50 к.

Сборник работ термической лаборатории Института прикладной минералогии. 88 стр. Цена 1 руб.

Экономика и рынки минерального сырья. Сборник статей. 38 стр. Цена 1 р. 50 к.

Проблема титаномагнетита. Сборник статей под редакцией и с предисловием проф. Федоровского Н. М. 88 стр. Цена 2 руб.

Коллоидный графит. Сборник статей. 88 стр. Цена 1 р. 50 к.

ПЕЧАТАЮТСЯ:

Вахрамеев С. А., Зимин И. А. и др. Уральские месторождения хромита.

Веселовский В. С. Технология графита. Захаров Е. Р. и Юшко С. А. Очерки по геохимии Урала.

Казанцев В. И. Бариты Урала. Крутов Г. А. и Кременчуков Г. А. Месторождения кобальта на Кавказе.

Лютин Л. В. Физико-химические основы технологии коллоиднографитовых препаратов.

Менковский М. А. Технология серы, Ч. 2. Саваренский В. П. проф. Инженерно-геологические исследования для площадок промышленного строительства (1934 г.)

Сердюченко Д. П. Старокрымский графитовый район.

Чернышев В. В. и Гецева Р. В. Геологическое строение и полезные ископаемые северо-восточного побережья Костина шара на Новой Земле.

Шабынин Л. И., Опарин, Кармазин. Приирташские месторождения наждака на Урале.

Сборник работ по гидрогеологии и инженерной геологии.

Книги высылаются

наложенным платежом.

Заказы направлять

по адресу:

редакционная база

Института минерального сырья,

Москва, Б. Ордынка 32.

КО ВСЕМ АВТОРАМ

Редакция предлагает авторам руководствоваться при представлении ими машинописного материала нижеперечисленными указаниями, причем при несоблюдении таковых редакция вынуждена будет возвращать рукописи обратно.

1. Рукописи научных работ должны представляться переписанными на машинке с одной стороны, по возможности на листах стандартного размера бумаги с интервалами между отдельными строками. С правой стороны страницы необходимо оставлять небольшие поля (около $2\frac{1}{2}$ см).
2. В редакцию должны представляться первые экземпляры с машинки, т. е. лучшие, а не копии. Все строки по возможности должны иметь равные размеры, а страницы — одинаковое число строк.
3. Рукопись надлежит полностью перенумеровать без пропусков и повторений. Всякие исправления и дополнения должны производиться чернилами, четким шрифтом.
4. Все таблицы, математические выводы и сноски должны дублироваться, т. е. представляться в двух экземплярах.
5. Все математические и химические формулы, не могущие быть изображенными пишущей машинкой, должны вставляться в текст от руки обязательно чернилами и весьма четко (каллиграфически). То же относится и ко всем иностранным текстовым обозначениям.
6. Все чертежи и фотографии, иллюстрирующие данную работу, должны прилагаться отдельно, подколотыми на отдельном листе в порядке их нумерации (отнодь не подклеивать), с указанием на обороте каждого рисунка его номера, фамилии автора и с четко написанным текстом, объясняющим рисунок. В самой же работе необходимо на полях указать места рисунков (рис. 1, рис. 2 и т. д.).

Чертежи должны помещаться только на одной стороне листа.

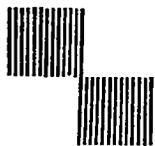
Все надписи и детали на чертежах должны быть особо четкими, и в тех случаях, когда авторы пользуются готовыми чертежами, детали и надписи, не относящиеся к данной теме, должны быть вычеркнуты.

7. Никакие исправления в тексте карандашом (простым, химическим или цветным) не допускаются.
8. Представленная в редакцию рукопись считается окончательной с момента представления ее, никаким изменениям и дополнениям не подлежит за исключением случая изменения некоторых цифровых данных.
9. В конце рукописи должны быть помещены: подпись автора, дата представления работы и точный адрес автора с указанием служебного и домашнего телефонов.

Редакция

ПРОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА на 1935 г. на ЖУРНАЛ

РАЗВЕДКА НЕДР



Орган Главного геолого-гидро-геоде-
зического управления НКТП (ГГГУ)

24 НОМЕРА В ГОД

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:

на год — 10 р. 80 к., на 6 мес. — 5 р. 40 к., на 3 мес. 2 р. 70 к.

Подписку на журналы и деньги направляйте по адресу: Москва 19, Гоголевский бульвар 27, Главной конторе периодических и подписных изданий ОНТИ «Техпериодика». Деньги можно также перечислять на расчетный счет Главной конторы ОНТИ «Техпериодика». № 40157 в Моск. обл. Конторе Госбанка. Подписка принимается: отделениями, магазинами и уполномоченными ОНТИ, снабженными соответствующими удостоверениями, по квитанционным книжкам со штампом 1935 г. на квитанции (без штампа квитанционные книжки не действительны), а также общественными сборщиками подписки на предприятиях, всеми отделениями и магазинами Когиза, всеми почтовыми отделениями и письмоносцами.

ПРОДОЛЖАЕТСЯ ПОДПИСКА НА 1935 ГОД НА ЖУРНАЛ

ГОРЮЧИЕ СЛАНЦЫ

ОРГАН СОЮЗСЛАНЦА.

Расчитан на инж.-техн. персонал предприятий, научных работников, хозяйственников, десятников и мастеров.

6 НОМЕРОВ В ГОД. Подписная цена: на год — 9 руб., на 6 мес. — 4 р. 50 к.

Подписку на журналы и деньги направляйте по адресу: Москвы 19, Гоголевский бульвар 27, Главной конторе периодических и подписных изданий ОНТИ «Техпериодика».

Деньги можно также перечислять на расчетный счет Главной конторы ОНТИ «Техпериодика» № 40157 в Моск. обл. конторе Госбанка.

Подписка принимается: отделениями, магазинами и уполномоченными ОНТИ, снабженными соответствующими удостоверениями, по квитанционным книжкам со штампом 1935 г. на квитанции (без штампа квитанционные книжки недействительны), а также общественными сборщиками подписки на предприятиях, всеми отделениями и магазинами Когиза, всеми почтовыми отделениями и письмоносцами.

Продолжается подписка на журналы ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И ГЕОЛОГОРАЗВЕДКЕ на 1935 г.

ГОРНЫЙ ЖУРНАЛ

Ежемесячный орган Всесоюзных научных инженерно-технических обществ угольной и горнорудной промышленности.

12 номеров в год

Подписная цена: на год — 30 руб., на 6 мес.—15 руб., на 3 мес.—7 р. 50 к.

ГЕОДЕЗИСТ

Ежемесячный научно-технический и производственный журнал.

Орган Госуд. межд. геодезического совета.

Подписная цена: на 12 мес.— 8 руб., на 6 мес.—9 руб., на 3 мес.—4 р. 50 к.

УГОЛЬ ВОСТОКА

Ежемесячный технико-экономический и производственный журнал треста Кузбассуголь. Издается в Новосибирске.

Журнал рассчитан в основном на средний адм.-технический персонал угольного Кузбасса.

12 номеров в год

Подписная цена: на год—12 руб., на 6 мес.—6 руб., на 3 мес.—3 руб.

РАЗВЕДКА НЕДР

Орган Главного геологического, гидрогеологического и геодезического управления НКТП СССР (ГТГГУ).

24 номера в год

Подписная цена: на год—10 р. 80 к., на 6 мес.—5 р. 40 к., на 3 мес.—2 р. 70 к.

ПРОБЛЕМЫ СОВЕТСКОЙ ГЕОЛОГИИ

Орган Главного геологического, гидрогеологического и геодезического управления (ГТГГУ), ЦНИГРИ и НИТО геологов.

12 номеров в год

Подписная цена: на год—26 р. 40 к., на 6 мес.—13 р. 20 к., на 3 мес.—6 р. 60 к.

ЗА ТОРФЯНУЮ ИНДУСТРИЮ

Орган Главторфа и Научно-исследовательского торфяного института.

Журнал является пособием для студентов торфяных вузов и техникумов.

10 номеров в год

Подписная цена: на год—12 руб., на 6 мес.—6 руб.,

СОВЕТСКАЯ ЗОЛОТО- ПРОМЫШЛЕННОСТЬ

Орган Главзолота НКТП.

10 номеров в год

Подписная цена: на год—18 руб., на 6 мес.—9 руб., на 3 мес.—4 р. 50 к.

ТЕХНИКА ГОРНЯКУ

Ежемесячный массовый горно-технич. журнал.

Орган Всесоюзного угольного научно-инженерного общества.

12 номеров в год

Подписная цена: на год—6 руб., на 6 мес.—3 руб., на 3 мес.—1 р. 50 к.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

Орган Института минерального сырья.

12 номеров в год

Подписная цена: на год—16 р. 80 к., на 6 мес.—8 р. 40 к., на 3 мес.—4 р. 20 к.

ГОРЮЧИЕ СЛАНЦЫ

Орган Союзсланца.

Рассчитан на инженерно-технический персонал предприятий, научных работников, хозяйственников, десятников и мастеров.

6 номеров в год

Подписная цена: на год—9 руб., на 6 мес.—4 р. 50 к.

ПО НЕФТЯНОМУ ДЕЛУ

НЕФТЬ

Популярно-технический журнал Главного управления нефтяной промышленности НКТП СССР

Журнал рассчитан на рабочих средней и высшей квалификации, на техников и учащиеся нефтяных техникумов.

20 номеров в год

Подписная цена: на год—10 руб., на 6 мес.—5 руб., на 3 мес.—2 р. 50 к.

НЕФТЯНОЕ ХОЗЯЙСТВО

Ежемесячный орган Главного управления нефтяной промышленности НКТП СССР.

12 номеров в год

Подписная цена: на год—30 руб., на 6 мес.—15 руб., на 3 мес.—7 р. 50 к.

ГРОЗНЕНСКИЙ НЕФТЯНИК

Ежемесячный научн.-технич. журнал, орган Грознефти и Союза нефтяников.

12 номеров в год

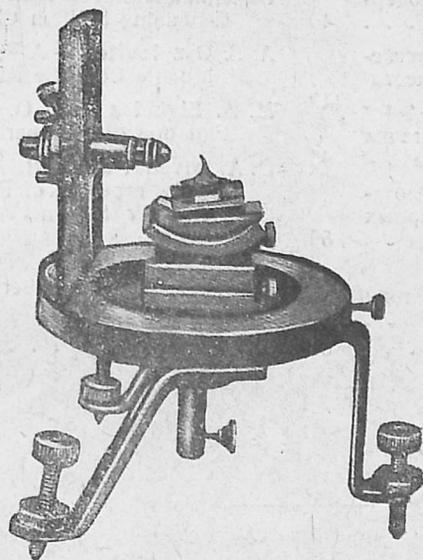
Подписная цена: на год—20 руб., на 6 мес.—10 руб., на 3 мес.—5 руб.

Подписку на журналы и деньги направляйте по адресу: Москва 19, Гоголевский бульвар 27, Главной конторе периодических и подписных изданий ОНТИ „Техперидика“.

Деньги можно также перечислять на расчетный счет Главной конторы ОНТИ „Техперидика“ № 40157 в Моск. обл. конторе Госбанка.

Подписка принимается: отделениями, магазинами и уполномоченными ОНТИ, снабженными соответствующими удостоверениями, по квитанционным книжкам со штампом 1935 г. на квитанции (без штампа квитанционные книжки недействительны), а также общественными сборщиками подписки на предприятиях, всеми отделениями и магазинами Когиза, всеми почтвыми отделениями и письмоносцами.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ



ГОС. ОБЪЕДИН. НАУЧНО-ТЕХНИЧ. ИЗД-ВО

№ 8

МОСКВА-ЛЕНИНГРАД

ГОД X

1935

СО Д Е Р Ж А Н И Е

	Стр.
П. С. Саакьян—Тектоническое строение Новолевинского колчеданного месторождения	1
А. А. Амирасланов — Некоторые соображения о генезисе колчеданных месторождений Урала	15
В. Ф. Сыромятников и В. М. Звенигородская — О содержании углеродистых веществ в хризотил-асбесте	20
Г. Л. Ефремов и П. Г. Гусева — Пиррофиллит как новое сырье в промышленности	24
А. И. Иванов, А. Ф. Руднева и Р. А. Нейшуль—Пылевидный кремнезем Магнитогорского месторождения	32
И. В. Шманенков—Горючесть кокса, содержащего хлористый натрий	40
А. С. Базилевич — Технологическое исследование хромита Хабаровинского месторождения	42
М. А. Эйгелес и О. И. Хонина — Флотация плавикового шпата торфяной смолой	46
Д. А. Шведов и А. И. Андреева — Флотационные свойства растворов жирных кислот в аполлярных растворителях	56
Заметки и хроника	
Соловьев—Камера для съемки по методу вращающегося кристалла	62
Библиография	64

C O N T E N T S

	S.
P. S. Saakyan — The Tectonic Structure of the Novolevinsky Pyrites-Field	1
A. A. Amyraslanof — Some Considerations on the Genesis of Pyrites Occurrences of the Ural-Mountains	15
V. F. Syromiatnikof and V. M. Zvenigorodskaya — On the Content of Carbonaceous Substances in ChrysotileAsbestos	20
G. L. Efremof and P. G. Guseva — Pyrophyllite, as a New Raw Staff in Industry	24
A. I. Ivanof, A. F. Rudneva and P. A. Neishool—A Dust-like Silica of Magnitogorsk Deposits	32
I. V. Shmanenkof — The Combustibility of Coke Containing Sodium Chloride	40
A. S. Bazylevitch — A Technological Study of Chromite from the Khabarninsky Deposit	42
M. A. Eigheles and O. I. Khonina—On the Flotation of Fluorpar by Peat tar	46
D. A. Shvedof and A. I. Andreyeva—The Flotation Properties of Fat Acid Solutions in Non-polar Solvents	56
Notes and Chronicle	
Solovyef—Photo-chamber (method of a revolving crystal)	62
Bibliography	64

На обложке: Камера для съемки по методу вращающегося кристалла

Ответственный редактор проф. Н. М. Федоровский.

Технический редактор О. Залышкина

Сдано в набор 26/VII 1935 г. Подписано к печати 9/IX 1935 г. Число зн. в п. л. 70 тыс. 4 п. л.

Уполномоченный Главлита В—26981

Стат Б 13—176×256

Тираж 2665 экз.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

О Р Г А Н
ВСЕСОЮЗНОГО ИН-ТА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

№ 8

1935 г.

Год X

П. С. Саакьян

Тектоническое строение Новолевинского колчеданного месторождения на Урале

Крупное развитие цветной промышленности Урала в течение последних лет предъявило геологической мысли новые, более повышенные требования в деле своевременного и полного обеспечения быстрорастущего горнодобывающего хозяйства минерально-сырьевой базой. Наряду с необходимостью расширения известных рудных площадей за счет выявления новых месторождений, новых рудных полей, пригодных для включения в эксплуатацию, в данное время особенно остро чувствуется потребность лучшей организации геологической службы на действующих рудниках с целью обеспечения выполнения главной задачи, т. е. своевременного и полного освоения эксплуатируемых месторождений. А это возможно успешно осуществить при условии обеспечения вскрытия глубоких горизонтов месторождений мощными капитальными шахтами, применения новых развернутых методов эксплуатации на базе достаточно правильно и полно изученных геологических материалов месторождений. В связи с этим требования промышленности к геологической службе становятся более повышенными.

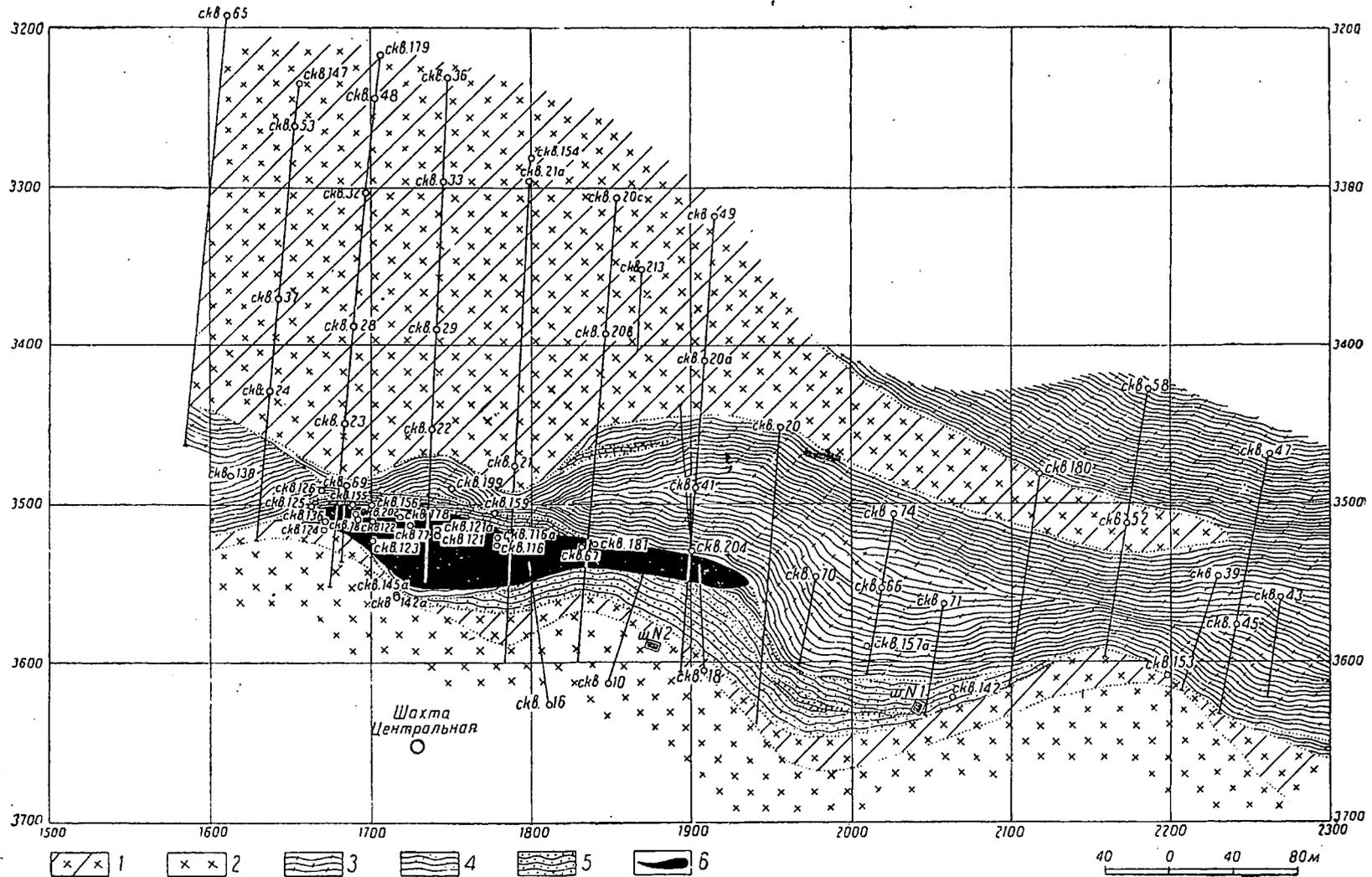
Для нормального осуществления их необходимо наряду со всеми цифровыми показателями запасов месторождения иметь также достаточно детально проработанные геологические материалы, характеризующие условия залегания рудных тел и вмещающих пород, строение руды. Следует только отметить, что при всей серьезности и важ-

ности перечисленного даже небольшого круга вопросов рудно-геологической службы, все же она полностью их не охватила и нет еще практического разрешения поставленных задач.

Из опыта эксплуатации Уральских колчеданных месторождений известно, как далеко еще стоит геология от действующего, рудника и насколько чувствительно отражается отсутствие повседневно, систематического геологического обслуживания эксплуатационных работ.

Не являются исключением случаи, когда глубокие горизонты месторождения вскрываются на основе схематических набросков геологических планов, рудные тела выявляются при проходке горных выработок неожиданно, случайно (рудник Калата) или руду промышленного значения упускают из вида только в силу незнания действительного процентного содержания металлов в ней (Левиха IX).

Имеющиеся результаты рудно-геологического изучения Новолевинского месторождения в этом отношении дают еще более характерный и поучительный пример. В данном случае мы на опыте убеждаемся в том, что рудно-геологические вопросы месторождения в целом ни в какой мере не могут быть правильно представлены и разрешены при отсутствии всестороннего и полного систематического изучения всех имеющихся геологических материалов месторождения, без тесной связи, взаимного контроля и пополнения отдельных их частей.



Фиг. 1. Сводный геологический план Новолевинского месторождения (составлен П. С. Саакьяном по материалам ГРБ): 1 — рассланцованные альбитофиры, 2 — альбитофиры, 3 — кварцево-серпичитовые сланцы, 4 — кварцево-серпичитовые сланцы с вкрапленностью пирита, 5 — кварцево-серпичитовые сланцы с густой вкрапленностью пирита, 6 — выход рудного тела на поверхность

Это важно тем более, что у нас в деле изучения рудно-геологических материалов нет еще большого опыта, мы еще недостаточно знаем геологию наших рудных месторождений, а самое главное, нет у нас еще выработанной методики организации и ведения рудничной геологии. Если ко всему дополнить еще то обстоятельство, что точность геологических материалов буровых скважин сильно страдает из-за неумения достаточно правильно определять искривления скважин, то тогда станет более ясным, почему так необходимо, с одной стороны, строгое критическое отношение к ним и, с другой — всесторонняя увязка и проверка на основе возможно большего количества точных фактических данных, которыми и являются материалы картирования подземных выработок.

В настоящее время на правильную организацию рудно-геологического изучения наших действующих рудников обращено большее внимание. Началом большой научной работы в этой области является исследование уральских колчеданных месторождений.

Работа, предлагаемая вниманию читателя, является небольшой частью указанных исследований и охватывает проработку имеющихся в распоряжении автора материалов по Новолевинскому месторождению.

В результате этой работы выяснены некоторые детали строения новолевинской колчеданной линзы, сильно меняющие существовавшее до настоящего времени представление о строении месторождения. Однако нельзя считать, что изучение предлагаемого материала закончено и не требует никаких изменений; наоборот, все результаты изучения, несомненно, нуждаются в уточнении и дополнении, тем более, что они здесь представлены в виде схемы. Основной вопрос, который должен быть поставлен сейчас же, — это необходимость конкретной организации проверки всех геологических материалов месторождения, так как это в настоящее время является вопросом сугубо практического значения. На Новолевинском месторождении рудное тело сейчас вскрывается новыми, более глубокими этажными горизонтами. Несомненно, что при осуществлении этих работ встретятся крупные затруднения благодаря

имеющемуся здесь нарушению рудного тела, впервые отмеченного автором, но не проверенного в достаточной степени разведочными работами.

Рудно-геологическое строение Новолевинского месторождения

Новолевинское месторождение находится в северной части Красноуральской тектонической зоны, в полосе серицитовых сланцев и объединяет 3 линзы массивного колчедана, расположенные вдоль сланцев и рассланцованных альбитофиров.

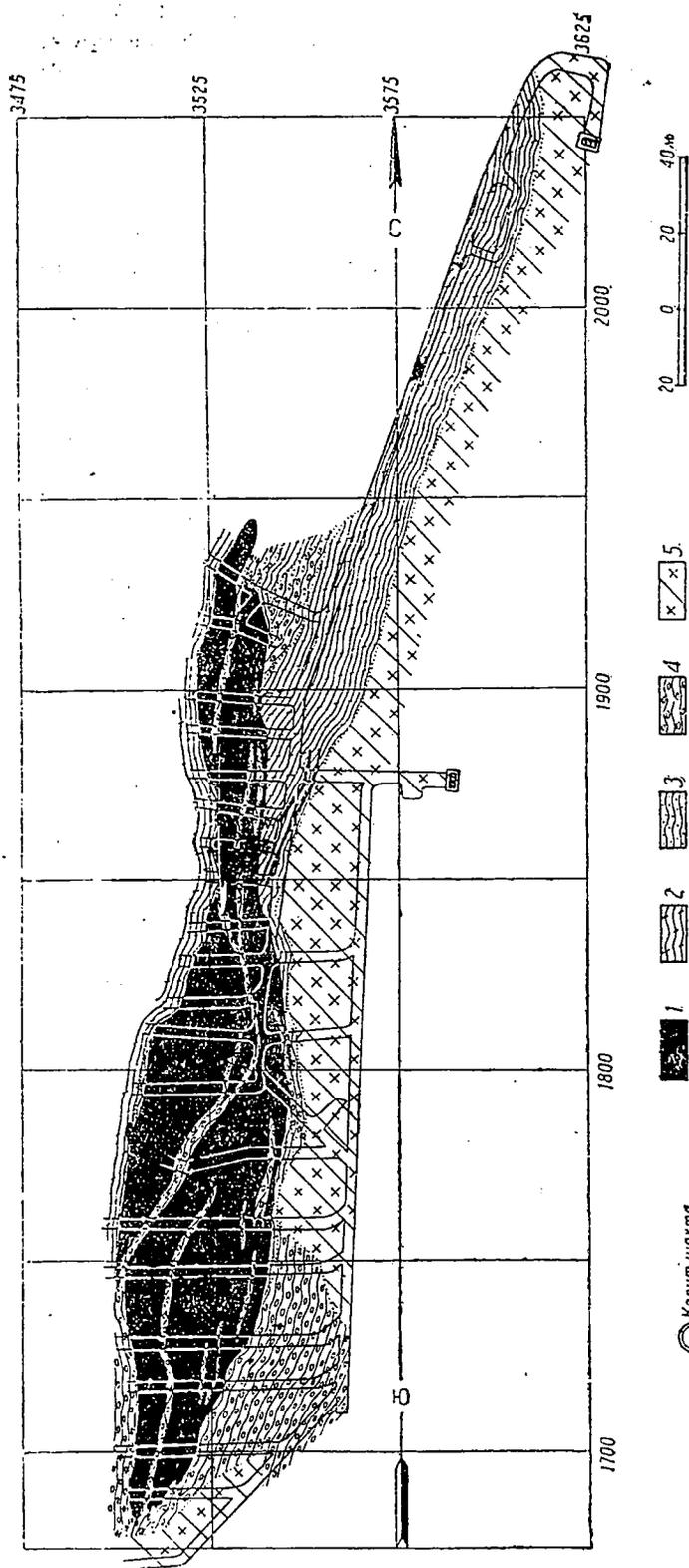
В настоящее время промышленный интерес представляют две линзы: крайнесеверная — электрическая линза, и южная — новолевинская. По своим запасам они характеризуются следующими цифрами, данными ГРО Красноуральского комбината на 1/V 1932 г. (табл. 1):

Таблица 1

Линзы	Руда	Мель	Руда	Мель
	А + В		А + В + С	
Главная . .	3 515 000	72 259	3 830 000	78 000
Электрическая . .	120 000	7 880	120 000	79 000
Средняя . .	—	—	72 800	1 600
	3 635 000	73 139	4 123 000	158 600

Как видно из приведенных цифр, новолевинская линза имеет крупное промышленное значение и является главным объектом для эксплуатации рудника. Она предоставлена рудным телом, выходящим на поверхность мощной зоной окисления — железной шляпой, вскрытой открытыми работами до глубины 20 м. На этой глубине зона окисления переходит в зону выщелачивания, и здесь наблюдается образование типичного колчедана-сыпучки¹. Развитие сыпучки особенно интенсивно распространяется на большие глубины по контактам рудного тела, а также по трещинам отдельности в участках более свободной циркуляции подземных вод. Новолевинское месторождение вскрыто 3-этажными горизонтами: I — 50 м, II — 95 м и III — 110 м; последний

¹ См. П. М. Замятин.



Фиг. 2. Геологический план горизонта 50 м: 1 — колчедан, 2 — кварцево-серпичитовый сланец, 3 — кварцево-серпичитовый сланец с густой вкрапленностью пирита, 4 — измененные породы тектонической зоны, 5 — расщепленные альбитофиты, олигоклазофиты и зеленые сланцы (составил П. С. Саакьян, 1934 г.)

закончена проходка капитальной шахты, рассчитанной на полную механизацию горнодобывочных работ при возможности организации более совершенных методов выемки руды. 1-й горизонт вскрывает рудное тело достаточно детально, выявляя ряд морфологических его особенностей.

На этом горизонте имеем одно рудное тело, сложенное массивной рудой. Морфологически оно представлено неправильной линзой с средним меридиональным простиранием при падении на запад, под углом 85° .

Мощность линзы в северной части на расстоянии 120 м составляет в среднем 25 м; южнее эта мощность быстро нарастает, доходя до 40 м; как северное, так и южное выклинивание рудного тела довольно быстрое — тупое.

Непосредственно вмещающими новолевинскую линзу являются серпичитовые сланцы. На северном участке преобладают тонкослоистые серпичитовые сланцы с вкрапленностью пирита различной интенсивности на различных участках. Эти сланцы обтекают рудное тело, имея согласное залегание с контурами линзы. Мощность их по лежащему контакту выражается в среднем 5—10 м, по висячему же контакту серпичитовые сланцы имеют гораздо большую мощность: по материалам буровых скважин она достигает

начат проходкой в 1932 г. (фиг. 2, 3, 4). В лежащем крыле месторождения

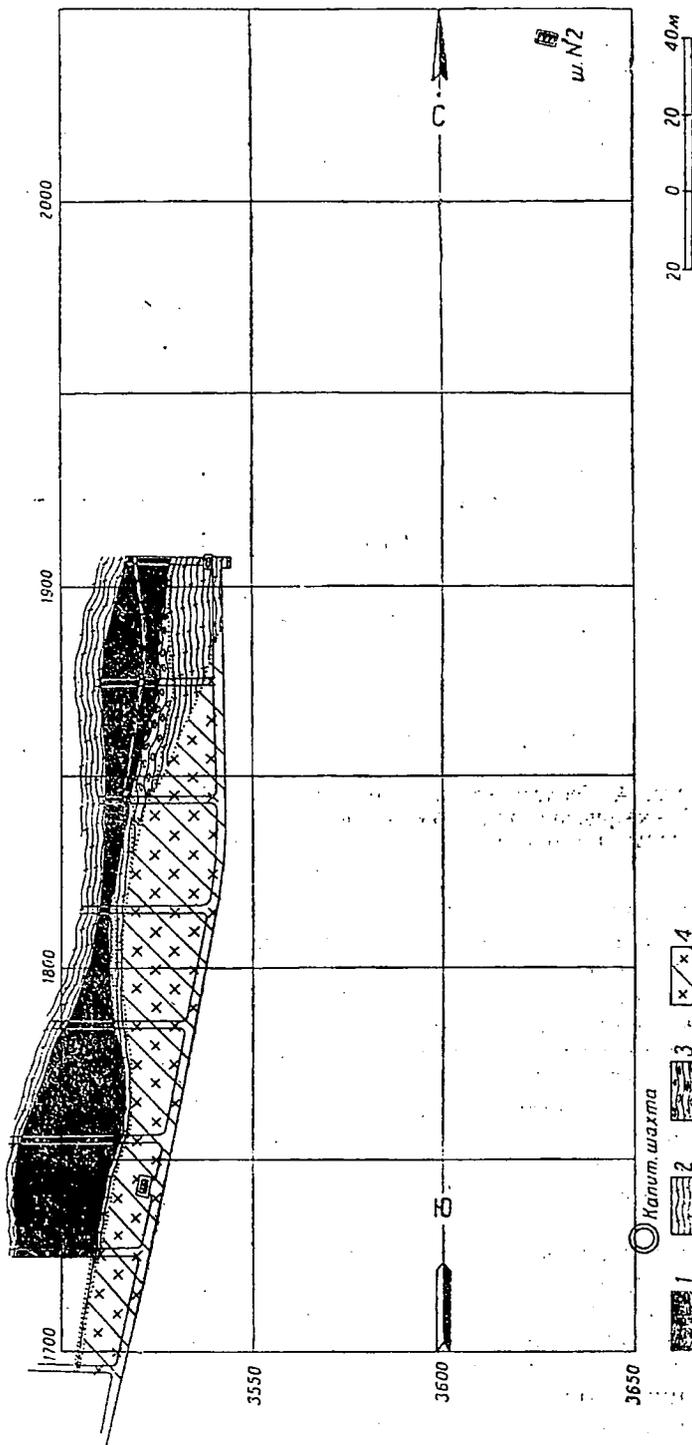
до 40 м. Здесь вкрапленность пирита более густая; севернее от выклинивания

линзы серицитовые сланцы прослеживаются на большое расстояние, образуя зону вкрапленных сланцев, вмещающих еще 2 вышеуказанные линзы массивных руд.

Вдоль контактов новолевинской рудной линзы серицитовые сланцы неоднократно образуют постепенные переходы в кварцевопесчанистые породы, особенно хорошо наблюдаемые по лежащему крылу на 1-м горизонте. Надо отметить, что все случаи перехода серицитовых сланцев в песчанистую породу сопровождаются наличием механических контактов последней с рудным телом. Наряду с этим при наличии признаков механических контактов рудного тела с серицитовыми сланцами характер последних сильно изменяется в силу раздробленности и перемятости, что и образует переходы серицитовых сланцев в песчанистую породу. Это особенно хорошо наблюдается вдоль лежащего крыла рудного тела по ортам № 10 и 11 1-го горизонта. Как раз здесь песчанистая порода, сменяя серицитовые сланцы, резко увеличивается в своей мощности, протягиваясь на юго-восток за пределы горных выработок.

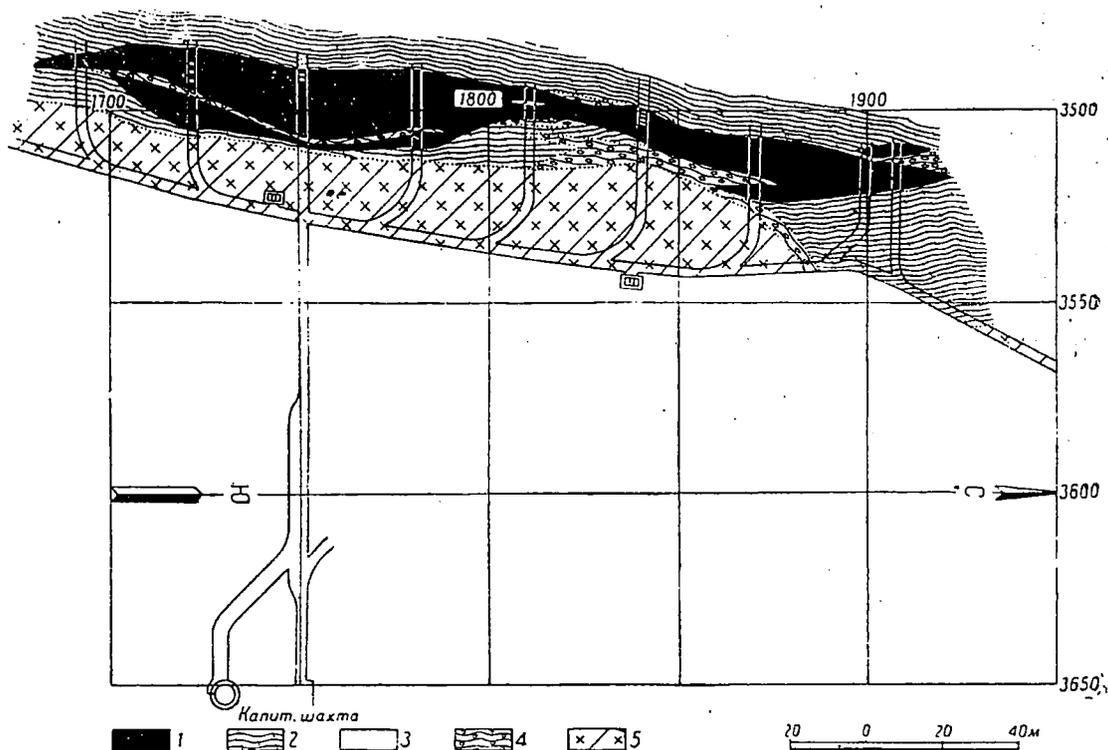
На всем этом участке, с самого севера, по лежащему крылу рудного тела как серицитовые сланцы, так и кварцевопесчанистые породы сменяются зелеными альбитофирами. Контакты серицитовых сланцев с зелеными альбитофирами выражены достаточно четко и прослеживаются согласно сланцеватости и рассланцованности альбитофиров.

Переход же кварцево-песчанистой породы в зеленые альбитофиры происходит весьма постепенно. Зеленые альбитофиры, вдоль контакта подвергаясь осветлению, переходят в глинистую размягченную породу, а затем в песчанистую массу.



Фиг. 3. Геологический план горизонта 95 м: 1—колчедан, 2—кварцево-серицитовый сланец, 3—разрушенные и измененные породы тектонической зоны, 4—рассланцованные альбитофиры, олигоклазофиры и зеленые сланцы

В южном выклинивании рудного тела наблюдаются более резко выраженные



Фиг. 4. Геологический план горизонта 110 м: 1—колчедан, 2—кварцево-серицитовый сланец, 3—кварцево-серицитовый сланец с густой вкрапленностью пирита, 4—разрушенные измененные породы тектонической зоны, 5—рассланцованные альбитофиры, олигоклазофиры и зеленые сланцы (составил П. С. Саакьян, 1934 г.).

тектонические контакты линзы с вмещающими породами. Здесь выклинивание идет за счет вытеснения залежи вмещающими породами лежащего крыла, сложенными теми же глинисто-песчанистыми породами мощностью от 5 до 10 м. В толщу кварцево-песчанистой породы с юго-востока клином внедряется массив зеленого альбитофира, образуя резкие механические контакты.

Наличие тектонических контактов является общим закономерным явлением для всей южной части месторождения. Здесь все геологические элементы несут на себе результаты воздействия тектонических сил, развитых в отличие от северного участка с максимальной интенсивностью, что, вероятно, и обуславливает широкое развитие на южном участке кварцево-песчанистой породы, вытесняющей серицитовые сланцы, господствующие на северном участке.

Условия залегания кварцево-песчанистых пород, интенсивное их развитие в тесной связи с увеличением при-

знаков механических контактов серицитовых сланцев и рассланцованных альбитофиров с рудным телом дают веские основания считать происхождение описываемых глинисто-песчанистых пород за счет продуктов перетирания и раздробления серицитовых сланцев и серицитизированных альбитофиров вдоль тектонических плоскостей нарушения.

Безусловно, немалую роль в образовании конечного продукта, наблюдаемого нами, должны были сыграть также подземные сернокислые воды, обильно циркулирующие по этим перемытым раздробленным зонам.

Под действием этих вод порода подверглась, с одной стороны, интенсивному обелению (осветлению) в силу разрушения темных компонентов, и с другой — развитию глинистой массы за счет химического разрушения породы в целом.

В результате этих изменений, в зависимости от исходного петрографического состава породы, степени ее раздробленности и поверхностных изменений, мы имеем конечный продукт,

представленный глинисто-кварцево-песчанистой массой быстро меняющегося состава, структуры и условий залегания.

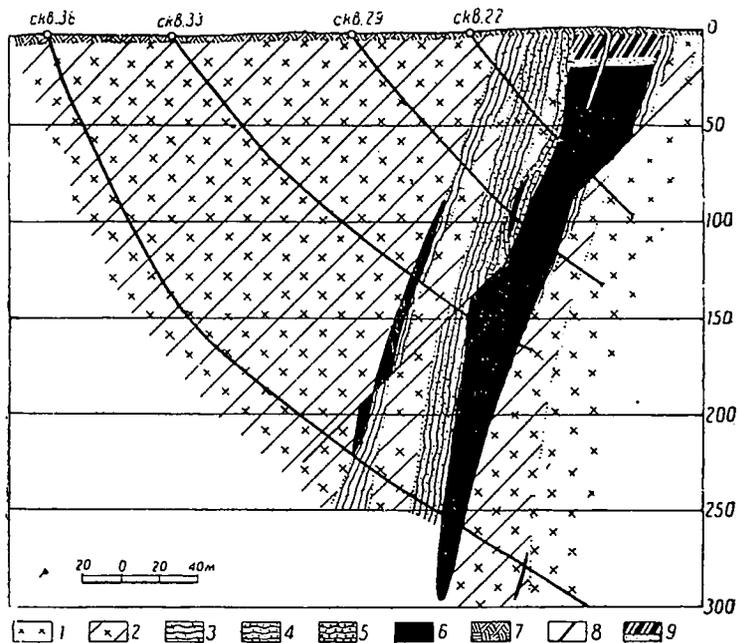
В выработках первого горизонта Новолевинского месторождения все эти особенности породы прослеживаются достаточно хорошо; здесь наблюдаются также сильно окремненные участки, которые часто сменяются более глинистой, вязкой или сыпучей песчанистой породой, имеющей нередко красно-бурые пестрые цвета благодаря окрашенности окислами железа. Часто в общей массе породы содержатся раздробленные куски обломков жилы кварца. Макроскопически в состав породы входят глинистые частицы, кварц, серицит, очень редкая вкрапленность зерен пирита.

Понятно, что результаты тектонических воздействий на Новолевинское месторождение выражаются не только в образовании песчанистых пород. Наряду с тем, что все вмещающие породы в той или другой мере несут на себе последствия действия этих сил, особенно четко намечается ряд изменений формы рудной линзы как самого жесткого и в то же время хрупкого тела по сравнению с вмещающими породами месторождения.

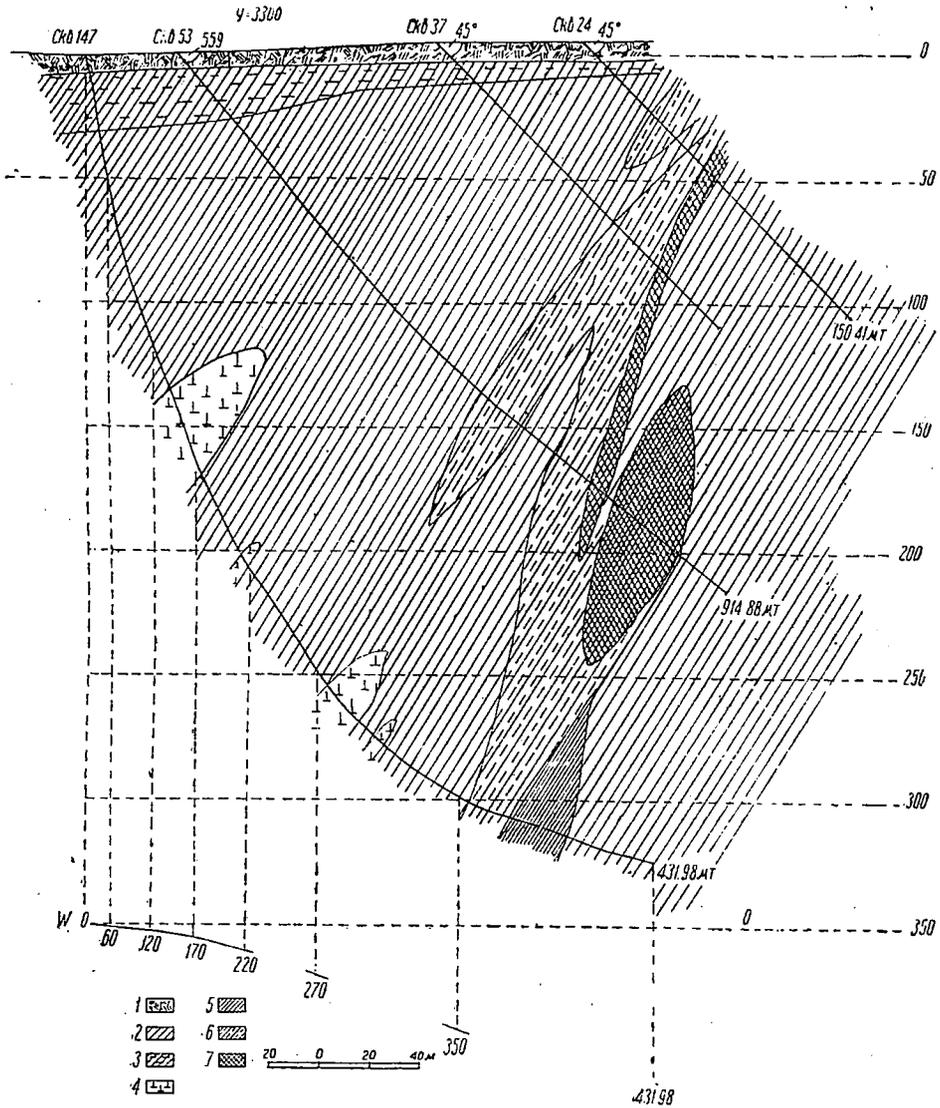
Многочисленные прослои пустой породы, залегающие в рудной линзе, особенно четко отражают все тектонические изменения элементов первоначального залегания и дают нам возможность проследить отдельные детали этих изменений с достаточной ясностью.

Все прослои представлены белой глинисто-песчанистой породой, являющейся по всем признакам одинакового типа с аналогичными породами, описанными выше. Залегание их особенно изменчивое, — ясно выражены механические контакты с рудным телом. Мощность их ко-

леблется от 10—20 см до 1—2 м. Иногда песчанистая порода переходит в типичную брекчию, представленную обломками жил кварца, наряду с кусками массивной руды, затертыми среди кварцево-глинистого песка. Окатанность брекчии наблюдается редко. Обломки руды в большинстве при полной сохранности своих форм подвергнуты процессам выщелачивания с образованием колчедана-сыпучки. Наряду с брекчией и прослоями пустой породы в отдельных участках рудного тела имеется также тектоническая брекчия из руды. Она залегает особенно капризно и приурочена к зонам сильной трещиноватости и раздробленности. Рудная брекчия состоит из обломков руды, заключенных в среду мелкого перетертого колчедана. Вся эта масса копается молотком свободно и легко обваливается. Обращает на себя внимание наличие в массивной руде крупных трещин. Эти трещины иногда имеют больше 1 м мощности и зияют на расстоянии многих метров. По стенкам трещин наблюдается образование налетов ковеллина до 2—3 мм толщи-



Фиг. 5. Геологический разрез по скважинам № 36, 33, 29, 22: 1 — альбитофиры, 2 — рассланцованные альбитофиры 3 — кварцево-серицитовые сланцы, 4 — кварцево-серицитовый, сланец с вкраплением пирита, 5 — кварцево-серицитовый сланец с густой вкрапленностью пирита, 6 — массивный колчедан, 7 — наносы, 8 — ливня сброса, 9 — железная шляпа, сыпучка (составил П. С. Саакьян)



Фиг. 5а. Геологический разрез по скважинам № 147, 53, 37, 24: 1—наносы и верха разрушенных коренных пород, 2—рассланцованный альбитофир, 3—разрушенная коренная порода (элювий, альбитофир), 4—плотный альбитофир, 5—зеленый сланец, 6—кварцево-серицитовый сланец, 7—колчедан (составлен ГРБ комбината, 1934 г.)

ной. Обычно вдоль тектонических контактов или плоскостей передвижек рудного тела имеются многочисленные шрамы с грубыми бороздками и зеркалами скольжения.

Тектонические плоскости нарушения

Все приведенные признаки тектонических нарушений для вскрытого 1-го горизонта рудника своими условиями залегания намечают две главные зоны раздробления и перетирания, вероятно

соответствующие тектоническим плоскостям разрывов.

Первая из этих линий нарушений протягивается согласно с залеганием песчаных пород вдоль лежащего крыла рудного тела в меридиональном направлении. В юго-восточной части месторождения она отходит от рудного тела, прослеживаясь через зону кварцево-песчанистой породы, развитой между двумя массивами зеленой альбитофиров. Данная тектоническая линия является главной линией разрыва

на месторождении. Она, как видно, на поперечных профилях прослеживается довольно хорошо.

Вторая тектоническая линия нарушения тянется через рудное тело вдоль развитых участков тектонической брекчи и трещин. В северной части рудного тела она сильно приближается к главной тектонической линии и, вероятно, соединится с ней. В южной же части выклинивания рудного тела, наоборот, направление тектонической линии, контролируясь залеганием здесь массива зеленого альбитофира, отходит от главной линии на юго-запад вдоль механических контактов этого массива (фиг. 5, 5а, 6, 7, 8). Следует обратить внимание на разницу между фиг. 5а и 6. Оба эти разреза составлены по одним и тем же материалам, фиг. 6 составлена на основе детального геометрического анализа, который подтвердил теоретические предположения автора о том, что по линии скважин № 147, 53, 37, 24 имеется сброс.

Условия залегания массива зеленых альбитофиров среди тектонических продуктов, несомненно, определяются направлением тектонических плоскостей разрывов. В поперечных профилях через месторождение отмеченные тектонические линии протягиваются довольно хорошо.

Главная плоскость нарушения намечается с падением на запад под углом 50—60°, вторая же плоскость нарушения прослеживается как разветвление от главной плоскости, являясь результатом глыбовых передвижек, развитых в висячем крыле — вдоль разорванного рудного тела.

При перемещении вверх висячего крыла нарушения общий характер нарушения месторождения определяется как сброс с средней амплитудой до 50 м.

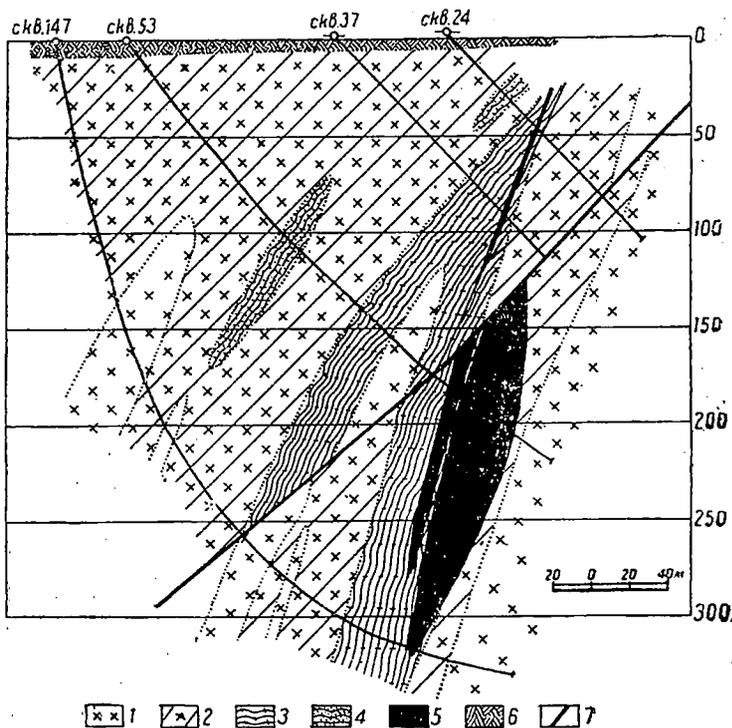
Выяснив основные закономерности тектонического строения месторождения, весьма естественно перейти к вопросу о необходимости проверки и уточнения полученных результатов.

Геологические основные закономерности, устанавливающие наличие всякого сброса, разрывающего оконечное тело, каким является изучаемая линза, требуют наличия 2 положений:

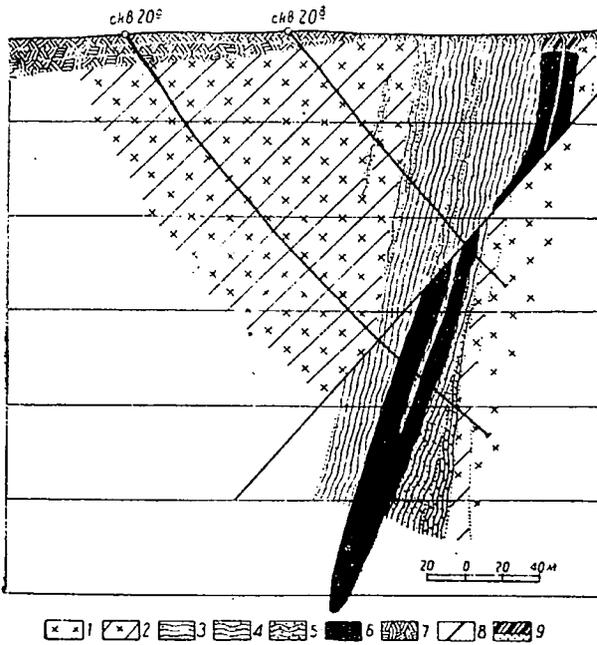
1) полного взаимного соответствия оконечных плоскостей срезов висячего крыла и лежащего крыла нарушенного тела;

2) наличия всех последовательных закономерностей залегания висячего и лежащего крыльев нарушенного тела как частей единой системы.

Метод графической проверки указанных положений несложен. Он в основном должен исходить из необходимости, в дополнение к поперечным разрезам через месторождение, представить еще проекции рудного тела и всех тектонических элементов на вертикальную и горизонтальную плоскости.

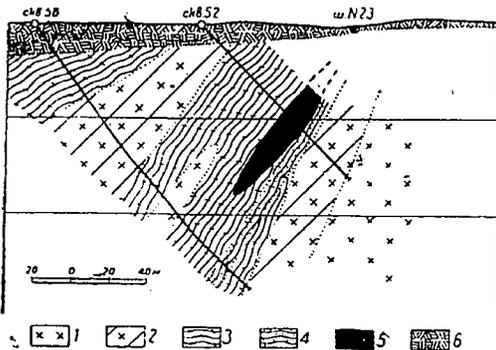


Фиг. 6. Геологический разрез по скважинам № 147, 53, 37, 24: 1—альбитофиры, 2—рассланцованные альбитофиры, 3—кварцосерицитовые сланцы, 4—кварцосерицитовые сланцы с вкрапленностью пирита, 5—массивный колчедан, 6—наносы, 7—линия сброса (составил П. С. Саакьян по материалам ГРБ)



Фиг. 7. Геологический разрез по скважинам № 20а и 20б: 1—альбитофиры, 2—рассланцованные альбитофиры, 3—кварцево-серicitовые сланцы, 4—кварцево-серicitовые сланцы с вкрапленностью пирита, 5—кварцево-серicitовые сланцы с густой вкрапленностью пирита, 6—массивный колчедан, 7—наносы, 8—линии сброса, 9—железная шляпа, сыпучка (составил П. А. Саакьян, 1934 г.)

В дополнение ко всему с целью выявления отдельных деталей строения рудного тела и определения ориентировочной глубины выклинивания применен метод изображения мощностей рудного тела в изолиниях в продольной проекции линзы.



Фиг. 8. Геологический разрез по скважинам № 58, 52, 23: 1—альбитофиры, 2—рассланцованные альбитофиры, 3—кварцево-серicitовые сланцы, 4—кварцево-серicitовые сланцы с вкрапленностью пирита, 5—массивный колчедан, 6—наносы (составил П. С. Саакьян, 1934 г.)

Вся трудность составления этих графических изображений, как и надо было ожидать, оказалась в том, что при построении пришлось не только исходить из имеющихся поперечных профилей, но и одновременно проверять их контуры на основе более точных данных вскрытия подземных горизонтов. Благодаря этому явилась возможность установить новую закономерность и внести существенные коррективы в материалы поперечных профилей. По существу это обстоятельство явилось методом дальнейшей детализации изучаемых вопросов, способствующим выяснению структурных элементов месторождения.

Во всей выполняемой графической работе особенно остро чувствовалась сложность горно-геометрических методов изображения. Построения данного характера не могут исходить только из графической интерполяции известных точек. Весьма важными факторами, подлежащими обязательному учету, в такой работе являются известные структурные закономерности месторождения.

Особенно интересным в этом отношении является изображение рудного тела в изолиниях равных мощностей в продольном сечении. Для уральских колчеданных рудных тел, имеющих преимущественно линзовые формы, этот метод построения дает достаточно хорошие результаты.

Остановимся на приемах построения этой схемы для рудного тела Нововольского месторождения (фиг. 9).

На условную меридиональную вертикальную плоскость спроектированы горизонты сверху вниз через 50 м, начиная от поверхности. На эту же вертикальную плоскость спроектированы скважины. Далее по соответствующим линиям поперечных профилей нанесены точки срезов висячего и лежащего крыльев нарушенного рудного тела с последующим оконтуриванием каждой из плоскостей срезов в отдельности.

Таким образом получено изображение 2 плоскостей срезов, представленных на схеме. С первого же взгляда можно отметить большое сходство контуров этих двух плоскостей. При сравнении их площадей как для вертикальной проекции, так и для контуров на плоскость сбрасывателя получаем цифры, указанные в табл. 2.

Цифровые выражения этих двух контуров, как видим, для обеих проекций почти равны (несколько больше площадь среза висячего крыла). Это обстоятельство надо считать нормальным.

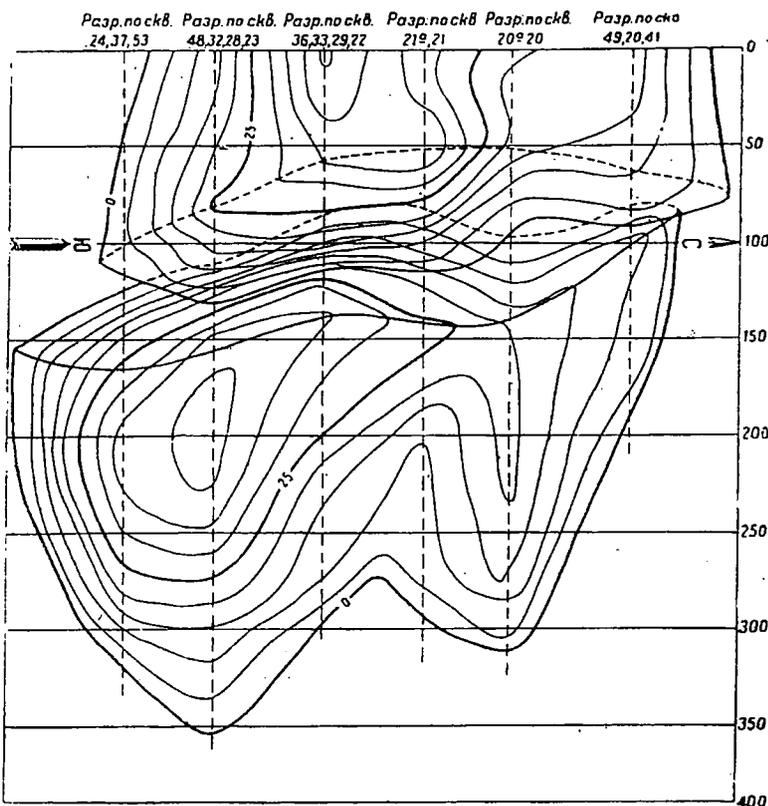
Из взаиморасположения срезов двух контуров на схеме наглядно можно представить себе характер перемещенного рудного тела для каждого отдельного участка.

Перемещение висячего крыла сброса происходило по диагональной линии и выразилось в следующих линейных величинах (табл. 3).

В приведенных цифрах мы видим определенное несоответствие. Чем объяснить большую разницу в линейных величинах перемещений для северной и южной частей рудного тела, пока что трудно установить. Не исключена возможность наличия некоторых неточностей построения нарушения, исходящих из недостаточно точных материалов скважин.

Несмотря на эти отдельные, еще мало выясненные детали, характер нарушения все же является достаточно закономерным. При действии сил с юго-запада несомненно, что в этой части надо ожидать более резкую выраженность нарушения.

Рудное тело в частях выклинивания подверглось раздроблению, резко выраженной перемятию, причем в самой слабой своей части, где мощность



Фиг. 9. Проекция на вертикальную (меридиональную) плоскость рудной линзы в изолиниях равных мощностей (через 0,5) (составил П. С. Саакьян, 1934 г.).

является минимальной, имело место интенсивное развитие расколов, что хорошо наблюдается на горизонте 50 м.

Последнее обстоятельство, вероятно, и способствовало большему перемещению южной части рудного тела по сравнению с северной.

Несомненно, что при детализации имеющихся построений, на основе новых материалов картирования, следует особенно внимательно проверить условия залегания рудного тела и плоскости нарушения в северной части месторождения, с тем чтобы возможные

Таблица 2

	Проекция на вертикальную плоскость
Плоскость среза висячего крыла в м ²	9652
Плоскость среза лежачего крыла в м ²	9600

Таблица 3

	Южный участок	Северный участок
Вертикальное перемещение в м	40	10
Горизонтальное перемещение в м	50	30

неточности, имеющиеся в геологических материалах, могли быть устранены.

Морфология Новолевинской линзы

Общие вопросы залегания рудной линзы Новолевинского месторождения на глубину достаточно детализируются продольным профилем, изображенным в изолиниях равных мощностей.

Из схемы (фиг. 9) видно, что рудное тело, в главной своей части представленное лежащим крылом нарушения, залегает с падением на запад под углом 70—80° при среднем меридиональном простирании. Общие его формы приближаются к типичной линзе с соблюдением закономерности постепенного выклинивания по краям. Рудное тело представлено одной линзой, в отдельных своих частях разветвляющейся с включением полос сланцев малой мощности.

Вопросы глубины залегания рудной линзы Новолевинского месторождения проработаны еще слабо. На основе имеющихся материалов можно наметить только предварительное понимание этого важного вопроса.

Как видно из профиля, в северной своей части рудное тело с глубины 250 м идет к нормальному выклиниванию.

Сильно изменчивая мощность рудной линзы для горизонта 250 м указывает на неравномерное ее выклинивание в глубину. На этом же горизонте намечается перемещение центра тяжести линзы на юг.

Наряду с этим в сечении скважин № 21 полное выклинивание намечается довольно быстро до глубины 300 м, это дает основание думать, что линза залегает ниже этого горизонта в виде 2 разветвлений. Ориентировочная глубина выклинивания линзы выведена на известной нам схеме и колеблется от 300 до 400 м при наличии слабо выраженного южного ныряния.

Некоторым противоречием является то обстоятельство, что рудная линза на глубине от 150 до 250 м в южном участке образует сильное увеличение мощности при небольшой длине по простиранию. Кажется, что в этом участке можно ожидать разветвления линзы и ее залегания на большие глубины, чем это показано на разрезах.

Исходя из некоторых общих закономерностей условия выклинивания колчеданных линз на Урале, можно предполагать, что даже при наличии полного выклинивания рудного тела Новолевинского месторождения на глубине около 400 м не исключена возможность появления новой линзы с выклиниванием изучаемой.

Массивная рудная линза Новолевинского месторождения на всем своем протяжении сопровождается вкрапленными серицитовыми сланцами, особенно сильно развитыми в участках выклинивания массивных руд. Наряду с этим в общей зоне оруденения прослеживаются несколько еще самостоятельных полос вкрапленности, имеющих довольно выдержанное залегание.

На основе установленной закономерности перехода массивных руд при выклинивании в вкрапленность мы имеем основание предположить также обратное, т. е. **переход вкрапленников в массивные руды или наличие еще массивных линз среди имеющихся вкрапленных сланцев.**

Несомненно, обращают на себя внимание неомощные массивные рудные линзы, подсеченные скважинами № 21 и 33.

Особый интерес представляют прожилки, подсеченные скважиной № 36а по лежащему крылу рудного тела.

Так или иначе Новолевинское месторождение требует еще смелой разведки на глубину 300—500 м, являющейся необходимой для выяснения характера залегания оруденения на этой глубине. Представленные построения рудного тела ниже 200 м, несомненно, являются только ориентировочными. Нельзя думать, что тектоническое нарушение может ограничиться только одним сбросом. При дальнейшем рудно-геологическом изучении месторождения следует обратить внимание на детализацию тектонического строения месторождения в глубину с прослеживанием рудного тела в южной части, где можно ожидать особенно существенных изменений контуров линзы.

Элементы тектонических нарушений в колчеданных месторождениях Урала

Тектонические нарушения, известные для колчеданных месторождений Урала, не ограничиваются нарушением Но-

волевинского месторождения. Условия залегания пород и рудных тел Красногвардейского месторождения также несут на себе выраженные результаты действия тектонических сил.

Здесь массивные рудные тела сдавлены с выжиманием промежуточных немощных прослоев пустой породы. Нормальное, согласное залегание этих прослоев нередко нарушено до широтного направления со всеми ясно выраженными признаками тектоничности.

Полоса серицитовых сланцев по квершлагу горизонта 124 м наряду с сильной перемятостью разорвана по ясно выраженной тектонической плоскости, имеющей северо-западное простирание.

Почти во всех колчеданных месторождениях зеленокаменной полосы Урала мы наблюдаем аналогичные явления. Так например, на Калатинском месторождении при слабой развитости зеркал скольжения прослежена зияющая трещина мощностью около 1 м на глубине 180—200 м, расположенная диагонально к рудному телу, с северо-западным направлением. По стенкам этой трещины в отдельных участках найдены образования прекрасно развитых друз горного хрусталя, наряду с крупными, правильно выкристаллизовавшимися кристаллами халькопирита, цинковой обманки и других минералов.

На Дегтяринском месторождении отмечены хорошо развитые зеркала скольжения, имеющие по несколько квадратных метров поверхности, а также прослежены перетертые сажистые руды на протяжении нескольких десятков метров. Здесь же мы имеем широко развитые «серицитовые пески», имеющие аналогичное происхождение с песчанистыми породами Нововолевинского месторождения.

На месторождениях Саймоновской долины небольшие передвижки в рудном теле прослеживаются очень хорошо в силу полосчатой структуры руды. Так например, на Ворошиловском руднике на горизонте 340 м отмечен целый ряд сбросов и взбросов (фиг. 10 и 11), имеющих амплитуду до 1 м. Эти мелкие смещения почти никогда не выходят за пределы рудной линзы.

На этом же руднике на 7-м горизонте по восточной линзе автором прослежена тектоническая плоскость



Фиг. 10

северо-восточного простирания, разрывающая как рудное тело, так и вмещающие породы; амплитуда нарушения здесь определяется несколькими метрами. Аналогичных примеров тектонических разрывов рудных тел колчеданных месторождений Урала можно привести много.

Как видно из изложенного, на рудных телах колчеданных месторождений нарушения выражались развитием перетираний и расколов. Смещения малых амплитуд захватывали только рудные тела. Сланцы, вмещающие рудные тела, в силу своей гибкости и сланцеватости разрыву поддавались слабее.

Можно привести несколько случаев наличия расколов, охватывающих месторождения в целом. Амплитуда этих нарушений, как видно из примера Нововолевинского месторождения, в отдельных случаях может определяться десятками метров. Так или иначе при всех даже незначительных линейных величинах нарушения колчеданных рудных тел Урала все же требуют серьезного внимания и изучения.

Тектонические зоны перетирания, раздробленности, трещиноватости руды могут являться серьезной помехой, нередко затрудняющей выполнение разведочных или эксплуатационных работ. Так например, частые аварии или незаконченность буровых скважин № 37,



Фиг. 11



Фиг. 12

36а Новолевинского месторождения наряду с целым рядом других причин можно объяснить также наличием здесь зоны раздробленности и перемятости, способствующих частому обвалу скважин, зашламовыванию и пр. Во время проходки на Компанейском руднике главного квершлага от Капитальной шахты на 124 м зона нарушения серицитовых сланцев обусловила крупные обвалы и необходимость применения сложного крепления.

Значение изучения тектонических элементов колчеданных месторождений, конечно, не ограничивается только практическими требованиями. Оно играет весьма существенную роль для правильного понимания и разрешения еще целого ряда других вопросов рудно-геологического характера. Нельзя иметь правильного представления о морфологии рудных тел без выяснения всех явлений, так или иначе усложняющих нормальное их залегание, нередко при наличии существенных изменений первичных форм (Красногвардейское, Новолевинское, Дегтяринское месторождения). Характер поверхностных изменений месторождения, пути миграции металлов в зоне цементации, несомненно, находятся также в тесной связи с тектоническими элементами.

Целый ряд примеров, указывающих на наличие самостоятельных гидротермальных фаз, давших в тесной связи с тектоническими процессами отложения новых минеральных образований, требует особенного внимания. На Ворошиловском месторождении после развития в рудном теле мелких передвижек имело место образование кварцевых прожилков по трещинам нарушения (фиг. 12). Это показано достаточно наглядно на фотографическом снимке. Выше уже отмечали аналогичный же процесс образования друз горного хрусталя в ассоциации с тетраэдритом цинковой обманки и правильно развитыми кристаллами халькопирита в тектонической зияющей трещине в рудном теле Калатинского месторождения.

Роль и участие всех этих явлений в структурах руд, фазах оруденения, метаморфизации колчеданных рудных тел, несомненно, требуют выяснения и могут оказаться существенными.

Относительный возраст известных тектонических нарушений может сильно колебаться. Сбор и изучение фактического материала внесет определенную ясность и в этот интересующий нас вопрос.

Список использованной литературы

1. Замятин П. М. Колчеданные месторождения района Богомоловских рудников на Урале, журнал «Минеральное сырье» № 5—6, 1927.

Его же. Колчедан-сыпучка Новолевинского месторождения, журнал «Минеральное сырье» № 10, 1929 г.

3. Его же. Богомоловская группа колчеданных месторождений на Урале, журнал «Минеральное сырье» № 5—6, 1929 г.

А. А. Амिरасламов

Некоторые соображения о генезисе колчеданных месторождений Урала

Несмотря на ряд опубликованных работ по колчеданным месторождениям Урала, генезис последних и по сей день остается спорным. Исследователи Урала — Никитин, Дюпарк, Самойлов, Стикней, Заварицкий, Захаров и др. в своих работах излагают различные взгляды на генезис колчеданных месторождений. Выводы этих исследователей базировались исключительно на материалах, собранных с рудников и зеленокаменной полосы до 1929 г. За последние 5—6 лет как зеленокаменная полоса, так и рудники охвачены интенсивными исследованиями целого ряда геологов, материалы которых пока еще не сведены, и которые должны по существу дать более полное и увязанное с фактическими данными представление о генезисе колчеданных месторождений.

Независимо от этих материалов хотелось в этой работе высказать ряд соображений по генезису месторождений на основе собранных и изученных автором минералогических и геологических материалов за последние годы и сравнить их с уже имеющимися в литературе взглядами.

Вопрос связи Уральских месторождений с основными, кислыми породами остается и по сей день неясным. В этом вопросе мы имеем среди вышеперечисленных исследователей две точки зрения:

а) По аналогии с норвежскими месторождениями колчеданные месторождения Урала связываются с основными породами.

Этот взгляд, высказанный Дюпарком, имеет очень мало сторонников, да и сам Дюпарк (7) образование Дегтяринского месторождения связывает с гранитной интрузией. Только Зюсь-Эльгинское (Зюзелька) месторождение он связывает с основной глубиной магмой.

б) Большинство из вышеперечисленных исследователей колчеданные месторождения связывает с кислыми породами (гранитами или их дериватами), приводя целый ряд косвенных доказательств.

Фактический материал, находящийся в нашем распоряжении, безусловно говорит в пользу связи оруденения с кислыми породами.

Подтверждением этого являются:

а) Сульфидные руды в контактовых медных месторождениях, а также сульфиды в контактовых железных месторождениях являются результатом взаимодействия сиенитов, гранитов с известняками, что указывает на наличие значительного количества сульфидов в кислых интрузиях.

б) В составе колчеданных месторождений мы имеем следующую ассоциацию элементов Cu, Zn, Pb, As, Sb, Au, Cd, Ag, Sn и др., которые показывают, что большинство из них или вся ассоциация элементов характерна для кислой интрузии. В основных интрузивных телах эти элементы, как правило, никогда не концентрируются в промышленных количествах в таком сообществе.

в) Отсутствие характерной для основных интрузивных тел ассоциации элементов: Cu, Ni, Co, Fe, Pt, V и др.

Такое сообщество меди, связанное с основными породами, имеется в месторождениях Норильские горы, Седбери, Волковское на Урале и др.

Трудность полного разрешения этого вопроса заключается в том, что в большинстве месторождений мы не наблюдаем непосредственной связи кислых пород с рудными телами.

Связывая оруденение с кислыми породами, все же до сих пор трудно выяснить роль кварцевых альбитофиоров или кварцевых порфиров в процессах оруденения.

Геологическими работами последних лет установлено наличие двух и более разновидностей альбитофиоров, различных петрографически, по условиям образования и по возрасту. Среди кварцевых альбитофиоров наблюдается эффузивный тип в виде покровов или переслаивающихся с порфиритами, их туфами и осадочными породами, которые в результате динамо- и гидрометаморфизма превращены в линзочки кварцево-серицитовых сланцев. Наряду с эффузивным типом встречаются, правда, довольно редко, альбитофиры, кварцевые порфиры, образовавшиеся в гипабиссальных условиях, последние менее рассланцованы и свежи. Последний тип альбитофиоров редко обнажается в контакте с рудными телами и среди метаморфизованных пород зеленокаменной полосы. Такие жилы или дайки встречены в Пионерском руднике Соимоновской долины и также в районе съемки геологов ИМС Иванова, Ковалева, Левоник в Башкирии.

Кварцевые порфиры в районе Пионерского рудника обнажаются в виде дайки мощностью 4—5 м у поверхности с фенокристаллами кварца. Прорезая остальные сланцевые породы, они являются более молодыми и представляются, по видимому, остаточной кислой выжимкой гранитной магмы. С этими кварцевыми порфирами можно, хотя и косвенно, связать процесс оруденения. А. Н. Заварицкий, сравнивая Уральские месторождения с рядом месторождений Союза (Алтай) и иностранными (Rio-Tinto, Квебек, Манитоба и др.), считает, что оруденение связано с кислыми породами, в частности с гипабиссальными альбитофирами.

На процесс оруденения колчеданных руд также имеется ряд взглядов.

1. **Никитин** (2), разбирая Калатинское месторождение, считает образование его путем пнеуматолиза при высокой температуре.

Аналогичная точка зрения относительно пнеуматолитового генезиса при непосредственном влиянии интрузии кварцевого порфира для месторождения Рио-Тинто (Rio-Tinto) была высказана еще в 1899 г. Фохтом (см. 11, у Ботемана — Bateman).

2. **В. А. Обручев** (5) в учебнике «Рудные месторождения», ч. II, издание 1934 г., разбирая точку зрения отдельных авторов, считает, что образование месторождений лучше увязывается с процессом пнеуматолиза, но одновременно не отрицает возможности образования некоторых из них гидротермальным путем.

3. **А. Н. Заварицкий** в сводной работе «Геологический очерк месторождений медных руд на Урале», ч. II (1) уподобляет рудоносные растворы во многих отношениях пегматитовой магме вроде «сульфидной рудной магмы» Сперра и в физико-химическом отношении считает, что они представляли весьма концентрированные растворы сложных сернистых соединений; кристаллизацию руд из этих магм считает при низкой температуре.

Точка зрения А. Н. Заварицкого весьма сходна с точкой зрения Бейшлаг-Фогт и Круша (Beyschlag-Vogt—Krusch), которые еще в 1910 г. рассматривали месторождение Рио-Тинто (Rio-Tinto) как магматически сегрегационное, а характер сегрегации как интрузия колчеданной магмы (Intrusive Kiesla gerstötten) (см. 11, стр. 603).

4. **Самойлов**, а впоследствии **Е. Е. Захаров** (3) образование сульфидных месторождений связывают с гидротермальной деятельностью кислой магмы.

Финлайзен, Коллинс и Батеман (Finlayson, Collins, Bateman) образование сульфидных месторождений Рио-Тинто (Rio-Tinto) объясняли восходящими термами с сопровождением интенсивного метасоматизма вмещающих сланцев.

Основные аргументы сторонников пнеуматолитовой и инъекционной теории образования колчеданных месторождений сводятся к следующему:

а) широкое распространение в Уральских месторождениях высокотемпературных минералов: флюорита (?), касситерита, пирротина, магнетита, турмалина, апатита и др. говорит о высокотемпературных условиях процесса рудообразования;

б) невозможность объяснения широкой импрегнации боковых пород сульфидами гидротермальными процессами и некоторого сравнения пиритизации с фельдшпатизацией при образовании пегматитов;

с) форма рудных тел лучше объясняется инъекцией **«сернистых растворов особого свойства»** во вмещающие породы;

д) прорезание основных сульфидных рудных тел более поздними оруденелыми кварцевыми жилами по трещинам, напоминающим контракционные трещины, полученные при сокращении образовавшейся рудной массы.

Разберем эти аргументы:

а) Изученные нами, собранные со всех колчеданных месторождений Урала рудные шлифы опровергают широкое распространение высокотемпературных минералов. Судя по вещественному составу различных месторождений, можно установить, что температура образования их не одинакова. Разберем конкретно каждый из приведенных выше минералов:

1. **Оловянный камень** SnO_2 в рудах нашими исследованиями и исследованиями ряда геологов (Е. Е. Захарова, С. А. Юшко, С. Барышанской и др.) не установлен. На присутствие олова указывает Ярков (4). Последний, на которого большинство исследователей ссылаются в своих работах, не отмечает наличия оловянного камня (SnO_2) в Уральских колчеданных месторождениях. Он дает лишь анализ золотосодержащих шламов Кыштымских заводов с содержанием олова (Sn) 0,7%.

Опробование и минералого-химическое изучение руд нами из 12 месторождений на Урале показывает, что олово в этих рудах присутствует в тысячных, иногда в сотых долях процента, но не в виде касситерита, а связано с сульфидами в качестве рассеянного компонента. Сульфидом, содержащим олово, по работам Захарова, является трещиноватый теннатит.

Таким образом SnO_2 в колчеданных месторождениях отсутствует, а если даже и присутствует, то как редчайший образец. Вместе с этим необходимо отметить, что присутствие SnO_2 далеко еще не надежный признак, указывающий на высокотемпературное условие процесса рудообразования.

2. **Пирротин** встречается в месторождениях гораздо в большем количестве. Из просмотренных шлифов выясняется наибольшее его распространение в двух месторождениях Юлукском и Гумерово, расположенных в западной полосе оруденения Таналык-Баймакского района. Преобладание в этих месторождениях пирротина по нашему мнению объясняется не высокотемпературными условиями рудообразования, а своеобразной геолого-петрографической обстановкой, включающей рудные тела, и составом рудных растворов. Одновременно нужно отметить, что и Южноюлукское и Гумеровское месторождения очень мало изучены и поэтому мы не можем в деталях их сопоставить с типичными колчеданными месторождениями зеленокаменной полосы. Если в последних включающими породами всюду, как правило, являются кварцево-серицитовые, главным образом, и также кварцево-серицито-хлоритовые сланцы, то в Юлукском, Гумеровском месторождениях лежащий бок рудных тел, а отчасти и всячий бок представлен графитоносными сланцами, а породы района рудников представлены более древними сланцами из свиты М.

Роль графитоносных сланцев в образовании пирротиновых минералов, по-видимому, весьма значительна. Аналогичный пример имеет на Кавказе в Буронском месторождении, где рудное тело контактирует с графитоносными сланцами.

В остальных же месторождениях пирротин встречается в рудах довольно редко.

3. **Магнетит** имеет несколько большее распространение. Он фиксирован нами в Калатинском, Обновленном, Ворошиловском и Дзержинском рудниках. Очень характерна приуроченность его в рудниках Соймоновской долины к участкам с линзочками мраморизованного известняка среди хлоритовых сланцев всячего бока, где он всегда

сопровождается хлоритовыми оторочками и мрамором. Нам думается, что развитие магнетита в этих рудниках происходит в тех же гидротермальных условиях при наличии соответствующей среды, а такой средой являются мраморизованные известняки. Характерен тот факт, что магнетит в Дзержинском рудном теле приурочен к всяческому боку в виде оторочки, а в шлифах с лежащего бока он не встречается. Также нужно отметить, что магнетит приурочен к полосчатым рудам, где перемежаются полосы хлорита и магнетита с полосами халькопирита.

4. **Флюорит** в Уральских месторождениях хотя и установлен, на что указывает В. А. Обручев (5), но, повидимому, он имеет весьма ограниченное распространение. В просмотренных нами полированных и прозрачных шлифах флюорит не установлен. Вместе с этим наличие флюорита не говорит за высокую температуру рудообразования, так как автором наблюдалось в Чу-Илийских горах в жилах из месторождений Кара-Кунуз (6) следующее сочетание: флюорит, кварц, кальцит, сфалерит, галенит, что указывает на низкотемпературное условие образования этих минералов.

В литературе также имеется целый ряд указаний, где образование флюорита происходит при очень низкой температуре.

5. **Турмалин и апатит** встречаются также в ограниченном количестве. К западу от Ворошиловского месторождения автор наблюдал турмалиновые жилы среди рассланцованных хлоритизированных пород. Образование этих минералов, безусловно, связано с постмагматическими процессами кислой магмы. Насколько они одновременны с колчеданными оруденениями, вопрос остается спорным, мне думается, образование турмалиновых жил в Карабаше несколько древнее, чем образование сульфидов.

Таким образом присутствие очень ограниченного количества вышеперечисленных минералов не может характеризовать термодинамическое условие рудообразования; для понимания этих условий необходимо обратиться к основным решающим компонентам вещественного состава месторождения, а именно к халькопириту, пириту, сфале-

риту, галениту, борниту, теннантиту, тетраэдриту, аргентиту, бариту, энаргиту и др., которые как низкотемпературные минералы, безусловно, характеризуют условие образования руд.

б) Теперь разберем явление «импрегизации» сланцев сульфидами.

В результате этого процесса вкрапленные руды появляются как на местах выклинивания массивных рудных тел, так и в виде чехла окружают последние. Если наблюдать взаимоотношение массивных рудных тел с вкрапленными рудами, то увидим, что переходы между ними довольно постепенные, что исключает разновременные образования вкрапленных и плотных руд. Вкрапленные руды во всех месторождениях связаны с серицитизацией и окварцеванием. Эта закономерность наблюдается почти во всех месторождениях.

Хлоритовые сланцы всяческого бока месторождений в отдельных из них лишены совершенно импрегнации сульфидов, тогда как кварцево-серицитовые сланцы лежащего и отчасти всяческого боков обогащены вкрапленными сульфидами (Ворошиловское, Дзержинское месторождения). Наличие во вкрапленных рудах низкотемпературных минералов, одновременность образования вкрапленных и плотных руд и их постепенный переход говорят за гидротермальный характер растворов.

с) Форма рудных тел якобы подтверждает инъекцию рудной магмы, причем сила поднимающейся магмы придает решающее значение. Нужно отметить, что все почти рудные месторождения на Урале расположены в тектонических зонах, главнейшие из которых указаны в работе Е. А. Кузнецова и Е. Е. Захарова (9), и что форма рудных месторождений не всюду одинакова. Форму рудных тел можно свести к следующим типам:

1. Жилы — Северо-Первомайское, Юлалинское, Первомайское, Пионерское и частично Дегтяринское месторождения. В этих рудных телах соотношение между протяжением и мощностью выражается не менее чем 100:1, иногда и более.

2. Плоские линзы или жилы, приближающиеся к линзе, — Дзержинское, Ворошиловское месторождения. Соотношение длины к мощности 60:1.

3. Линзы—Сталинское, Красногвардейское, Новолевинское и др. Соотношение длины рудных тел к мощности 20 : 1.

4. Чечевицеобразные линзы—Левиха, Карпушиха, Калатинское, Тубинское и другие месторождения. Соотношение длины к мощности 5 : 1.

Вышеуказанная характеристика показывает, что преобладающее значение имеют жилы и плоские линзы, а не чечевицеобразные линзы и что протяжение рудных тел в несколько десятков и сотен раз превышает их мощность.

Такое соотношение в инъекционных месторождениях не наблюдается. В последних максимальное соотношение между протяжением и мощностью выражается не более 20 : 1.

Нами уже подчеркнуто, что Уральские месторождения приурочены к тектоническим зонам и сопровождаются интенсивным метасоматизмом в отличие от инъекционных месторождений. Проявление метасоматизма можно хорошо установить во всех месторождениях. В Дегтяринском месторождении мы наблюдаем следующие переходы:

а) вкрапленные сланцы (у всячего бока);

б) сланцеватые руды, в которых замещение прошло не до конца и руда представляет по существу кварцево-серицитовые сланцы, с очень интенсивной вкрапленностью;

в) массивный мелкозернистый колчедан.

Наконец, у лежащего бока:

д) слоистые руды, где сланцы замещены полностью, но руда имеет слоистое строение.

Форма рудных тел, по нашему мнению, зависела не от силы «рудной магмы», а от тех структурных процессов, которые происходили в зеленокаменной полосе. По тектоническим смятым участкам внедрялись рудные растворы и производили местами полное, а местами частичное замещение. Выявляются незамещенные участки сланцев в рудных телах. В образовании тектонических зон, повидимому, немалую роль играла геолого-петрографическая среда.

Таким образом форма месторождений совсем не подтверждает инъекционный генезис, а скорее всего подтвер-

ждает гидротермальный с интенсивным метасоматизмом.

е) Широкого распространения явлений прорезаний основных рудных тел кварцево-рудными жилами мы на Урале не имеем. Оруденелые кварцевые жилы, как правило, сопровождают рудные тела, имея одинаковое с ними простираение. Например, на Ворошиловском, Дзержинском, Первомайском месторождениях автор наблюдал кварцевые жилы вдоль рудных тел у всячего частично и у лежащего боков. Оруденение кварцевых жил состоит из халькопирита и теннантита. Далее, кварцевые жилы всюду появляются на местах выклинивания рудных тел, внедряясь и расщепляя их на отдельные ответвления.

Кварцевые жилы и линзочки с халькопиритом нами наблюдались среди рудного тела Северо-Первомайского месторождения. В центральной шахте между Дзержинским и Ворошиловским рудниками на глубине 340 м нами наблюдалась кварцево-теннантитовая жила. Из соотношений этих жил с основными рудными телами можно вывести, что кварцевые оруденелые жилы и линзочки образовались несколько позже, чем основные рудные тела. Они всегда сопровождают сульфидные тела, но не прорезают их.

Что же касается процесса оруденения в целом, то он, повидимому, происходил не в один период, а в несколько фаз, о чем автором опубликована специальная статья (10).

Заключение

1. Уральские колчеданные месторождения приурочены к определенным раздробленным и смятым зонам в зеленокаменной полосе и к контактам отдельных свит (в крыльях складок и куполах) и имеют форму от жил (главным образом) до чечевицеобразных линз, образовавшихся не путем инъекции рудной магмы в сланцевые породы, а путем проникновения рудных растворов в зоны разломов и раздроблений с сопровождением интенсивного метасоматизма.

2. Высокотемпературные минералы (апатит, флюорит (?), касситерит, магнетит, пирротин и др.) в месторождениях являются редкими и ни в коей

мере не могут опровергать гидротермальный генезис колчеданных месторождений. Преобладание в большинстве месторождений таких минералов, как сфалерит, галенит, аргентит, барит, блеклые руды, кальцит, говорит о явно гидротермальном генезисе этих месторождений.

3. Широкое развитие таких изменений боковых пород, как серицитизация и окварцевание, также подтверждает гидротермальный генезис этих месторождений.

4. Импрегнация сланцев сульфидами, местами состоящих из сплошного пирита и большей частью состоящих из пирита, сфалерита, теннантита и имеющих большую мощность, указывает на низкотемпературное условие рудообразования.

Равным образом, постепенные переходы от вкрапленных руд к плотным колчеданам и обратно говорят в пользу одновременного их образования.

5. Геохимическая характеристика руд и ассоциация с медью элементов Au, Ag, Zn, Pb, As, Sb, Sn и др. дает нам основание связать месторождения с кислыми породами. (Косвенно с последними выжимками гранитной магмы, кварцевыми порфирами, которые встречаются в виде мало измененных даек в рудных районах).

Список литературы

1. А. Н. Заварицкий, Геологический очерк месторождений медных руд на Урале, часть II, Труды геологического комитета, новая серия, выпуск 173, 1929.
2. В. В. Никитин, Геологическое исследование центральной группы дач Верхненсетских заводов Ревдинской дачи и Мурзинского участка. Труды Геол. комитета, новая серия, выпуск 22, 1907.
3. Е. Е. Захаров, Колчеданные месторождения восточного склона Урала, «Минсырь» № 2, 1927.
4. В. Ярков, К вопросу о существовании олова на Урале, «Уральский техник» № 1, 1914.
5. В. А. Обручев, Рудные месторождения, часть II, изд. 1934.
6. А. А. Амирасланов, Полиметаллические месторождения Чу-Илийских гор, «Вестник Союзгеологоразведки», № 1—2, 1932.
7. Дюпар и Сиг, Медные месторождения в Сысертской даче на Урале, Труды Геолкома, новая серия, выпуск 101, 1914.
8. Захаров Е. Е., Кузнецов Е. А. К тектонике восточного склона Урала, Бюллетень Московского о-ва испытателей природы, т. 34, выпуск 1—2, 1926.
9. А. А. Амирасланов, К вопросу о фазах оруденения в колчеданных месторождениях Урала, «Проблемы советской геологии», № 7, 1934.
10. Е. Е. Кузнецов, К тектонике восточного склона Среднего Урала, Бюллетень Моск. о-ва испытателей природы, 1933, т. XI (2).
11. А. Батеман, Рудные месторождения Рио-Тинто района Гуэльва в Испании. Econ. Geology 22, № 6, 1927, стр. 569—614 (перевод автора).

Ф. В. Сыромятников и В. М. Звенигородская

О содержании углеродистых веществ в хризотил-асбесте

На примере родезийского хризотил-асбеста окончательно устанавливается факт наличия в асбесте углеродсодержащих веществ, природа и генезис которых остаются пока невыясненными.

При постепенном нагревании на газовой горелке или в электрической печи кусочка хризотил-асбеста легко обнаружить появление различных, сменяющих друг друга окрасок. Из желтовато-зеленого при комнатной температуре

асбест в начале нагревания становится сероватым, затем чернеет. Далее черная окраска начинает светлеть. После ее исчезновения вскоре делается заметной буроватая, усиливающаяся затем окраска. По достижении определенной густоты цвет перестает изменяться. Почернение обычно происходит в интервале 200—400°. Причину его возникновения приходится искать в содержании хризотил-асбестом каких-то углеродистых соединений.

Первые химические анализы бажемовского хризотил-асбеста (1), произведен-

ные в 1925 г. в б. петрохимической лаборатории Института прикладной минералогии при участии Ф. В. Сыромятникова, уже обнаружили расхождение между цифрой потери при прокаливании и суммой воды (конституционной и гигроскопической) и углекислоты. При этом потеря при прокаливании была неизменно несколько выше.

Определение воды по Пенфильду (2) (Penfield) и углекислоты по Крейдеру (3) (Kreider), усовершенствованное И. П. Алимариным и другими сотрудниками вышеупомянутой лаборатории, казалось достаточно надежным, чтобы не объяснить расхождение в цифрах ошибками опыта. Сопоставление этого факта с вышеописанным изменением окраски асбеста при нагревании заставило также предположить наличие в хризотил-асбесте органических веществ, частью летучих. Последующие многочисленные полные химические анализы разнообразных образцов хризотил-асбеста из различных месторождений дали те же результаты, только количество углеродистых веществ было непостоянно и колебалось в пределах 0,2—1,5%. В одном случае химик П. И. Васильев, определяя воду прямым методом (по Пенфильду), заметил на стенках приемной конденсационной трубки белый налет, который при слабом нагревании перегонялся. Ф. В. Сыромятников также наблюдал это явление.

Все вышеописанные факты утверждали о наличии связанного углерода в хризотил-асбесте. Смущали лишь сильно колеблющиеся цифры содержания летучих веществ. Особенно заметные колебания были обнаружены в асбестах заграничных месторождений (Канада и Родезия), в которых углекислота оказалась связанной в магнезит. Последний, как известно, гораздо труднее разлагается соляной кислотой, чем кальцит.

Между тем по методике, принятой в б. Петрохимической лаборатории, углекислота и в этих асбестах определялась по Крейдеру. Сущность метода вкратце заключается в том, что в заранее взвешенном маленьком приборе соответствующей конструкции производят разложение навески анализируемого материала нагреванием с кислотой. Потеря в весе отвечает содержанию углекислоты. Во избежание потери влаги и сероводорода выделяющаяся углекислота прохо-

дит сквозь слой хлористого кальция и пемзы, пропитанной медным купоросом.

Как видно из описания, метод Крейдера дает не прямое определение углекислоты. Этот метод, вполне применимый в ряде случаев, страдает в то же время и существенным недостатком. В частности, при наличии какого-либо недостаточно легко и быстро разлагаемого карбоната, например магнезита, метод Крейдера дает для углекислоты колеблющиеся и всегда сильно пониженные результаты, так как конструкция прибора не позволяет применять длительного нагревания. Величина навески в приборе Крейдера также ограничена (0,5—1,0 г). Таким образом метод Крейдера надежен лишь для определения не слишком малых количеств углекислоты в легко разлагаемых карбонатах.

При анализе асбестов этот метод не мог гарантировать достаточной полноты разложения магнезита и, следовательно, применение его не только подрывало доверие к определению углекислоты, но и не разрешало вопроса о наличии в асбестах упомянутых летучих продуктов.

Отсюда возник вопрос о выборе метода для более точного определения углекислоты. Вместе с тем крайне желательно было установить непосредственно наличие в асбестах органических летучих продуктов, их количество и природу.

Для определения углекислоты был выбран метод Фрезениуса (4), так как он не оставляет сомнения в точности результатов и лишен недостатков, свойственных методу Крейдера. Метод Фрезениуса позволяет осуществить прямое определение углекислоты. Двуокись углерода, выделяясь при разложении материала кислотой, поглощается V-образными трубками с натронной известью или аскаритом, привес которых отвечает количеству углекислоты. Далее в случае необходимости, например при малом количестве углекислоты, метод дает возможность работать с большими навесками (от 2—10 г). Наконец, он обеспечивает полноту разложения карбонатов благодаря длительному кипячению материала в избытке кислоты.

Для опытов (5) были взяты 3 образца асбеста, проанализированные в 1931/32 г. в Петрохимической лаборатории и отличавшиеся довольно значительным

однозначно. Одним из вариантов является тот, что эти углеродистые вещества действительно являются органическими веществами, т. е. поглощены из поверхностных растворов. Это предположение достаточно вероятно, так как известно, что асбест добывается открытыми разработками, а глубина последних пока еще меньше 100 м. Растворы органических веществ биогенного и фитогенного происхождения могут проникать на достаточную глубину. Другим вариантом является предположение, что имеющиеся углеродистые вещества сингенетичны с хризотил-асбестом. В этом опять-таки нет ничего невероятного, так как возможность наличия в ювенильных водах углеводородов или других углеродсодержащих соединений не исключена.

За последнее время подобные «органические» вещества начали открываться и в других минералах: амфибол-асбесте и тальке. До сего времени на этот вопрос еще не обращали достаточного внимания. Возможно, что органическое вещество гораздо более широко распространено в неорганическом (минеральном) веществе, чем мы это себе представляли до сих пор. Интересно еще отметить, что содержание углеродистых веществ одинаково как в фабричном волокне, т. е. распушенном без участия человеческих рук, так и в лабораторном

волокне, т. е. распушенном руками. Следовательно, вопрос о загрязнении руками отпадает.

Выбор из указанных выше двух вариантов происхождения органических веществ, вероятно, можно будет сделать тогда, когда будет установлена их химическая природа.

Заключение

1. Непосредственное наблюдение хризотил-асбеста во время его нагревания в интервале 200—400° обнаруживает почернение, в дальнейшем исчезающее.

2. Определение углекислоты в хризотил-асбесте по Фрезениусу и потери прокаливания его в кислороде позволяют обнаружить наличие углерода (несвободного).

3. Природа и происхождение углеродистых веществ остаются невыясненными.

Литература

1. Ф. В. Сыромятников, журнал «Минеральное сырье» № 9, 1926, стр. 677.
 2. J. L. Penfield, Am. Journ. Sci. (3), 48, 31, 1894.
 3. J. L. Kreider, Am. Journ. Sci., 19, 188, 1905.
 4. Фрезениус-Классен, Курс аналитической химии, II том.
 5. Ф. В. Сыромятников, Журнал «Минеральное сырье» № 1, 1934, с. II.
- Октябрь 1934 г.

Институт минерального сырья

Г. Л. Ефремов и П. Г. Гусева

Пиррофиллит как новое сырье в промышленности

В качестве заменителя стеатита при изготовлении мелких электроизоляционных деталей и форсунок для горелок автором предложен пиррофиллит Збранковского месторождения.

Определены: усадка, водопоглощение, механическая прочность, термическая устойчивость, деформация под нагрузкой и другие свойства изделий из пиррофиллита. В настоящее время Збранковский пиррофиллит применяется взамен кварцевых изоляторов и для сажевых горелок.

Повышенные требования в отношении ряда изделий керамического производства для радиоизоляционных и других изделий в настоящее время не могут быть удовлетворены фарфором ни в отношении свойств и качества материалов ни в отношении точности размеров. Усадка керамических масс составляет около 15—20% и на изменение ее влияет ряд факторов (помол, отклонения в сырье, время обжига и др.). Поэтому допуски на размеры керамических изоляторов и других изделий даются $\pm 5\%$. Этот допуск не удовлетворяет в большинстве случаев, особенно в тех случаях, когда приходится монтировать керамические детали с металлом. Немецкая фирма Steatit Magnesia изготавливает различные высококачественные технические изделия из стеатита с весьма малыми допусками.

Обработка естественного стеатита ведется механическими методами металлообрабатывающей промышленности. Добывается стеатит в Гопферсгруне в шахтах глубиной 25—30 м.

После сортировки высушенные куски стеатита идут на распиловку и дальнейшую обработку на токарных и фрезерных станках. Таким методом изготавливаются наконечники газовых горелок, радиоизоляция и целый ряд других изделий. В этих горелках необходимо выдерживать очень точно размеры каналов диаметром от 0,5 до 0,01 мм. От точно-

сти размера зависит правильная работа горелок. Мягкость гопферсгрунского стеатита легко позволяет изготавливать изделия с исключительной точностью. Выточенные из кускового стеатита изделия обжигаются при 900° , после чего они становятся значительно тверже. При обжиге естественный стеатит дает 1% усадки, вследствие чего эти изделия имеют наиболее точные размеры среди всех керамических изделий.

Получающаяся при обработке пыль используется для изготовления стеатитовых изделий методом сухого прессования.

Горелки, изготовленные из стеатита, имеют весьма широкое применение: горелки для газового освещения, маяки, горелки для получения сажи и т. д. Кроме горелок из естественного стеатита, изготавливают изоляционные детали для радиотехники (изоляторы для генераторных ламп, для коротковолновых радиоустановок и т. д.). Стеатит имеет весьма высокие диэлектрические и механические свойства.

Стеатит, близкий по свойствам к гопферсгрунскому жировику, пока в Союзе не обнаружен. Уральские тальки в кусках имеют большую слоистость, поэтому до сих пор газовые горелки в Союзе являлись предметом импорта. Основным потребителем горелок является нефтяная промышленность, где стеатитовые наконечники горелок применяются на сажевых заводах для получения высококачественной сажи из естественного газа. Процесс получения сажи состоит в следующем: естественный газ по трубкам подается к горелкам, где происходит неполное сгорание газа. При этом получается копоть, осаждающаяся на вращающемся барабане. Полученный слой сажи снимается специальным скребком и поступает на прессовку и упаковку. Завод с производительностью в сутки 1,62 т газовой сажи имеет 64 тыс. стеатитовых горелок. Сажа, как известно, имеет широкое применение в полиграфическом, красочном, резиновом и других производствах. Потребность саже-

вых заводов Союза в горелках исчисляется в 1,5—2 млн. в год.

Инж. Г. Л. Ефремов и инж. К. Г. Елшанкин разработали технологический процесс производства в Союзе газовых горелок из плотного пирофиллита Мозыро-Овручского месторождения. В настоящее время в Минске при Институте промышленности и в тресте «Русские самоцветы» организовано массовое производство горелок для сажевых заводов, для маяков и других целей. В процессе изучения пирофиллитов выяснилось, что мозыро-овручский пирофиллит и казахстанский агальматолит представляют исключительно ценное сырье для ряда производств. Предлагаемая работа является первой попыткой дать некоторое представление о физико-химических и технологических свойствах и возможностях промышленного использования этого материала, нового и мало изученного не только у нас, но и за границей.

Литература по пирофиллиту исключительно бедна, причем имеющиеся работы в основном освещают вопросы месторождений и характер залегания пирофиллита, но почти нет работ по применению пирофиллитов в промышленности.

Пирофиллит как минерал открыт 114 лет назад. Молекулярная формула его $Al_2O_3 \cdot 4SiO_2 \cdot H_2O$; отличается от каолина ($Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$) повышенным содержанием SiO_2 и меньшим содержанием Al_2O_3 .

Любопытно отметить, что пирофиллит в местах залегания часто переходит в каолин, т. е. не исключена возможность рассмотрения пирофиллита как промежуточной стадии в образовании каолина. Пирофиллит в природе встречается в большинстве случаев с небольшими включениями других окислов и минералов.

Месторождения пирофиллита за границей весьма многочисленны; ряд из них имеет промышленное значение, например месторождение в Северной Каролине (Америка). В кратком описании д-р Штукеу указывает, что это месторождение представляет собой неправильные линзообразные тела размером от нескольких дюймов до сотен футов в ширину и до $\frac{1}{4}$ мили в длину. Площадь развития этих линз 25—30 миль. Окраска изменяется от почти черного до желтого, зеленоватого и почти белого. Химический состав дан в табл. 1.

Месторождения пирофиллитов в СССР

Чистогоровское месторождение находится в Миасском районе Уральской обл. Открыто в 1926 г. Месторождение детально не изучено. По внешнему виду пирофиллит этого месторождения представляет плотную сланцеватую светло-серую породу; твердость 2. Запасы по категории А равны 20 тыс. т, по категории В—255 тыс. т.

Месторождения пирофиллитов (агальматолитов) весьма многочисленны в Казахстане, но запасы этих месторождений до сих пор совершенно не изучены. За последние годы изучено месторождение пирофиллитов в Мозыро-Овручском месторождении БССР. Раньше эти пирофиллиты принимались за тальковые сланцы. Они залегают под слоем песчаника в виде розово-фиолетовых линзообразных плит. Наиболее интересной разновидностью белорусских пирофиллитов является збранковский пирофиллит, залегающий в окрестности села Збранка в 12 км от Овруча и в 2 км от ж. д. на глубине до 50 м. Запасы его по данным Белгеоразведки исчисляются по группе А в 11 575 т. Это месторождение по своим запасам может удовлетворить на десятки лет производство горелок, радиоизоляционных изделий и других

Таблица 1

	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	CaO	MgO	Na_2O	K_2O	H_2O	Сумма
Пирофиллит Северной Каролины I . . .	57,58	33,31	0,33	Сл.	Сл.	0,06	3,90	4,96	100,14
II	64,63	28,34	0,60	0,72	»	0,38	0,01	5,54	100,97
Пирофиллит чистогоровский (анализ ГИКИ)	64,39	28,03	1,14	0,21	0,62	0,32	—	5,50	100,21
Пирофиллит мозыро-овручский (д. Збранка)	53,32	36,01	0,84	0,79	0,61	1,19	0,74	7,21	100,71

производств, где потребность в сырье небольшая.

Имея в виду небольшой запас и значительную глубину залегания пирофиллита, мы полагаем, что этот минерал не может иметь широкого применения в керамической промышленности как заменитель каолина. Стоимость его около 350 руб. за 1 т.

Мы предполагали, что пирофиллиты и агальматолиты могут быть использованы для ряда весьма ответственных изделий в естественном виде, аналогично гопферспрунским стеатитам. Проведенные опыты полностью подтвердили наши предположения. Целью настоящей работы было изучение физико-химических свойств породы в естественном виде, в зависимости от различной температуры обжига¹.

В качестве исходного сырья мы остановились на мозыро-овручском, розово-фиолетовом плотном пирофиллите Збранковского месторождения, так как это месторождение частично изучалось и мы имели некоторые данные о количестве и характере залегания. Известные месторождения плотных пирофиллитов (агальматолитов) в Казакстане и других местах совершенно не изучены, поэтому мы ограничились отдельными определениями случайных образцов, полученных из различных мест. Детальное изучение агальматолитов целесообразно провести после изучения известных месторождений и отбора средних проб.

Збранковский пирофиллит в количестве 50 кг получен в виде средней пробы от Минского института промышленности. Порода отбиралась на месторождении геологоразведочной партией.

Ввиду отсутствия разработанной методики определения свойств естественных минералов нам пришлось для ряда определений применять методику не вполне точных керамических испытаний.

Испытание проводилось на образцах различной формы, выпиленных или обточенных из породы. Все образцы по внешнему виду можно разбить на 2 группы: слоистые с белыми включениями одинаковой твердости с пирофиллитом и вторые без включений, не слоистые. Для промышленного использования

большой интерес представляют образцы без включений, поэтому мы свою работу проводили в основном, изучая этот пирофиллит. Его химический состав дан в табл. 1.

По химическому составу данный пирофиллит против теоретического имеет увеличение содержания Al_2O_3 и пониженное содержание SiO_2 . Минералогический просмотр шлифов показал наличие двух типов кристаллов—одни с показателем преломления 1,587; 1,552; 1,533, что соответствует пирофиллиту, другие с более высоким показателем преломления 1,695; 1,702; на основании химического анализа (учитывая повышенное содержание Al_2O_3) и показателя преломления можно предполагать о наличии диаспора в пирофиллитовых сланцах.

Термический анализ пирофиллита проводился в ЦНИГРИ при участии Х. С. Никогосяна. Испытание проводилось на приборе системы Курнакова. Полученные кривые не дают никаких изменений до 1000°.

Термический анализ мозыро-овручского пирофиллита несколько раз проводился в лаборатории Ленинградского завода оптического стекла Р. Л. Немировской. Полученные кривые до 1400° никаких изменений не дают.

Кривые нагревания были получены с помощью «лабильного терморегулятора» (автоматический прибор для динамического метода термического анализа).

При изготовлении образцов для испытания из породы замечено, что куски без включений обрабатываются безукоризненно, в то время как слоеные и с включениями имеют склонность к раскалыванию при обработке.

Белые вкрапления имеют твердость не выше основной массы и выкрашивание в обработке не давали.

Обжиг образцов производился в электрической криптоловой печи с диаметром жаровой трубы 170 мм на ряд температур от 500 до 1400° (контроль производился Pt—PtRh термопарой).

Образцы для всех испытаний обжигались при каждой температуре одновременно, выдержка на каждой конечной температуре была 1 час и подъем по 10° в 1 мин. Кроме этого, были проведены параллельно 2 обжига образцов в производственных условиях фарфоро-

¹ Авторы весьма признательны проф. А. М. Соколову за ряд ценных советов в проведении этой работы.

Таблица 2

Темп. обжига в °С	Сырой	500°	700°	800°	900°	1000°	1100°	1200°
Отдельные определения	{ 2,896	2,831	2,803	2,713	2,628	2,611	2,593	2,543
	{ 2,896	2,823	2,803	2,712	2,627	2,612	2,592	2,548
Средние значения удельного веса	2,896	2,827	2,803	2,712	2,627	2,611	2,592	2,546

вого горна на температуру 14 ЗК и 2 ЗК, где температура контролировалась зегеровскими конусами и термопарой.

Обожженные образцы из пирофиллита с белыми включениями имели более темный цвет, в некоторых местах заметна слоистость. Образцы без включений имели светлосерый цвет, слоистость совершенно отсутствовала.

Удельный вес обожженных образцов заметно снижается в интервале 700—900°, изменение удельного веса объясняется интенсивной дегидратацией при этих температурах, что видно из кривой при прокаливании (фиг. 1).

Определение потерь в весе при различных температурах показано на кривой фиг. 1.

Нами проводилось одновременно определение потерь при прокаливании на плитках, вырезанных из породы, и на образцах, отпрессованных из размолотого пирофиллита, при этом получены аналогичные кривые.

Образцы до взвешивания высушивались в сушильном шкафу при температуре 110°. Для каждого определения бралось 5—6 образцов. Эти образцы в дальнейшем были нами использованы для других испытаний.

В нашем распоряжении были 2 образца агальматолита — казахстанский и японский, неизвестного месторождения. Образцы по внешности полупрозрачны с зеленовато-желтым оттенком.

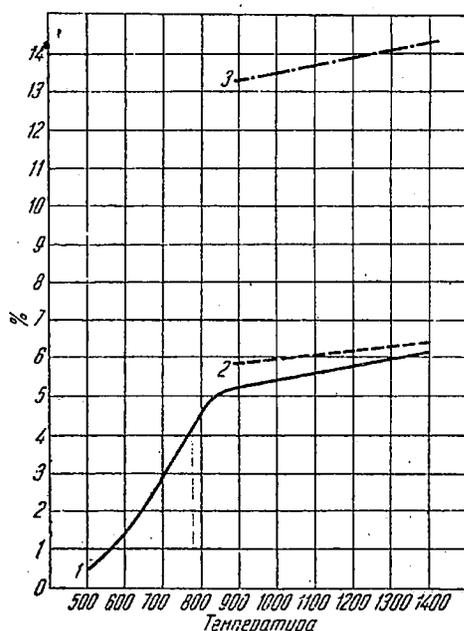
Кривые прокаливании этих образцов при температурах 900—1400° показаны на фиг. 1. Большая потеря при прокаливании казахстанского агальматолита говорит о наличии гидратных включений. Детальное исследование мы не проводили, так как мы не располагали образцами, характерными для определенного месторождения.

Исключительное значение при изготовлении различных технических дета-

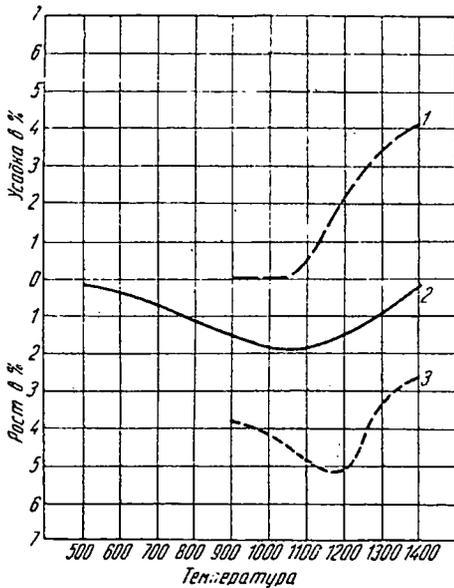
лей из пирофиллита имеет его усадка. На фиг. 2 показаны кривые усадки пирофиллита в зависимости от температуры обжига. Определение усадки производилось параллельно слоистости на плитках 30×40×5 мм. Замеры между отшлифованными гранями производились в сыром состоянии и после обжига на определенную температуру.

Среднее значение бралось из 5—6 образцов.

Так как усадка пирофиллита имеет разное значение параллельно и перпендикулярно слоистости, мы провели определение усадки пирофиллита, при обжиге в производственных печах с большой выдержкой при различных температурах; результат сведен в табл. 3.



Фиг. 1. 1 — пирофиллит мозыро-овручский, 2 — агальматолит японский, 3 — агальматолит казахстанский



Фиг. 2. Изменение размера после обжига при различных температурах: 1—агальматолит казакстанский, 2—пирофиллит мозыро-овручский, 3—агальматолит японский

Необходимо отметить, что обжиг на дровах в производственных печах с удлиненным режимом (30—40 час.) дает немного другие показатели, чем обжиг в электрических печах при сокращенном режиме обжига.

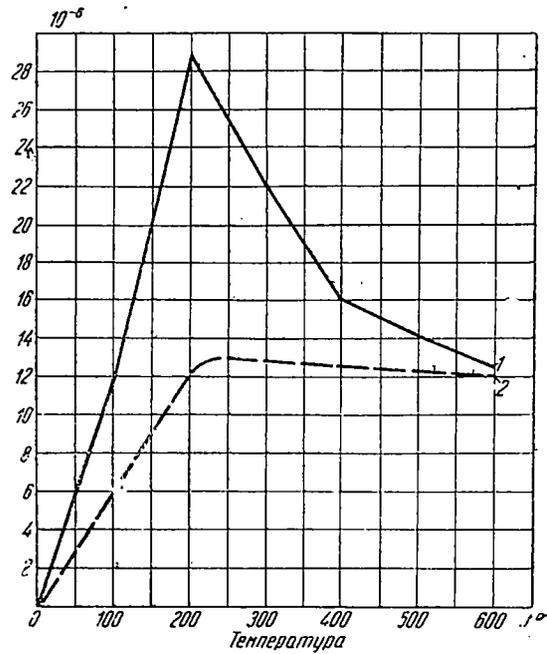
Так как мы не могли в производственных условиях обжечь на ряд температур, мы остановились на лабораторном обжиге, тем более что разница в показателях небольшая.

Для характеристики линейного расширения пирофиллита, обожженного в производственной печи на 1400° , был замерен коэффициент линейного расширения в интервале $16—600^{\circ}$ на dilatометре типа Шевенара. Кривая расширения показана на фиг. 3.

Кривая расширения характерна для

Таблица 3

Темп. в $^{\circ}\text{C}$	Усадка (—) и рост (+)		Водопогло- щаемость	Механическая прочность на сжатие \perp в кг/см^2
	слоисто- сти	\perp слоисто- сти		
	в процентах			
1200	+ 2	+2,3	3,91	2 500 кг/см^2
1400	+1,2	—1,5	0,56	4 500



Фиг. 3. Коэффициент расширения: 1—пирофиллит мозыро-овручский, обожженный на 1400° , 2—пирофиллит мозыро-овручский сырой

материалов, содержащих свободный кремнезем в виде кристобаллита.

Для сырого пирофиллита кривая расширения не имеет при 200° резкого скачка, а идет более ровно. Термическая устойчивость сырого пирофиллита весьма высокая, в то время как обожженный пирофиллит при 1400° имеет невысокую термическую устойчивость.

Обжиг на $1000—1200^{\circ}$ дает вполне удовлетворительную термическую устойчивость, намного выше химического фарфора. Поэтому изделия, предназначенные для работы в условиях резких теплосмен, целесообразно обжигать на высокие температуры. На фиг. 4 показана кривая твердости в зависимости от обжига. При 1200° твердость по Моосу около 5, что полностью удовлетворяет ряду изделий для работы в резких теплосменах (горелки и др.).

Огнеупорность пирофиллита весьма высока. Опытные конуса из породы расплавились при температуре $1690—1710^{\circ}$. Конуса из размолотого и отпрессованного пирофиллита расплавились при 1730° .

Для огнеупорных материалов решающим вопросом является их размягчение под нагрузкой. Для шамотовых изделий

начало размягчения (нагрузка 2 кг/см^2) имеет место при температуре около 1350° . Измельченный и отпрессованный при 200 кг/см^2 пиропиллит (фиг. 5) дал начало размягчения при 1530° . Это очень хороший показатель для пиропиллита.

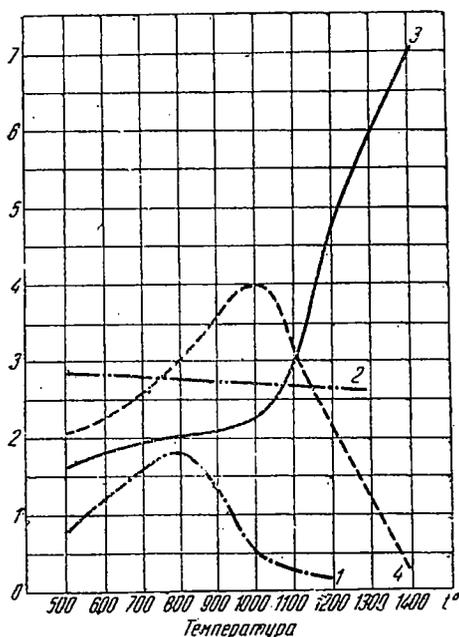
Огнеупорная промышленность должна обратить внимание на это сырье. При изготовлении горелок и других изделий из естественного пиропиллита, как показал опыт, получается много отходов. Эти отходы можно использовать для изготовления огнеупорных изделий.

Для определения устойчивости пиропиллита в отношении кислот мы определили по методу Зегера и Крамера кислоторастворимость пиропиллита. Измельченную породу просеивали через сито 64 отв/см^2 и 121 отв/см^2 , полученную между ситами фракцию отвеивали от пыли и просушивали в термостате при 110° . После этого навеску в 10 г обливали 10 см^3 смеси (H_2SO_4 — $25 \text{ вес. ч. уд. в.}$, $1,84$ и HNO_3 , $10 \text{ вес. ч. уд. в.}$, $1,40$ и 65 вес. ч. воды). Затем сосуд нагревался до появления густых шаров, после охлаждения добавляется $10 \text{ см}^3 \text{ HNO}_3$, уд. в. $1,40$, разведенной $1:1$. Все

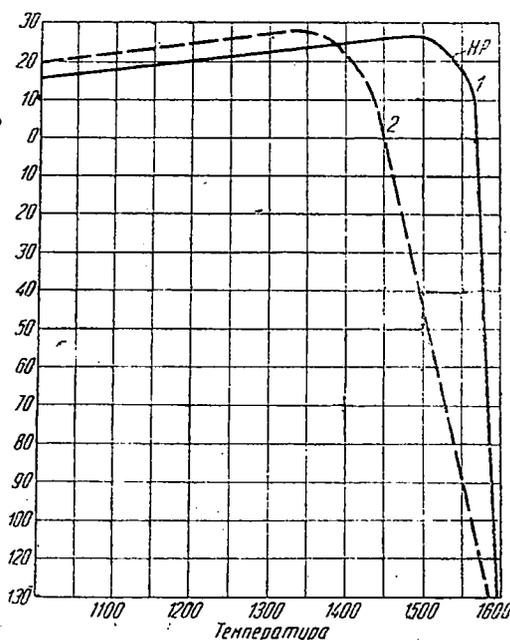
нагревается до кипения, затем промывается и высушивается до постоянного веса, кислоторастворимость показана в процентах (фиг. 4). Для сырого пиропиллита растворимость равна $0,56\%$.

В Германии и Америке естественный стеатит за последние годы нашел широкое применение в радиотехнике как изоляционный материал. С развитием коротковолновых передач возникают новые требования к изоляционным материалам, в отношении снижения диэлектрических потерь. Диэлектрические потери вызывают в большинстве изоляционных материалов значительное нагревание, что в свою очередь ведет к снижению омического сопротивления. Кроме того, изоляторы с большими диэлектрическими потерями затрудняют точную настройку. Стеатит дает весьма малые диэлектрические потери, поэтому изоляторы для радиотехники в настоящее время в основном изготавливаются из стеатита, причем в последнее время специальной обработкой стеатита получен материал, так называемый калан, калит и др., по своим свойствам не уступающие плавленому кварцу.

Центральной радиолобораторией было проведено испытание обожжен-



Фиг. 4. Свойства пиропиллита Мозыро-Овручского месторождения: 1 — кислотостойкость, 2 — удельный вес, 3 — твердость (по Моосу); 4 — водопоглощаемость.



Фиг. 5. Деформация под нагрузкой при высоких температурах: 1 — пиропиллит мозыро-овручский, 2 — нормальный шамот.

Таблица 4

	Образец пирофил- лита	Количе- ство из- мерений	Относительная влажность в %		Частота в герц.	Угол потерь в мин.	Диэлек- трич. коэффи- циент
			среднее 35 дн.	при изме- рении			
Пирофиллит обожженный на 1400°	1	4	55—56	54—60	3·10 ⁶	4,9	3,0
	2	4	55—56	54—60	3·10 ⁶	5,9	3,0
	3	4	55—56	54—60	3·10 ⁶	10,6	4,0

Таблица 5

Материал	Сопротивле- ние поверх- ности ом см/см	Сопротивле- ние объем. ом см ² /см	Угол диэ- лектрич. потерь в мин.	Диэлектрич. коэффициент
Естествен. пирофиллит обожж. 1400°	2·10 ¹²	4·10 ¹²	10,6	4,0
Масса 85% пирофиллита	1·10 ¹⁴	5·10 ¹⁴	11,4	4,1
„ 80% „	1·10 ¹⁴	3·10 ¹⁴	13,9	4,4
Фарфор	—	2·10 ¹⁵	10,0	4,4—6,8

ного естественного пирофиллита на диэлектрические потери и оказалось, что пирофиллит не уступает по свойствам немецкому стеатиту и является весьма ценным изоляционным материалом для радиотехники. Результаты испытания показаны в табл. 4.

Для сравнения необходимо отметить, что фарфор при этих условиях имеет диэлектрические потери 110 и стеатит—17, калан. (улучшенный стеатит)—3,8.

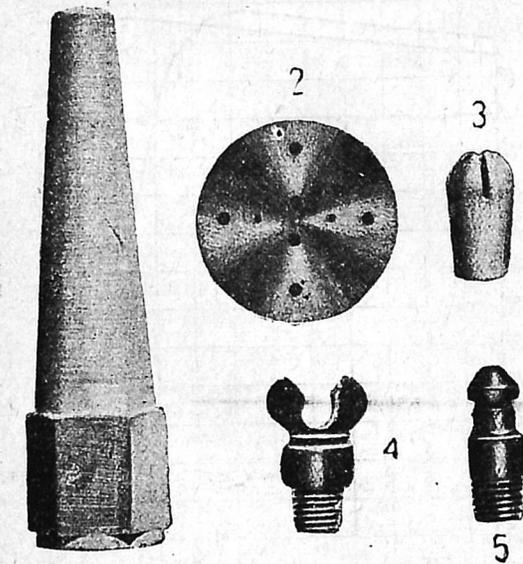
Кроме этого, мы испытали две керамические массы—из размолотого пирофиллита и детскосельской легкоплавкой глины. Результаты сведены в табл. 5.

В результате этих испытаний мы провели опыты на заводе «Светлана» по применению пирофиллита взамен кварцевых изоляторов для генераторных радиоламп (фиг. 6).

Первые опыты показали, что пирофиллит является высококачественным изолятором для радиотехники. Собранные радиолампы дали удовлетворительный результат в работе. В этом направлении предстоит еще много проделать, но в настоящее время можно сказать, что пирофиллит с успехом может быть использован взамен импортного стеатита для коротковолновых радиопередатчиков как изолятор для ламп, приемников и т. д.

На основании вышеизложенного можно сделать следующие выводы:

1. Открытые и частично изученные промышленные месторождения плотного пирофиллита в Белоруссии представ-



Фиг. 6. Изделия из мозыро-овручского пирофиллита: 1—наконечник для автогенной сварки, 2—изолятор для генераторных ламп, 3—наконечник для сажевых горелок, 4 и 5—горелки для маяков

ляют весьма ценное и совершенно новое сырье для производства изделий методом механической обработки и последующего обжига. Преимущества этого метода в сравнении с керамическими следующие:

а) незначительная усадка естественного пирофиллита дает весьма малые допуски на размеры, а это является решающим фактором для большинства массовых деталей;

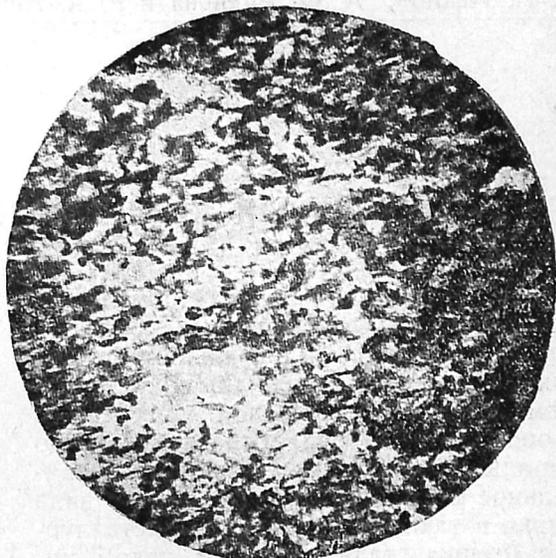
б) высокие свойства обожженного пирофиллита удовлетворяют ряду весьма жестких требований: диэлектрические шотери (радиоизоляция), высокая огнеупорность и термическая устойчивость (газовые горелки), высокая твердость после обжига и др.

2. В настоящее время в Минске и в Петергофе поставлено массовое производство сажевых горелок из пирофиллита, в работе не уступающих немецким и американским.

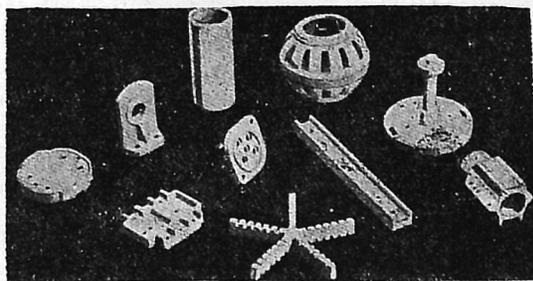
3. Для дальнейшего изучения свойств плотного пирофиллита целесообразно изучить месторождение и физикохимические свойства агальнатоцитов Казакстана, представляющих большой интерес как сырье для радиоизоляции, изготовления точных изделий и др.

4. Необходимо заинтересованным организациям испытать в новых областях изделия из пирофиллита, используя для этого существующее производство в Минске (Институт промышленности) и Петергофе (фабричных технических камней).

5. Учитывая весьма высокие огнеупорные свойства пирофиллита, целесообразно при детальном изучении сырья



Фиг. 7. Пирофиллит мозыро-овручский (д. Збранка ув. в 67 раз)



Фиг. 8. Изоляция из стеатита для токов высокой частоты

своей базы провести работу по испытанию пирофиллита в огнеупорной промышленности.

Ленинград, Химико-технологический институт, лаборатория силикатов

А. И. Иванов, А. Ф. Руднева и Р. А. Нейшуль

Пылевидный кремнезем Магнитогорского района

За последние годы наша промышленность нерудных ископаемых обогатилась новым видом минерального сырья, так называемым пылевидным кремнеземом, вызвавшим большой интерес со стороны целого ряда отраслей нашего народного хозяйства. Уже предварительное опробование этого нового вида сырья в таких отраслях, как металлургия (сварка стали, литейное дело); химия (ультрасера); пластические массы (граммофонные пластинки); резиновая промышленность; фарфоро-фаянсовая и др., дают полное основание предполагать, что применение пылевидного кремнезема, несомненно, будет иметь огромное техническое значение.

Наиболее характерные особенности пылевидного кремнезема: 1) его высокая дисперсность при значительном содержании SiO_2 и 2) почти полное отсутствие железа, что является особенно ценным в некоторых отраслях промышленности (например фарфоровая промышленность). В данном случае природой проделана чрезвычайно ценная работа превращения кремнезема в пылевидное состояние, благодаря этому мы получили почти готовый продукт. Фарфоровая промышленность, применяющая кварц в виде отощающей добавки в фарфоро-фаянсовом производстве в количестве 35—40%, должна особенно быть заинтересованной в применении пылевидного кремнезема. Получение молотого кварца на фарфоровых фабриках связано с организацией больших цехов по дроблению и размолу кварца, а так как кварц обладает значительной твердостью, то, естественно, на получение тонкого помола требуется длительное время и большое количество помольных агрегатов.

Кусковой кварц, несмотря на очень тщательную сортировку, никогда не гарантирует от повышенного содержания железа, которое особенно нежелательно в фарфоровом производстве.

Краткая характеристика месторождения пылевидного кремнезема¹

Выявленное месторождение пылевидного кремнезема расположено в 70 км к востоку и северо-востоку от г. Магнитогорска и примерно в 45 км к северу от ст. Джабык Южноуральской ж. д.

В настоящее время на месторождении имеются три небольших карьера, эксплуатируемые Челябинским тракторным заводом с 1933 г. В карьерах пылевидный кремнезем залегает рыхлыми слоистыми массами ослепительно белого цвета с прослойками до 10 см бело-серой, иногда слегка желтоватой массы. В массе рыхлого мучнистого кремнезема попадаются куски белого твердого кремния с содержанием мелких пор.

Геологической партией Магнитогорского комбината на предварительно разведанной площади в 4 км² до глубины 20 м были подсчитаны запасы в 70 млн. т. (запасы категории В). Эти, хотя и предварительные, данные говорят о колоссальном количестве пылевидного кремнезема. Глубина в 20 м еще не определяет толщину пласта пылевидного кремнезема, так как попытки пройти одну дудку в 40 м глубиной не показали еще присутствия подстилающей породы. Пылевидный кремнезем залегает под сравнительно небольшой вскрышей. Совершенно белый кремнезем обнаруживается на глубине 1 м от поверхности.

Минералого - петрографическое исследование пылевидного кремнезема

Пылевидный кремнезем Магнитогорского месторождения был подвергнут в петрографической лаборатории ИМС минералогическому анализу, который представлял собой описание шлифов и 5 фракций, полученных путем мокрой

¹ Подробнее см. статью И. Орешкина в журнале «Минеральное сырье».

классификации по методу Шене. Навеска из пробы пылевидного кремнезема в количестве 80 г подвергалась взбалтыванию при соотношении $T : Ж = 1 : 4$ (где T —пылевидный кремнезем и $Ж$ —вода) в течение 1 часа. Затем полученная суспензия была пропущена на сите в 3 600 отв/см². Остаток на сите, названный нами условно «отход», исследовался по виду фракции V. Продукт, прошедший на сите, классифицировался на аппарате Шене, причем фракция I получена при давлении столба воды в пиезомере 1,5 см, фракция II—10 см, фракция III представляла собой остаток в воронке Шене и IV—остаток в воронке Орто. Результаты анализа по фракциям в количественном отношении представлены в табл. 1.

Таблица 1

фракция I	фракция II	фракция III	фракция IV	фракция V
давление столба воды 1,5 см	давление столба воды 10 см	остаток в воронке Шене	остаток в воронке Орто	остаток на сите „отход“
в п р о ц е н т а х				
49,90	31,80	4,90	0,51	12,56

Из средней пробы порошковидной массы и из отдельных кусочков породы были изготовлены шлифы.

I шлиф, сделанный из отдельных кусочков породы, представляет однородную мелкозернистую массу, сложенную кварцевыми зернами.

На фоне преобладающей мелкозернистой кварцевой массы выделяются отдельные небольшие участки породы, имеющие более крупнозернистую структуру и сложенные тем же кварцем.

Размеры кварцевых зерен мелкозернистой части породы колеблются в среднем от 0,017 до 0,034 мм.

Размеры кварцевых зерен в более крупнозернистых участках породы колеблются от 0,034 до 0,085 мм.

II шлиф, сделанный из средней пробы порошковидной массы породы, обнаруживает следующий минералогический состав: кварц, карбонаты, полевые шпаты, слюда.

Кроме того, в нем наблюдается присутствие остатков ископаемых форм.

Преобладающая часть порошка в шлифе представлена мелкозернистой кварцевой массой, имеющей среднюю величину зерен, равную 0,017 мм.

Из нее выделяются изолированные участки, сложенные более крупными кварцевыми зернами, а также отдельные выделения кварца, карбонатов, полевых шпатов, слюды и органических остатков.

Скопления кварца представляют известные градации по своей крупности и по размерам входящих в них кварцевых зерен. Последние колеблются от 0,017 до 0,34 мм, представляя все последовательные переходы от мелких фракций к крупным.

Отдельные выделения кварца, разбросанные в исследуемом порошке, часто имеют несколько сглаженные контуры и в некоторых местах сильно трещиноваты.

По своему количеству они значительно преобладают над выделениями полевых шпатов (повидимому, альбита).

Карбонаты встречаются, главным образом в виде мелких агрегатов с неправильными, часто как бы изъеденными контурами и представляют по всей вероятности вторичные образования, получившиеся в результате разрушения или перекристаллизации других минеральных групп.

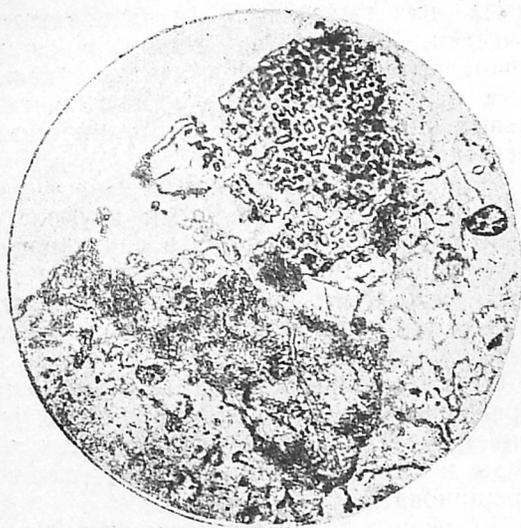
Слюда представлена мусковитом. Встречается в виде отдельных мелких иголок или табличек.

Органические остатки присутствуют в виде известняковых форм и метасоматически замещенных слюдой.

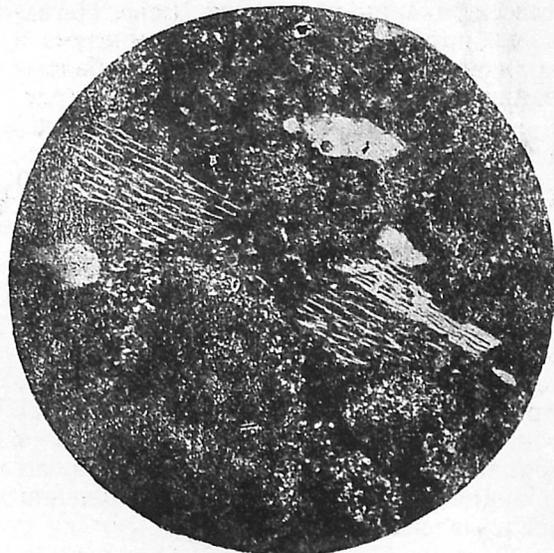
В первом случае они представлены довольно крупными пластинами карбоната ячеистого строения, которое заметно в местах, незамещенных зернами перекристаллизованного карбоната (с неясной формой и крайне нечеткими контурами) (фиг. 1).

Во втором случае они образуют псевдоморфозы, по органическим остаткам слюды и имеют вид совершенно правильных косых решеток, сложенных тонкими, строго параллельными друг другу и слегка изогнутыми полосками слюды, в промежутках между которыми находится преобладающая в порошке мелкозернистая кварцевая масса.

Описываемые решетки обычно значительно вытянуты в длину, причем продольные стороны их образованы лучше поперечных. В отдельных случаях такие решетки незаметно переходят в сплошную массу слюды, так как продольно вытянутые стороны решетки в



Фиг. 1



Фиг. 2

этом случае оказываются прижатыми друг к другу.

В шлифе таких своеобразных скелетных образований, замещенных слюдой, находится довольно много, причем диаметры самых крупных из них достигают 0,6 мм (фиг. 2).

Фракция V (остаток на сите). Эта фракция микроскопически представлена неоднородным материалом, состоящим из грязноватобелого порошка вместе с твердыми крупинками и довольно значительными по размеру кусочками той же породы.

Фракция IV (остаток в воронке Орто). Минералогический состав исследуемых препаратов следующий: кварц,

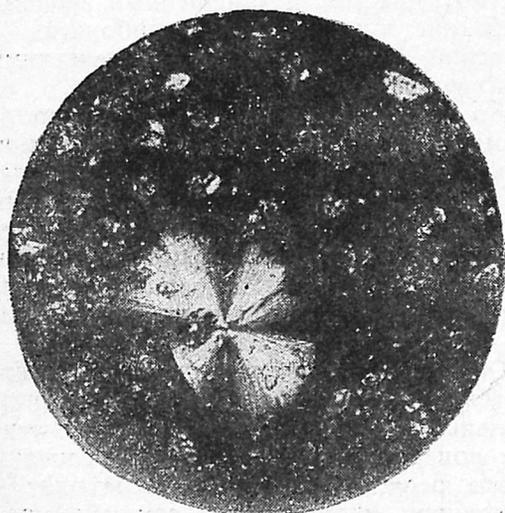
халцедон, слюда, карбонаты, бурые окислы железа. Преобладающая часть препаратов заполнена мелкими агрегатами, участками кварцевых зерен, имеющих средний диаметр 0,085 мм. Значительно реже в препаратах наблюдаются более крупные выделения кварца в виде отдельных зерен диаметром примерно в 0,22 мм и еще реже конкреция халцедона с прекрасной радиальнолучистой структурой, а также отдельные выделения аморфного кремнезема.

В общей сложности все модификации кремнекислоты занимают в препаратах около 85—90%.

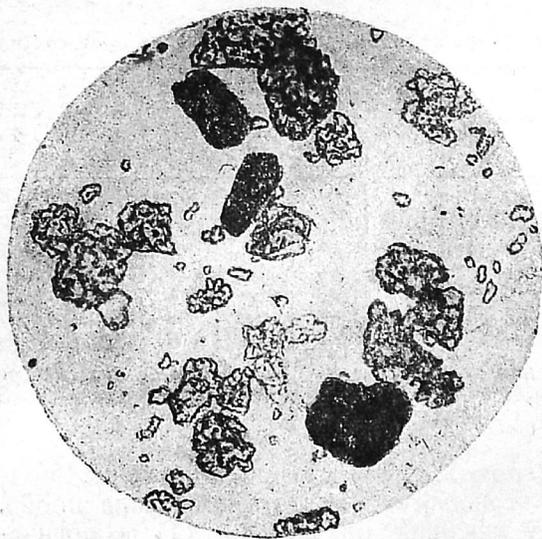
По процентному содержанию после кварца на первом месте стоят бурые железистые окислы. Они имеют вид бесформенных зерен и скоплений темнокоричневого цвета, иногда почти черных. Размеры их колеблются от 0,06 до 0,36 мм. В препаратах их около 3—5%.

Таблички слюды и небольшие скопления карбонатов находятся в препаратах в очень незначительном количестве. В некоторых местах индивиды кальцита имеют вид хорошо образованных ромбоэдров, имеющих диаметр около 0,08 мм.

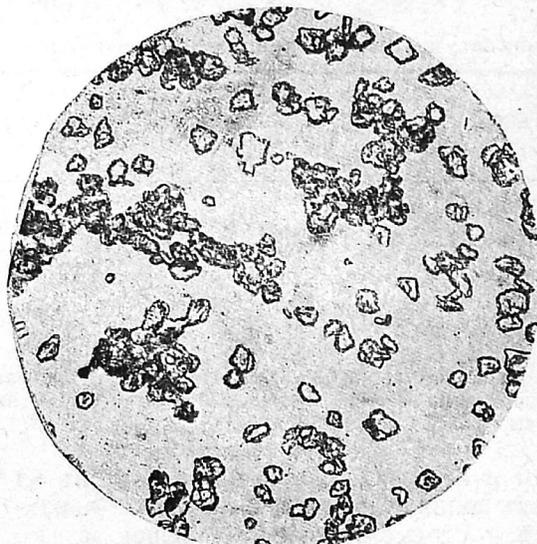
В одном из препаратов попался ромбоэдр кальцита с широкой двойниковой штриховатостью, причем характерно, что в проходящем свете в месте двойниковой полоски кальцит обладает



Фиг. 3



Фиг. 4



Фиг. 5

отчетливым плеохроизмом: Np — розоватый, Ng — зеленоватый.

Кроме минеральных составных частей, в препаратах наблюдалось небольшое количество органических остатков относящихся, вероятнее всего, к кремневым водорослям (совершенно аморфных) (фиг. 3).

Фракция III (остаток в воронке Шене). Препараты исследуемого порошка составлены почти исключительно отдельными мелкими зернами и агрегатными скоплениями кварца, размеры которых колеблются от 0,017 до 0,06 мм.

На их фоне выделяются мелкие зерна и скопления бурых окислов железа, занимающие в порошках не больше 1—2%. Их размеры колеблются от 0,051 до 0,32 мм (фиг. 4).

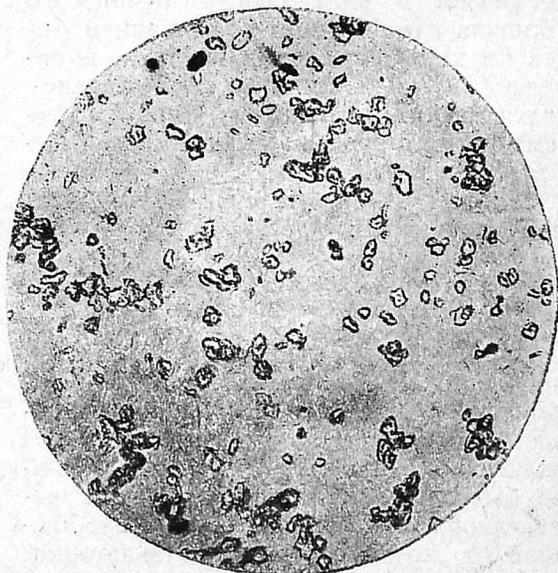
Фракция II (высота столба в пьезометре 10 см). Препараты состоят из однородной кварцевой массы, причем характерно, что размеры кварцевых зерен чрезвычайно постоянны (от 0,008 до 0,05 мм), и кроме того, кварц в этой фракции встречается уже не в виде агрегатных участков (как это наблюдалось в предыдущих фракциях), а в виде единичных выделений.

Среди тонкозернистой кварцевой массы изредка наблюдаются отдельные более крупные зерна бурых окислов железа рудного минерала (магнетита). Размеры их в среднем не превышают 0,05 мм. В препарате их меньше 1% (фиг. 5).

Фракция I (высота столба в пьезо-

метре 1,5 см). Препараты мономинерального состава и сложены почти исключительно мельчайшими зернышками кварца, встречающимися в виде единичных выделений. Размеры отдельных зерен кварца в среднем равны 0,008 мм. Чрезвычайно резко среди мелкозернистой кварцевой массы наблюдаются мелкие выделения рудного минерала (магнетита). Размеры этих выделений не превышают 0,008 мм, содержание руды в порошке равно сотым долям процента (фиг. 6).

Таким образом пылевидный кремне-



Фиг. 6

Таблица 2

Пересчет химического анализа пылевидного SiO₂ (маршаллитов) на минералогический состав

Химический состав	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	CaO ₂	SO ₃	H ₂ O	Потеря при прокалив.	Эквив. кол.	% сод. с водой	% сод. без воды
Эквивал. кол.	92,81	5,35	0,06	0,22	0,17	0,08	2,62	1,62	—	—	—
Кварц	1 547	52	—	5	3	1	145	37	—	—	—
Альбит	1 230	—	—	—	—	—	—	—	1 235	74,10	74,8
Карбонат (доломит)	312	52	—	—	—	—	—	—	52	24,02	24,2
	—	—	—	5	3	—	—	8	5	0,92	1,0

В альбит вошла и слюда. Потеря при прокаливании перечислена на CO₂, но там есть и связанная вода. Повидимому, в полевые шпаты вошли и глинистые частицы, куда пошла бы и часть связанной воды.

зем в основной своей массе состоит из мельчайших зернышек кварца. Характер и структуру этих зернышек можно видеть на микроснимках. Они угловаты и реже с сглаженными краями.

Химико-технологическое исследование пылевидного кремнезема

Пылевидный кремнезем был подвергнут химико-технологическому исследованию в лаборатории наполнителей Института минерального сырья в 1933 г.

В качестве объекта исследования служили образцы проб, полученные в различное время.

Первая проба, полученная лабораторией наполнителей через музей нашего института, по своему механическому составу представляла собой пылевидный кремнезем в виде белого мучнистого порошка с небольшим содержанием более крупных включений того же кремнезема. Механический состав определялся ситовым анализом (мокрым путем) и механическим анализом по методу Сабанина.

Ситовой анализ на сите № 100 дает нам следующее:

+ 10 000 отв/см² 11,0%
 — 10 000 89%

Таким образом почти 90% данной пробы мы имеем в виде продукта, содержащего частицы величиной не более 0,06 мм. Остаток на сите не содержал включений крупнее 10 мм, отсюда можно было предположить, что проба пылевидного кремнезема была освобождена от крупных кусков (включений крупного кремнезема) на месторождении путем просеивания на грубом сите

(грохоте). Такое предположение подтверждается тем, что последняя проба, полученная от начальника геологической базы Магнитогорского комбината, геолога А. Ф. Приспешникова, была предварительно пропущена на грубом сите, и, как мы увидим далее, механический состав этой пробы был очень близок к только что нами рассмотренному.

Продукт, полученный после пропуска первой пробы на сите 10 тыс. отв/см², был затем исследован механическим анализом по методу Сабанина, представляющему собой мокрую классификацию. Полученные 3 фракции по своему составу характеризуются данными табл. 3.

Таблица 3

№ пробы	фракция I (слив через 100 сек.)		фракция II (слив через 30 сек.)		фракция III (остаток)	
	колич. в %	величина частиц в мм	колич. в %	величина частиц в мм	колич. в %	величина частиц в мм
1	66,0	0,001—0,007	34,0	0,007—0,020	0,75	0,020—0,060

Механический анализ того же продукта, проведенный по методу сухой классификации на аппарате воздушной сепарации Ганелл, дает очень близкие результаты по механическому составу. Так например, полученные 5 фракций после воздушной сепарации (в течение 1 часа) при давлении воздушной струи (в 1 атмосфере) дают результаты, представленные в табл. 4 (см. стр. 37).

Проведенный анализ воздушной классификации давал возможность предполагать, что сухой метод фракционирования можно будет применить для получения более дисперсных фракций.

Таблица 4

№ пробы	фракция I (труба d=14 см)		фракция II (труба d=7 см)		фракция III (труба d=5 см)		фракция IV (труба d=3,5 см)		фракция V (остаток)	
	колич. в %	в лич. частиц в мм	к лич. в %	велич. частиц в мм	колич. в %	велич. частиц в мм	колич. в %	велич. частиц в мм	колич. в %	велич. частиц в мм
1	22,0	0,001—0,005	53,2	0,005—0,020	12,2	0,020—0,030	1,5	0,030—0,060	0,08	0,06

Вторая проба, полученная в начале 1934 г., непосредственно с месторождения через геолога А. Ф. Приспешникова, также была предварительно освобождена от крупных включений на месторождении путем просева на грохоте с величиной ячейки 2 мм.

Ситовый анализ дает нам результаты, сведенные в табл. 5:

Таблица 5

№ сита	Колич. отв/см ²	Величина ячейки	Колич. в %	
			по классам	суммарн.
10	100	+0,600	4,50	4,80
20	400	-0,600+0,360	1,30	5,10
30	900	-0,300+0,200	0,90	6,70
40	1 600	-0,200+0,150	0,65	7,35
50	2 500	-0,150+0,120	0,45	7,80
60	3 600	-0,120+0,100	0,22	8,02
70	4 900	-0,100+0,088	0,21	8,23
80	6 400	-0,088+0,075	0,12	8,35
100	10 000	-0,075+0,060	0,45	8,80
100	10 000	-0,060	91,20	100

В данном случае нами был проведен подробный анализ, чтобы выяснить состав остатка на сите 10 тыс. отв/см². Можно видеть, что остатки на промежуточных ситах от № 20 до № 100 очень незначительны; следовательно, вся масса отхода представляет собой крупные включения.

Механический анализ путем мокрой классификации по методу Сабанина продукта пропуска на сите 10 тыс. отв/см² дает результаты, представленные в табл. 6:

Таблица 6

№ пробы	фракция I		фракция II		фракция III	
	колич. в %	величина частиц в мм	колич. в %	величина частиц в мм	колич. в %	величина частиц в мм
2	85,2	0,001—0,020	12,0	0,020—0,030	2,6	0,030—0,06

Наконец, третья проба, которая была получена в результате поисковых работ на месторождении проф. Висконта и инж. Орешкина, представляла собой продукт, взятый непосредственно из

карьера без предварительного грохочения.

На этом образце нам удалось уже выяснить механический состав пылевидного кремнезема в его натуральном природном виде. Ситовый анализ дает нам на сите:

+ 10 000 отв/см² 33,7%
 -- 10 000 » 66,3%,

причем необходимость отметить, что остаток на сите 10 тыс. отв/см² и в этом случае в большом проценте относится к + 2 мм (16,6%), т. е. к сравнительно крупным кускам плотного кремнезема, доходящим иногда до 10 см.

Таким образом основная масса пылевидного кремнезема представляет собой довольно однородную по величине частиц разновидность SiO₂.

Способность пылевидного кремнезема свободно проходить в сухом виде даже на таком сите, как 10 тыс. отв/см², чрезвычайно упрощает технологический процесс его переработки. Получение продукта с величиной частиц не более 0,06 мм может свестись без всякой предварительной подготовки в виде дробления и тонкого помола к просеву на ситах. Предварительную схему производства пылевидного кремнезема можно представить в следующем виде:



Фиг. 7.

По такой схеме возможно без больших капиталовложений организовать производство пылевидного кремнезема, которое даст возможность удовлетворить широкий круг потребителей.

С целью выяснения химического состава были проведены химический и термический анализы пылевидного кремнезема, которые дали нам следующее (табл. 7):

Таблица 7

	Проба № 1	Проба № 2
SiO ₂	92,81	91,08
Al ₂ O ₃	5,35	5,91
Fe ₂ O ₃	0,06	0,17
CaO	0,17	0,79
MgO	0,22	0,24
Потери при прокаливании	1,62	1,76
H ₂ O	2,62	—

Таблица 8

№ проб	I фракция (высота столба в пьезом. 1 см)		фракция II (высота столба в пьезом. 5 см)		фракция III (высота столба в пьезом. 10 см)		фракция IV (остаток в воронке Шене)		фракция V (остаток в воронке Орто)	
	колич. в %	величина ч стиц в мм	колич. в %	величина частиц в мм	колич. в %	величина частиц в мм	колич. в %	величина частиц в мм	колич. в %	величина частиц в мм
2	66,6	0,001—0,005	16,6	0,005—0,010	2,0	0,010—0,040	10,0	0,010—0,050	5,8	0,050—0,070

Из химического состава видно, что кроме SiO₂, количество которого является преобладающим, также имеется присутствие Al₂O₃ около 6%.

Термический анализ, проведенный лабораторией экспериментальной минералогии ИМС на приборе Saladin-le-Châtelier, обнаруживает присутствие в пылевидном кремнеземе гидрата окиси алюминия. При проведении термоанализа чувствительность вертикального гальванометра бралась равной 500 ом. Стандартом служила прокаленная окись магния. Прибор показывал: скачки, идущие вверх, соответствующие эндотермическим реакциям, идущие вниз—экзотермическим. Темные точки на кривой делат ее на интервалы в 100° (фиг. 8). При рассмотрении термокривой обнаруживается ясно выраженный эндотермический скачок при температуре, равной 560—570°, указывающий на присутствие диаспора. Присутствие гидрата окиси алюминия, как мы видели, подтверждается и химанализом.

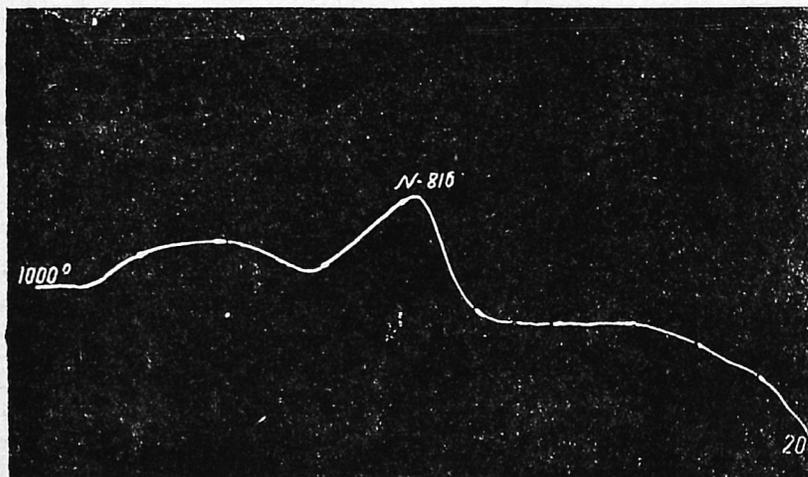
Для проведения испытаний на гигроскопичность и адсорбцию водяного пара пылевидным кремнеземом (анализ

выполняла также лаборатория экспериментальной минералогии) проба была предварительно расклассифицирована на фракции по методу Шене. Фракции, полученные в процессе мокрой классификации на аппарате Шене—Орто, представляли собой: фракция I—при высоте столба воды в пьезометре 1 см, фракция II—5 см и фракция III—10 см, фракция IV—остаток в воронке Шене и V—остаток в воронке Орто. Количество фракции выражаются следующим образом (табл. 8).

Для определения гигроскопичности и адсорбции водяного пара пылевидным кремнеземом был применен метод Van Bemele, основанный на применении различных упругостей водяного пара растворов H₂SO₄, причем определенной концентрации отвечает определенная упругость пара воды.

Недостатком этого метода является его длительность. Чтобы избежать больших колебаний от температурных условий, лаборатория пользовалась комнатной, в которой поддерживалась постоянная температура, — колебания не превысили 2—3°, таким образом температура во время работы была 17—20°.

Взвешивание производилось в той же комнате. Вес проверялся каждые 3 дня, так как для установления равновесия между двумя открытыми эксикаторами требуется время. Для данной упругости пара равновесие считается установленным, когда два последовательных взвешивания дают один и тот же результат по весу



Фиг. 8

Точные навески трех первых фракций пылевидного кремнезема помещались последовательно в эксикаторы с раствором H_2SO_4 (по методу Фрезениуса) от наибольшей упругости пара до меньшей. Ход поглощения H_2O и обезвоживания в зависимости от времени представлен в табл. 9 и фиг. 9.

Таблица 9

Навеска	Упругость H_2O в мм Hg	Фракция I		Время, прошедшее на установление равновесия
		гравес поглощения или убывания абсолют. в цифрах	% поглощения + % обезвоживания	
1	2	3	4	5
1.5834	Насыщ. пара H_2O	+0,6201	+39,0	13; IX—28; X
	11,00	+0,0222	+1,4	28; X—15; XI
	6,95	+0,0050	+0,3	15; XI—25; XI
	2,00	-0,0047	-0,3	25; XI—30; XI
	0,00	-0,0196	-1,2	1; XII—10; XII
	2,00	-0,0174	-1,0	10; XII—15; XII
Фракция II				
1.6387	Насыщ. пара H_2O	+0,1291	+7,3	Время то же, что и в фракции I
	11,0	-0,0157	-1,0	
	6,95	-0,0206	-1,2	
	2,00	-0,0278	-1,6	
	0,00	-0,0278	-1,6	
	2,00	-0,0291	-1,7	
Фракция III				
1.5484	Насыщ. пара H_2O	+0,1251	+7,0	Время то же, что и в фракции I
	11,0	-0,0319	-1,7	
	6,95	-0,0349	-2,2	
	2,00	+0,0399	-2,5	
	0,00	-0,0429	-2,7	
	2,00	-0,0415	-2,6	

Как видно из приведенных данных, наиболее дисперсный пылевидный кремнезем (фракция I), имея большую поверхность, дает наибольший процент поглощения влаги (39%) при упругости насыщенного водяного пара. При упругости пара 6,95 мм Hg пылевидный кремнезем почти не поглощает воды, а затем уже идет обезвоживание.

Заключение

По проведенным выше исследованиям как минералого-петрографическим, так и химико-технологическим можно сделать следующее заключение:

1. Разведанный участок месторождения пылевидного кремнезема содержит колоссальные запасы, которые еще, по видимому, не определяются указанной цифрой—70 млн. т.

2. Неоднородность пласта пылевидного кремнезема требует в дальнейшем поставить исследование в части установления необходимых сортов пылевидного кремнезема для различных отраслей промышленности.

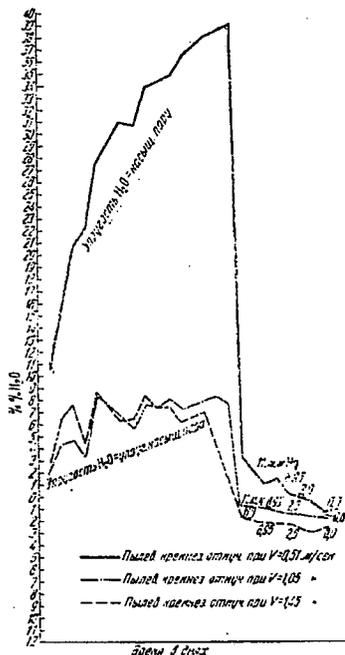
3. Основная масса представляет собой высокодисперсный продукт, который по своему механическому составу может удовлетворить самым жестким требованиям промышленности.

4. Отсутствие в некоторых пластах железа делает его незаменимым продуктом в таких отраслях промышленности, как фарфоро-фаянсовая.

5. Незначительная толщина вскрыши, а также ее рыхлое пылевидное состояние позволяют вести эксплуатацию открытыми работами с применением механизированных методов добычи.

6. Единственным минусом в настоящее время является отдаленность месторождения от ж.-д. ветки.

В заключение авторы настоящей статьи считают своим долгом выразить искреннюю благодарность проф. К. О. Висконт за ценные указания при изучении минерало-петрографических свойств пылевидного кремнезема.



И. В. Шманенков

Горючесть кокса, содержащего хлористый натрий

Целью настоящей работы является исследование влияния присадки хлористого натрия на горючесть кокса. Исследуется горючесть кокса, выжигаемого из донецкого и кузнецких углей с присадкой хлористого натрия, сравниваются полученные результаты с результатами по определению горючести кокса из тех же углей, но без присадки хлористого натрия.

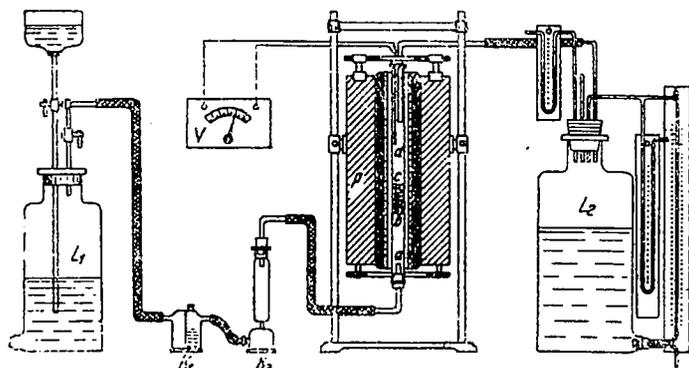
Настоящее исследование имело целью дать оценку горючести кокса, содержащего хлористый натрий (солекоккс), в сравнении с горючестью кокса без хлористого натрия, но выжженного из того же угля, что и солекокс¹. В литературе имеется целый ряд указаний на положительную роль различных солей щелочных металлов в улучшении горючести кокса. Moore и Wevell², исследуя влияние минеральных компонентов на сгорание твердого топлива, нашли, что кокс, обработанный раствором NaCl, имеет повышенную реакционную способность, по сравнению с коксом необработанным. Так например, скорость реакции при 425°, вычисленная по уравнению $K = (1/t) \log C_0/C_t$, имеет следующее значение (табл. 1).

Cobb³ и др., исследуя реакционную

¹ Настоящее исследование относится к циклу работ по проблеме использования титаномагнетитов, проводимых в соответствии с заданием Наркомтяжпрома СССР от 12 июля 1933 г.

² Journ. Soc. Chem. Ind., 50, № 28, 1931, Transact. st. 229—242.

³ Fuel, 1927, 449.



Фиг. 1

Таблица 1

Наименование кокса	После 30 мин.	После 60 мин.	После 90 мин.	После 120 мин.
Кокс обработанный NaCl .	0,0485	0,0272	0 0179	0,0131
Кокс необработанный . . .	0,0223	0,0168	0,0124	0,0102

способность кокса по отношению к водяному пару, нашел что при чистом коксе разложение пара достигалось 62,70%, а при добавке к нему 1% Na₂O в виде Na₂CO₃ разложение превышалось до 88,4%.

Повышенную реакционную способность кокса с добавками некоторые исследователи объясняют влиянием добавок на структуру образовавшегося кокса, а именно, например, сода увеличивает пористость и крепость кокса (Marson и Cobb)⁴.

Другие исследователи объясняют ее каталитическим действием добавок, а не вследствие каких-либо физических изменений кокса (Moore и Wevell)⁵. Fox и White⁶ указывают, что повышенной реактивности способствуют образующиеся пары натрия. Мы считаем необходимым сделать замечание, что на основании наших и других исследований хлористый натрий при коксовании и при сжигании солекокса не остается неизменным, а часть его вступает в целый ряд реакций, из которых можно отметить следующие:

- $2\text{NaCl} + \text{CO}_2 + \text{CO} = \text{Na}_2\text{CO}_3 + \text{Cl}_2 + \text{C}.$
- $2\text{NaCl} + \text{SiO}_2 = \text{Na}_2\text{SiO}_3 + \text{Cl}_2.$
- $2\text{NaCl} + \text{H}_2\text{O} + \text{SiO}_2 = \text{Na}_2\text{SiO}_3 + \text{HCl}.$

Образующаяся сода по реакции (1) может вступать в реакцию с имеющимся в золе кокса SiO₂ по реакции:

⁴ Gas, 1925, 171.

⁵ loc. cit.

⁶ Ind. a. Eng. Chem., № 3, 1931.

Образующаяся сода по реакции (1) может вступать в реакцию с имеющимся в золе кокса железом по реакции:

4. $\text{Na}_2\text{CO}_3 + \text{FeS} + \text{C} = \text{Na}_2\text{S} + \text{FeO} + 2\text{CO}$.
5. $\text{Na}_2\text{S} + \text{Na}_2\text{CO}_3 + 2\text{FeO} = 2\text{Na}_2\text{O} + 2\text{Fe} + \text{SO}_2 + \text{CO}$.
6. $\text{Na}_2\text{O} + 3\text{C} = 2\text{Na} + \text{CO}$.

Ниже наши опыты показали, что влияние NaCl на повышение горючести в большей мере сказалось именно на донецком коксе, чем на кузнецком, который содержал серы раз в 10 меньше, чем донецкий кокс. Кроме того, эти же опыты показали, что горючесть кокса с NaCl возрастает с температурой в большей мере, чем горючесть кокса без NaCl, что соответствует такой же температурной зависимости скорости 4, 5, 6-й реакций.

Разбор этих фактов показывает необходимость учета указанных реакций при анализе механизма влияния NaCl на горючесть кокса.

Экспериментальная часть. Определение горючести производилось в приборе, изображенном на фиг. 1. Кокс, измельченный до 1—2 мм, в количестве 5 г помещался в глазурированную фарфоровую трубку *a*, на фарфоровой решетке *b*. Трубка вместе с коксом с помещалась в электрическую печь *p* и нагревалась до заданной температуры. Температура измерялась Pt—PtRo термпарой *d* с гальванометром *v*. Перед нагревом прибор продувался азотом. После достижения заданной температуры через слой кокса пропускался воздух из газометра G_1 , осушенный H_2SO_4 в промывалке K_1 и CaCl_2 в промывалке K_2 , в течение 45 мин. со скоростью 35 см³ и 63 см³/мин. Газообразные продукты собирались в аспираторе G_2 и анализировались на CO_2 , CO и O_2 в бюретке Бунте. Для опытов брались коксы с NaCl и без него двух сортов — донецкий и кузнецкий⁷. Донецкий кокс выжигался в лаборатории порциями из шихты в 150 г угля и 10% NaCl. Для выжига брался уголь Краснодонского рудника состава (в %):

Летучих веществ	22,99
Золы	16,50
Серы	5,06

Температура выжига 900° (середины

королька). Кокс получался плотный, прочный.

Кузнецкий кокс взят из печей Кемеровского коксохимкомбината при массовом выжиге солекокса в 1932 г.

Средний состав этого кокса можно принять (в %):

Золы	14,88
Серы	0,44
NaCl	10,8

Горючесть для донецкого кокса определялась при 600, 800 и 900°, для кемеровского при 800 и 900°.

Горючесть вычислялась по формуле Chermann и Blizard⁸:

$$V = \frac{\text{CO}_2 + \text{CO}}{2\text{CO}_2 + \text{CO} + 2\text{O}_2} \cdot 100.$$

Результаты опытов сведены в табл. 2 и 3.

Из анализа этих таблиц мы видим, что горючесть донецкого кокса с NaCl по сравнению с горючестью кокса без NaCl при 600° меньше на 0,7%, при 800° больше на 0,9% и при 900° больше

Таблица 2

Горючесть донецкого кокса

Наименование кокса	Темпер. в °C	CO ₂	O ₂	CO	Горюч. в %	Среднее
Обыкновенный кокс	600	15,6	0,8	2,7	51,55	51,55
Солекокс	610	16,6	0,6	2,2	51,37	
„	610	16,2	0,9	2,4	50,83	51,20
Обыкновенный кокс	810	14,8	0,9	4,4	53,63	
Обыкновенный кокс	810	15,9	0,9	5,0	54,13	54,39
Обыкновенный кокс	810	13,4	0,9	7,1	57,42	
Солекокс	810	9,9	0,7	11,9	65,86	65,86
„	815	11,8	1,0	8,2	59,17	
„	810	8,1	1,9	7,0	55,93	55,93
„	800	14,2	0,4	5,0	53,33	
„	810	15,9	0,9	5,0	54,13	54,13
„	805	16,0	0,3	3,75	54,33	
„	810	15,8	0,4	4,8	55,38	55,38
„	810	18,0	0,3	3,0	53,03	
Обыкновенный кокс	910	12,3	0,6	9,1	61,32	61,32
Обыкновенный кокс	910	10,6	0,8	11,8	64,74	
Солекокс	910	8,0	0,6	18,8	74,44	74,44
„	920	8,1	0,5	17,0	73,39	

⁷ В части опытов с кузнецким коксом приняла участие В. П. Грачева.

⁸ Stahl u. Eisen (1923), 43, 1315.

Таблица 3
Горючесть кузнечного кокса

Наименование кокса	Темпер. в °С					Среднее
		CO ₂	O ₂	CO	Горюч.	
Обыкновенный кокс	800	13,8	—	2,0	53,38	53,38
То же	800	14,0	—	2,0	53,33	
То же	800	13,6	—	2,0	53,43	51,03
Солекокс	800	15,6	0,2	1,8	52,10	
То же	800	14,2	0,2	0,8	50,68	61,79
То же	800	14,8	—	0,8	51,31	
Обыкновенный кокс	900	11,40	0,6	8,0	60,60	66,09
То же	900	10,60	0,6	8,6	61,94	
То же	900	9,80	0,6	8,8	61,84	66,09
Солекокс	900	8,8	0,4	9,8	65,96	
То же	900	9,4	0,2	9,8	66,21	66,09
То же	900	5,4	1,0	16,0	74,30	

на 17,3%. Таким образом добавка NaCl почти не влияет на горючесть донец-

кого кокса до 800° и заметно увеличивает горючесть при 900°.

Влияние же добавки хлористого натрия на горючесть кузнечного кокса несколько отличается от предыдущего, а именно она уменьшает горючесть солекокса на 4,45% при 800° и увеличивает на 6,95% при 900°.

Из всего сказанного можно сделать один общий вывод, что присадка хлористого натрия к коксу заметно повышает его реакционную способность при температурах выше 800°, и с этой точки зрения присадка хлористого натрия является полезной, улучшающей такое весьма важное свойство кокса, как горючесть. Настоящее исследование является лишь первым этапом в исследуемом вопросе и требует дальнейшей разработки с изучением влияния присадки NaCl на физическую структуру кокса.

А. С. Базилевич

Технологическое исследование хромита Хабарнинского месторождения

Месторождение хромита расположено около поселка Хабаровый, в 25 км от ст. Орск.

Район месторождения в промышленном отношении тяготеет к строящемуся Халиловскому комбинату. Ввиду необходимости обеспечения последнего местным огнеупорным сырьем ВИОЖ по заданию Гипроогнеупора было произведено в 1933/34 г. технологическое испытание хромита в целях использования его для огнеупорной промышленности. Работа была проведена автором совместно с И. Ф. Симиным.

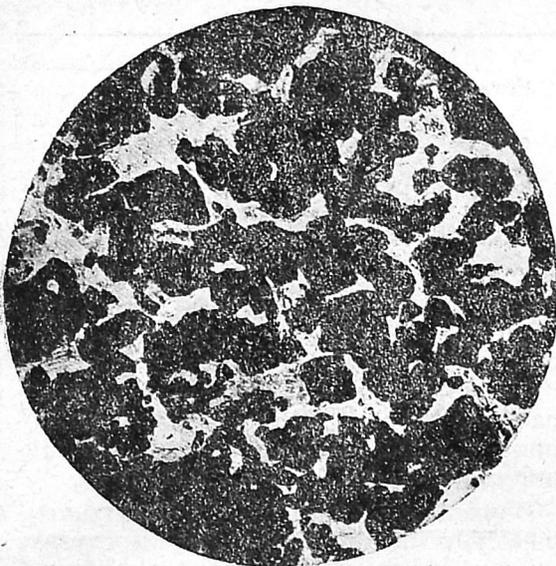
Пробы для испытания были отобраны с карьера № 5/2, являющегося наиболее надежной и разведанной точкой на данном месторождении.

Площадь распространения рудного тела около 2 га. Выход на дневную поверхность имеется в северо-восточной части; угол падения пласта 10—30°. Запас по категории А₂ + В составляет 124 500 т, А + В + С — 322 000 т. Об-

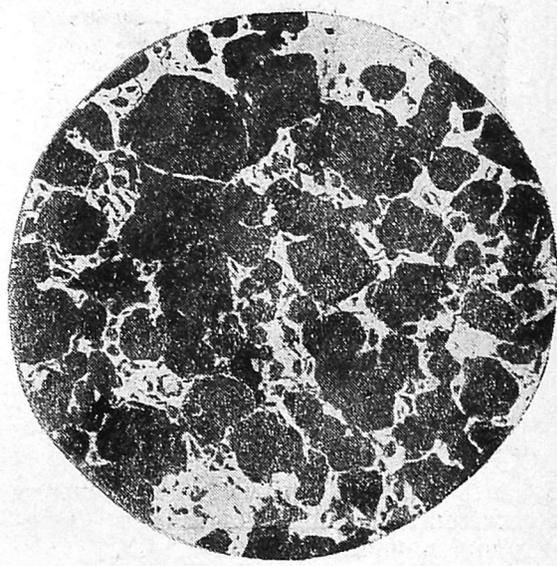
разцы отбирались из различных мест штабелей карьера, по 80—100 кг из каждой точки. Каждая проба укладывалась в отдельный ящик. По прибытии в ВИОЖ ящики были разбиты на 2 группы по 8 шт. в каждой. С целью выяснения, насколько однородна партия, из каждого ящика отбиралась проба для частичного анализа (определение Cr₂O₃). Кроме того, по каждой группе была составлена средняя проба для полного анализа.

Огнеупорность хромита, как показало испытание, проведенное в печи Таммана, лежит выше 2000°.

Микроскопическое исследование шлифов показало, что в основном порода состоит из крупных кристаллов хромита, сцементированных между собой мелкокристаллическими агрегатами кристаллов серпентина. В некоторых местах встречаются прожилки хризотил-асбеста. Присутствуют в небольшом



Фиг. 1



Фиг. 2

Таблица 1

Частичный анализ

I группа		II группа	
№ ящиков	% Cr ₂ O ₃	№ ящиков	% Cr ₂ O ₃
1	41,25	9	37,08
2	40,80	10	40,81
3	39,40	11	44,58
4	40,17	12	40,84
5	39,47	13	40,36
6	41,76	14	43,67
7	38,41	15	43,95
8	41,33	16	38,43

Таблица 2

Полный анализ

	I группа	II группа
SiO ₂	9,50	9,26
Cr ₂ O ₃	39,16	41,78
Al ₂ O ₃	15,43	12,49
Fe ₂ O ₃	16,38	15,49
CaO	0,07	0,44
MgO	17,12	18,02
Сумма	99,21	100,80
Пот/прок.	1,55	3,32

Таблица 3

№ ящиков	% хромита
1	63
2	69
3	58
4	84
5	70
6	84
7	76
8	53
9	62
10	70
11	64
12	65

то-желтыми крапинками. В отличие от применяемого на Саткинском заводе «Магнезит» сарановского хромита, хабарнинский хромит является породой, довольно непрочной, соответствующей в смысле крепости тальку или слабо обожженному шамоту.

Ввиду того что пробы из различных ящиков по содержанию окиси хрома не особенно отличаются друг от друга (содержание Cr₂O₃ большей частью от 38 до 22%), отдельные пробы были смешаны, и в дальнейшем испытания проводились, как с одной партией.

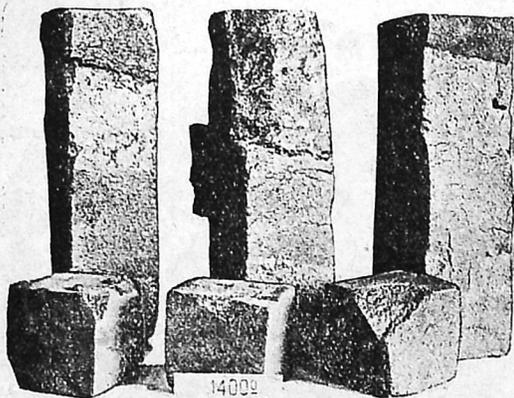
Технологические испытания

а) **Получение хромитового кирпича.** Грубое дробление хромита производилось на дробилке Блэка, а окончательный помол на вальцах. Для выяснения гранулометрического состава помола

количестве включения хлорита, талька и карбоната.

Результаты количественного подсчета содержания хромита приведены в табл. 3. На рис. 1 и 2 приведены наиболее характерные микрофотографии.

По внешнему виду хромит представлял матово-черную породу с зеленова-



Фиг. 3

брались пробы при разных степенях сближения вальцов. Результаты определений приводятся в табл. 4.

Таблица 4

Сита	Размеры частиц мм	Остаток на сите при зазоре между вальцами		
		5 мм / 2 мм	1 мм	
4 мм	более 4	59,7	0,0	0,0
3 »	3—4	12,1	41,0	3,2
25 отв/см ²	1,25 — 3,0	12,3	20,6	20,2
64 »	0,75 — 1,25	2,6	5,9	8,6
144 »	0,49 — 0,75	2,1	4,7	8,75
256 »	0,385—0,49	1,6	3,7	7,4
576 »	0,250—0,385	2,4	6,05	12,6
900 »	0,200—0,250	1,0	2,5	5,2
Прошло	Меньше 0,200	5,6	15,3	33,7

Размолотый до необходимой мелко-сти хромит увлажнялся 3—4% воды и промешивался в течение 10 мин. в лабораторной мешалке Вернер-Пфлейдерер (табл. 4), после чего масса вылеживалась сутки в специальных ящиках для равномерного распределения влаги. Для различных опытов готовились нормальные кирпичи и кубики размером 70 × 70 мм. Формовка производилась на гидравлическом прессе системы «Фогель» при давлении 500 кг/см². Сушка производилась естественным образом на стеллажах. После сушки изделия обжигались в лабораторном керосиновом горне с обратным пламенем.

Первый обжиг хромитового кирпича был произведен до температуры 1400°, причем подъем производился в течение 24 час., а максимальная температу-

Таблица 5

Сита	№ шихт			
	1	2	3	4
3 мм	17,7	0	0	0
2 »	29,0	23,2	0	0
64 отв.	17,8	28,4	46,8	6,2
144 »	2,4	13,2	3,8	7,1
900 »	11,6	13,2	17,9	33,9
Прошло	20,8	21,9	31,2	51,2

ра выдерживалась в течение 1 часа. Кирпич ставился на ребро. Температура обжига оказалась высокой — кирпич вышел деформированный и слипшийся (фиг. 3).

Ввиду этого пришлось снизить температуру обжига до 1350° и грузить кирпич плашмя. При таком способе загрузки кирпич после обжига оказывался хорошим по внешнему виду.

Для выяснения влияния гранулометрического состава были составлены шихты № 1, 2, 3 и 4 с возрастающей тонкостью помола (табл. 5).

Образцы прессовались при давлении 500 кг/см².

После обжига образцы получились хорошо спекшиеся и прочные (табл. 6).

Таблица 6

	№ шихты			
	1	2	3	4
Объемный вес сырца . . .	3,01	2,96	3,00	2,89
» кирпича . . .	3,01	2,46	3,12	3,04
Временное сопротивление сжатию	3,21	3,39	4,88	6,02
Начало деформации под погрузкой °С	1290	1400	1415	1335
40% сжатия	1290	1400	1415	1355
40% то же »	1290	1400	1415	1355

Результаты испытаний показывают, что с увеличением тонкости помола механическая прочность кирпича сильно возрастает. До известного предела то же можно сказать и о деформации под нагрузкой. Внешний вид кирпича тоже говорил в пользу мелкозернистых шихт, из которых получался кирпич с более сохранной внешней формой. Ввиду этого для дальнейших опытов мы остановились на шихте № 3.

С целью изучения влияния прессового давления были изготовлены образцы под давлением в 525, 600 и 750 кг/см².

После обжига определялась механическая прочность полученных образцов (табл. 7).

Таблица 7

Давление при прессовке	Объемн. вес кирпича	Временное сопротивление сжатию в кг/см ²
525	2,74	264
600	2,79	281
750	2,78	281

Температура обжига на этот раз была несколько меньше, и механическая прочность получилась вообще меньше, чем в предыдущих опытах. Как показывают приводимые цифры, прессовое давление при повышении его свыше 500 кг/см² почти не оказывает влияния на свойства изделия. Пористость кирпича составляла 28,1%.

Микроскопическое исследование обожженного кирпича показало, что он состоит из угловатых кусков хромита, цементированных вытянутыми сплошными формами кристаллов пироксена, в промежутках между которыми наблюдается некоторое количество стекла.

Термическое расширение обожженного кирпича определялось на дифференциальном аппарате Шевенара в пределах 25—800°. Средний коэффициент расширения в этих пределах дает величину $8,4 \cdot 10^{-6}$, что близко сходится с литературными данными для хромитового кирпича ($8,45—10,7 \cdot 10^{-6}$).

Как видно из предыдущего, из хромита удалось получить огнеупор, характеризующийся следующими качествами:

1. Огнеупорность порядка 2000°.
2. Механическая прочность 250—300 кг/см².
3. Деформация под нагрузкой 1290—1415.

Если оценивать свойства кирпича по первым двум признакам, то полученный материал следует признать огнеупорным и даже высокоогнеупорным. Однако результаты определения деформации под нагрузкой дают неблагоприятные результаты. Дело даже не

в том, что начало деформации лежит низко.

Это обстоятельство само по себе не являлось бы большим недостатком, если бы деформация протекала в большом интервале, как это имеет, например, место у шамотового кирпича. Вследствие этого шамотный кирпич может применяться при температурах, значительно превышающих начало его деформации. Как видно из приводимых нами цифр, деформация под нагрузкой во всех случаях протекает мгновенно. Поэтому кирпич из хабарнинского хромита может применяться в стенах, несущих нагрузку при температурах не свыше 1350°, при условии, что нагрев односторонний. Если стена не несет нагрузки, то предел применения повышался до 1400°. Конкретно к этой категории печей могут быть отнесены печи для рафинирования меди, свинца и для выплавки серной меди.

б) **Хромомagneзитовый кирпич.** По причине своей дороговизны и относительно невысоких огнеупорных свойств кирпич из чистого хромита в настоящее время изготавливается довольно редко. Обычно его замещают хромомagneзитовым кирпичом, состоящим из 50% хромита, 50% обожженного магнезита.

С целью использования местного сырья мы произвели первоначально опыты прибавки в шихту намертво обожженного халиловского магнезита. Результат получился отрицательный. Халиловский магнезит содержит окиси кальция и обладает низкими термическими свойствами, вследствие чего не может быть применен в качестве огнеупорного сырья.

Ввиду этого мы применили в качестве добавки обожженный саткинский магнезит. Гранулометрический состав и химический анализ примененного магнезита приведены в табл. 8 и 9.

Таблица 8

Ситовой анализ саткинского магнезита

отв/см ²	%
144	25,0
256	14,0
576	20,3
910	4,1
Прошло через 900 отв/см ²	36,2

Таблица 9

Химический анализ саткинского магнезита

П. п.	2,19
SiO ₂	6,44
Al ₂ O ₃ + TiO ₂	1,05
Fe ₂ O ₃	2,50
FeO	0,14
CaO	1,85
MgO	86,40

Шихта была составлена из 50% хромита и 50% магнезита. Масса после замачивания вылеживалась в увлажненном виде в течение 6 суток. Прессовка, сушка и обжиг производились аналогично с хромитовым кирпичом.

После обжига (1500°) образцы имели удовлетворительный вид без внешних дефектов. Испытания показали следующие результаты (табл. 10).

Таблица 10

Физические константы

Давление при прессовке в кг/см ²	Объемный вес	Влажность	Пористость	Механическая прочность
600	2,56	12,9	33,1	52
750	2,56	12,7	32,6	57
825	2,61	11,9	31,1	75

Невысокая прочность образцов объясняется тем, что температура 1500° не-

достаточна для обжига изделий. На это же указывает высокая пористость изделий. Произвести обжиг при более высокой температуре нам не удалось из-за отсутствия соответствующей печи (табл. 11).

Таблица 11

Деформация под нагрузкой хромомагнезитовых образцов

Давление при прессовке	Начало деформации	4% сжатия	40% сжатия	Интервал размягчения
600	1395°	1410°	1435°	40°
750	1430°	1445°	1470°	40°
825	1400°	1400°	1430°	30°

Из таблицы видно, что прессовое влияние мало влияет на ход деформации. По сравнению с чисто хромитовыми образцами хромомагнезитовая композиция имеет то преимущество, что проявляет некоторый, хотя и небольшой интервал деформации. Это позволяет применить его при более высоких температурах, чем хромитовый, однако возможность применения его в мартеновских печах остается невыясненной и для решения этого вопроса необходимо провести заводские испытания.

М. А. Эйгелес и О. И. Хонина

Флотация плавикового шпата торфяной смолой

В работе, проведенной во флотационной лаборатории ИМС, исследованы условия флотации плавикового шпата Калангуевского месторождения. Установлена возможность получения при применении торфяной смолы кондиционных концентратов плавикового шпата.

Торфяная смола неоднократно испытывалась в качестве флотореагента для окисленных руд (1, 2, 3); с успехом она была применена для флотации хибинского апатита (4).

При подборе заменителей дефицитной олеиновой кислоты для флотации плавикового шпата торфяная смола была исследована во флотационной лаборатории ИМС вместе с рядом других флотореагентов.

Требования, предъявляемые техническими условиями к плавиковому шпату, весьма высоки (5). Содержание чистого флюорита во флотационном концентрате должно составлять не менее 95%.

Исследование было проведено на руде Калангуевского месторождения,

содержащей, помимо крупнокристаллического плавикового шпата, включения в виде прожилок и более крупных образований кварца, небольшие промазки глины, брекчию, обломочный материал которой цементируется мелкокристаллическим кварцем, плавиком и глиной. Количество глины колеблется в образцах от 6 до 9%. Кальцит присутствует в пределах 1—2%. Обнаружено присутствие лимонита в количестве 1%. Окись кремния, помимо небольшого количества, связанного в силикатах, представлена кварцем (не менее 20%).

Химический состав пробы следующий (в %):

CaF ₂	65,28
SiO ₂	24,34
Al ₂ O ₃	3,81
Fe ₂ O ₃	2,44
Измельчение руды—97,3% 100 меш	

При флотации этой и близкой по составу руды олеиновой кислотой и продуктами окисления парафина получены хорошие результаты (6).

Торфяная смола

Торфяная смола получается при коксовании торфа. В зависимости от способа обработки торфа выход ее колеблется от 3 до 8%.

В состав торфяной смолы входят: нейтральные соединения в виде насыщенных и ненасыщенных ароматических углеводородов, подобных содержащимся в нефти и легком масле каменноугольного дегтя; соединения кислотного характера (фенолы, гваякол, лирокатехин, жирные органические кислоты и т. п.); сернистые органические соединения; пиридиновые основа-

Таблица 1

Результаты испытания флотационных свойств торфяных смол различных заводов

Переменные условия флотации	Продукты	Выход	Содержание CaF ₂	Извлечение CaF ₂
		в процентах		
Торфяная смола Магнитогорск. завода (20%раствор в керосине) 250 г/т Сосновое масло 30 г/т	Концентрат	41,70	77,27 76,10 44,28	49,5 25,2 25,3
	Пром. продукт	21,50		
	Хвосты	36,80		
	Исх. матер.	100,00	65,00	100,0
Торфяная смола Магнитогорск. завода. Раствор в сосновом масле: 80% смолы+20% сосн. масл.	Концентрат	28,8	65,81 64,90	29,1 70,9
	Хвосты	71,2		
	Исх. матер.	100,0		
	Торфяная смола Ур. маш. завода. (20%раствор в керосине) Средняя колонка, 2 тыс. г/т	Концентрат	18,1	67,38 63,00
Пром. продукт		14,3		
Хвосты		67,6		
Исх. матер.		100,00	65,00	100,00
Торфяная смола Ур. маш. завода. (20% раствор в керосине) Нижняя колонка, 2 тыс. г/т	Концентрат	15,9	70,82 69,47 63,66	17,1 14,3 68,60
	Пром. продукт	13,5		
	Хвосты	70,6		
	Исх. матер.	100,0	65,00	100,00
Торфяная смола Редкинского завода (20% раствор в керосине) 1 тыс. г/т	Концентрат	74,40	77,55 21,89	91,10 8,90
	Хвосты	25,60		
	Исх. матер.	100,00		

ния; асфальтены, нерастворимые в бензине; нерастворимый в эфире углеродистый остаток.

При подборе торфяной смолы для флотации плавикового шпата были испытаны торфяные смолы заводов: Магнитогорского, Уралмаша и Редкинского.

В обычных условиях торфяная смола представляет собой очень вязкую и густую массу, поэтому применение ее без растворителей крайне затруднительно. Магнитогорская и редкинская смолы растворялись в керосине и для флотации испытывался 20% раствор их. Торфяная смола Магнитогорска растворялась, кроме того, в сосновом масле из расчета 80% торфяной смолы и 20% соснового масла. Вместо валовой торфяной смолы Уралмашзавода испытывались ее фракции: смолы отдельных колонок—средней и нижней. Фракции задавались в флотомашину без растворителей. В качестве подавателя во всех опытах применялось, как обычно, жидкое стекло, в количестве 700 г/т. При флотации вода смягчалась едким натром из расчета

300 г/м³. Результаты всех опытов приведены в табл. 1.

Торфяная смола Редкинского коксозавода при 20% растворе керосина дала лучшие результаты. При расходе смолы в 1000 г/т удалось получить 74,4% выхода концентрата при содержании CaF_2 —77,55% и извлечении 91,1%. Торфяная смола Магнитогорского завода (20% раствор в керосине) по качеству полученных продуктов оказалась на втором месте. Выход концентрата 63,2%, содержание CaF_2 —76,9% и извлечение 74,7%. Все же эти результаты значительно хуже результатов флотации торфяной смолой Редкинского коксозавода.

Испытание флотационных свойств фракций торфяной смолы Редкинского завода

Испытанию подвергались смолы верхней, средней, нижней колонок и так называемая флорентинская фракция. Отдельные фракции отличаются друг от друга по температурам отгонки. Средняя колонка—от 225 до 320°,

Таблица 2

Флотация плавикового шпата отдельными фракциями торфяной смолы Редкинского завода

Переменные условия флотации	Продукты	Выход	Содержание CaF_2	Извлечение CaF_2
			в процентах	
Торфяная смола Редкинского завода (20% раствор в керосине). Флорентинская фракция 1 500 г/т	Концентрат	—	Флотация не идет	—
	Хвосты	—	—	—
	Исх. матер	—	Флотация не идет	—
Торфяная смола Редкинского завода (20% раствор в керосине). Верхняя колонка 1 500 г/т	Концентрат	26,6	69,82	27,4
	Хвосты	74,4	63,70	72,6
	Исх. матер.	100,0	65,28	100,0
Торфяная смола Редкинского завода (20% раствор в керосине). Средняя колонка 750 г/т	Концентрат	25,5	72,63	29,4
	Хвосты	73,5	62,90	70,6
	Исх. матер.	100,0	65,25	100,0
Торфяная смола Редкинского завода (20% раствор в керосине). Нижняя колонка 1 тыс. г/т	Концентрат	27,10	74,91	31,1
	Хвосты	72,90	61,70	68,9
	Исх. матер.	100,00	65,28	100,0

Таблица 4

Испытание различных растворителей торфяной смолы при флотации плавикового шпата

Время флотации во всех опытах 30 мин.

Реагент	Соляная кислота в г/м ³	Жидкое стекло в г/т	Продукты	Выход	Содержание	Извлечение
				в процентах		
Торфяная смола в растворе жидкого стекла 25%. Торфяная смола 2 тыс. г/т	33,3	1300	Концентрат	76,4	73,11	87,35
			Хвосты	23,6	34,26	12,65
			Исх. матер.	100,0	63,95	100,00
Торфяная смола в растворе едкого натра. Едкий натр 150 г/м ³ . Торф. смола 1 тыс. г/т	—	700	Концентрат	54,0	89,65	74,0
			Хвосты	46,0	37,00	26,0
			Исх. матер.	100,0	65,28	100,0
Торфяная смола в растворе соды 50%. Торфяная смола 2 тыс. г/т	—	900	Концентрат	66,85	73,97	76,4
			Хвосты	33,15	46,23	23,6
			Исх. матер.	100,00	64,76	100,0
Торфяная смола в бензоле 50%. Торфяная смола 2 тыс. г/т	50	700	Концентрат	77,23	78,60	93,83
			Хвосты	22,77	17,80	6,17
			Исх. матер.	100,00	64,69	100,00
Торфяная смола в керосине 20% 2 тыс. г/т	38,8	700	Концентрат	70,00	84,22	91,20
			Хвосты	30,00	18,96	8,80
			Исх. матер.	100,00	64,69	100,00

Флорентинская фракция — от 175 до 225°. Условия опытов следующие: растворителем во всех опытах служил керосин (20% раствор). Для смягчения воды во всех опытах давался едкий натр из расчета 350 г/м³. Подавителем служило жидкое стекло — 750 г/т.

Лучшие результаты в равных условиях получены при флотации валовой смолой (см. табл. 2).

Достичь полного растворения валовой торфяной смолы Редкинского завода в керосине не удастся. Полученный раствор был отфильтрован и с фильтратом был проведен опыт флотации в условиях, аналогичных предыдущим опытам, с той разницей, что все реагенты давались непосредственно в флотационную машину, а не в мельницу.

Реагент давался следующим образом: при снятии I концентрата — 1 тыс. г/т, II концентрата —

1 тыс. г/т, пром. продукта — 500 г/т (20% раствор торфяной смолы в керосине).

Таблица 3

Флотация плавикового шпата растворимой в керосине частью валовой торфяной смолы Редкинского завода

Продукты	Выход	Содержание CaF ₂	Извлечения CaF ₂
Конц. I	13,5	86,92	17,9
Конц. II	29,1	84,00	37,2
Пром. прод.	7,9	71,90	8,7
Хвосты	49,5	47,64	36,2
Исх. матер.	100,0	65,28	100,0

Как видно из приведенной табл. 3, при данных условиях результаты флотации оказались менее удовлетвори-

Таблица 5

Влияние количества депрессора на результаты флотации при работе с раствором торфяной смолы в керосине

Количество реагентов			Продукты	Выход	Содержание	Извлечение
Na_2SiO_3	раствор торфяной смолы в керосине (20%)	NaOH				
в г/г						
Не давалось	1000	150	Концентрат	19,8	80,72	24,6
			Хвосты	80,2	61,70	75,4
			Исх. матер.	100,0	65,28	100,0
250	1000	150	Концентрат	38,7	87,94	51,9
			Хвосты	61,3	51,10	48,1
			Исх. матер.	100,0	65,28	100,0
500	1000	150	Концентрат	33,8	88,37	45,4
			Хвосты	66,2	53,90	54,6
			Исх. матер.	100,0	65,28	100,0
700	1000	150	Концентрат	56,9	89,11	77,9
			Хвосты	43,1	34,4	22,1
			Исх. матер.	100,0	65,28	100,0

тельными, чем без фильтрации раствора реагента. Поэтому в дальнейшем исследовании при растворении валовой торфяной смолы в керосине полученный раствор не фильтровался, а шел в работу целиком.

В качестве растворителей, кроме керосина, испытывались бензол и щелочные растворы жидкого стекла, соды и едкого натра. С каждым из названных растворителей был проведен ряд предварительных опытов с целью выявления его флотационных свойств. Оптимальные результаты, полученные при этом, сведены для сравнения в табл. 4.

Для сравнения с ними там же приведен один предварительный опыт с раствором торфяной смолы в керосине.

Лучшие результаты дали растворы в керосине и бензоле.

Опыты флотации плавикового шпата раствором торфяной смолы в бензоле доказали возможность применения бензола как растворителя торфяной смолы, но ввиду неудобств, связанных с работой таким легко воспламеняющим-

ся и летучим растворителем, как бензол, более детального изучения флотационных свойств раствора торфяной смолы в бензоле произведено не было. Основное внимание было направлено на изучение условий для получения кондиционных продуктов при флотации плавикового шпата раствором торфяной смолы в керосине.

Из многочисленных опытов по изучению оптимальных условий флотации плавикового шпата раствором торфяной смолы в керосине ниже представлены только наиболее характерные серии опытов, выявляющие результаты и условия флотации.

Расход депрессора. Первой задачей при испытании флотирующих свойств раствора торфяной смолы в керосине было установление необходимого и достаточного количества подавателя кварца. Это было связано с низким качеством черновых концентратов при довольно высоком извлечении флюорита. Для этой цели была проведена серия опытов в следующих условиях:

измельчение на мельнице Браун в течение 20 мин. т : ж : ш = 1 : 1 : 6 одинаково во всех опытах. Флотация в субаэрационной машинке «Рутс». Начальная плотность пульпы 1 : 4.

Реагенты

Раствор торфяной смолы в керосине	20%
Торфяная смола	1000 г/т
Едкий натр	150 г/м ³
Количество жидкого стекла.	250г/т 300г/т 700 г/т

Полученные результаты приведены в табл. 5.

Как видно из приведенных опытов, лучшие результаты получены при расходе жидкого стекла в 700 г/т.

Влияние Рн пульпы на флотацию торфяной смолой. Дальнейшей задачей было установление среды флотации. Для этой цели были проведены серии опытов в щелочной (с добавлением NaOH) и в кислой (с добавлением HCl) средах.

Условия флотации следующие: флотация в машине «Рутс», реагенты — жидкое стекло 700 г/т, торфяная смола 1500—2000 г/т в виде 20% раствора в керосине (табл. 6):

Кроме приведенных в табл. 6, для установления оптимального Рн пульпы был проведен ряд опытов и с меньшим количеством едкого натра, но результаты оказались весьма колеблющимися (повидимому, в связи с колеблющейся жесткостью воды весной).

Из приведенной таблицы можно видеть, что прибавление едкого натра ухудшает результаты флотации.

Лучшие результаты получены в опыте без добавления едкого натра. Выход концентрата составляет 74,4% при содержании СаF₂ в 77,55% и извлечении 91,1%; хвосты содержат 21,89% СаF₂. При добавлении едкого натра 600 г/м³ происходит уменьшение процента выхода концентрата с 74,4 до 32,4%; уменьшается и извлечение концентрата с 91,1, до 40,4%. Выход же хвостов неуклонно возрастает с 25,6 до 67,6%. Точно так же растет содержание СаF₂ в хвостах с 21,89 до 57,6%. Результаты опытов с промежуточным расходом едкого натра лежат между данными, приведенными выше.

Так как по данным табл. 6 можно

Таблица 6

Влияние щелочности среды на флотацию калангуевского плавикового шпата 20% раствором торфяной смолы в керосине

Рн пульпы	Расходов реагентов			Продукты	Выход	Содержание	Извлечение			
	Торфяная смола в керосине (20%)	Na ₂ SiO ₃	NaOH					в процентах		
								в г/т		
7,3	1500	700	—	Концентрат	74,4	77,55	91,1			
				Хвосты	25,6	21,89	8,9			
				Исх. матер.	100,0	65,28	100,0			
10,0	2000	700	300	Концентрат	54,2	83,00	69,0			
				Хвосты	45,8	44,20	31,0			
				Исх. матер.	100,0	65,28	100,0			
10,3	2000	700	450	Концентрат	42,4	85,5	55,7			
				Хвосты	57,6	50,35	44,3			
				Исх. матер.	100,0	65,28	100,0			
10,9	2000	600	600	Концентрат	32,4	81,35	40,4			
				Хвосты	67,6	57,6	59,6			
				Исх. матер.	100,0	65,28	100,0			

видеть, что лучшие результаты получены в опыте без добавления в пульпу едкого натра, то для уточнения вопроса об оптимальной среде при флотации калангуевского плавикового шпата 20% раствором торфяной смолы в керосине было проведено несколько опытов с прибавлением в пульпу кислоты.

Условия опытов те же, что и в предыдущей серии (в щелочной среде). Расход соляной кислоты на кубический метр воды от 0 до 46,2 г/м³.

Полученные результаты сведены в табл. 7.

Лучшие результаты получены в опыте с дистиллированной водой при R_n пульпы = 5,8. При опытах с водопроводной водой лучшие результаты получены при расходе соляной кислоты = 46,2 г/м³ и 38,8 г/м³. Выход концентрата составляет 64,7%. Содержание CaF₂ в концентрате 83,72% и процент извлечения 83,73%. С уменьше-

нием количества HCl результаты флотации ухудшаются. При флотации калангуевского плавикового шпата с 20% раствором торфяной смолы в керосине более удовлетворительные результаты получаются в слабокислой, а не в щелочной среде.

Расход жидкого стекла при флотации в слабокислой среде. Для уточнения данных об оптимальном количестве жидкого стекла при флотации была проведена повторная серия опытов в кислой среде для сравнения с аналогичной серией опытов, проведенных в щелочной среде.

Условия опытов: начальное $г:ж = 1:4$.

Результаты приведены в табл. 8 и фиг. 2.

Реагенты	
Расход торфяной смолы (20% раствор в керосине)	2000 г/т
Соляной кислоты	30,8 г/м ³
Количество Na ₂ SiO ₃ изменялось от	0 до 1000 г/т

Таблица 7

Влияние соляной кислоты на флотацию калангуевского плавикового шпата 20% раствором торфяной смолы в керосине

R _n	Постоянные условия флотации в г/т	Переменные условия флотации в г/м ³	Продукты	Выход			Время извлечения в мин.
				Содержание	Извлечение	в процентах	
	Торфяная смола 2000 Жидкое стекло 700	Дистиллированная вода	Концентрат	71,20	85,63	94,30	30
			Хвосты	28,80	12,80	5,7	
			Исх. матер.	100,00	64,69	100,00	
5,8	»	Соляная кислота 46,2	Концентрат	64,80	83,56	84,00	20
			Хвосты	35,20	29,60	16,00	
			Исх. матер.	100,00	64,69	100,00	
6	»	Соляная кислота 38,8	Концентрат	64,70	83,72	83,75	30
			Хвосты	35,30	29,85	16,25	
			Исх. матер.	100,00	64,69	100,00	
	»	Соляная кислота 29,2	Концентрат	65,07	82,80	88,29	30
			Хвосты	34,93	30,90	16,71	
			Исх. матер.	100,00	64,69	100,00	
	»	Соляная кислота 22,2	Концентрат	61,80	86,05	82,20	
			Хвосты	38,20	30,30	17,80	
			Исх. матер.	100,00	64,69	100,00	

Таблица 8

Влияние расхода жидкого стекла на флотацию плавикового шпата в слабокислой среде

Переменные условия флотации в г/т	Постоянные условия флотации	Продукты	Выход			Время флотации в мин.
			Содержание	Извлечение	в процентах	
Жидкое стекло 0	Соляная кислота 38,3 г/м ³ Торфяная смола 20% в керосине 2000 г/т	Концентрат	68,6	81,61	86,5	20
		Хвосты	31,4	27,62	13,5	
		Исх. матер.	100,0	64,69	100,0	
Жидкое стекло 300	Соляная кислота 38,3 г/м ³ Торфяная смола 20% в керосине 2000 г/т	Концентрат	69,1	82,95	88,6	20
		Хвосты	30,9	22,82	11,4	
		Исх. матер.	100,0	64,69	100,0	
Жидкое стекло 700	Соляная кислота 38,3 г/м ³ Торфяная смола 20% в керосине 2000 г/т	Концентрат	70,0	84,22	91,2	20
		Хвосты	30,0	18,96	8,8	
		Исх. матер.	100,0	64,69	100,0	
Жидкое стекло 1000	Соляная кислота 38,3 г/м ³ Торфяная смола 20% в керосине 2000 г/т	Концентрат	62,30	87,11	83,9	20
		Хвосты	37,70	27,7	16,1	
		Исх. матер.	100,00	64,69	100,0	

Как показывают данные таблицы, количество жидкого стекла в 700 г/т является наилучшим и в кислой среде. Выход концентрата достигает 70%, извлечение 91,2%, а содержание CaF₂ в хвостах упало до 18,96%.

Концентрация торфяной смолы в керосине. Для выяснения влияния концентрации торфяной смолы в керосине была проведена серия опытов с различной концентрацией торфяной смолы в керосине (флотация в кислой пульпе).

Условия опытов: начальное т:ж = 1:4.

Реагенты:

Жидкое стекло — 700 г/т.

Соляная кислота — 38,3 г/м³.

Время флотации во всех опытах 20 мин.

Содержание торфяной смолы в керосине изменялось от 10 до 80%.

Результаты приведены в табл. 9.

С увеличением концентрации торфяной смолы в керосине результаты флотации постепенно ухудшаются: уменьшается выход концентрата с 72% при 10% концентрации до 46,4% при 80%

концентрации торфяной смолы в керосине.

Извлечение концентрата соответственно падает с 93 до 61,9%, а содержание CaF₂ и извлечение его в хвостах растет с 16,6 и 7% при 10% концентрации до 45,9 и 38,1%.

В данных условиях хорошие результаты получены с 20% раствором торфяной смолы в керосине. Однако с уменьшением концентрации торфяной смолы в керосине увеличивается стоимость самого реагента. Для улучшения результатов флотации 50% раствором смолы в керосине было проверено влияние плотности пульпы на флотацию. Плотность пульпы была увеличена с т:ж = 1:4 до т:ж = 1:3,5.

Условия флотации:

Жидкое стекло — 700 г/т.

Соляная кислота — 33,3 г/м³.

Итоги опыта приведены в табл. 10.

Полученные результаты лишь незначительно хуже результатов флотации 20% раствором торфяной смолы в керосине и показывают возможность применения торфяной смолы в растворах высокой концентрации.

Таблица 9

Влияние концентрации торфяной смолы в керосине на флотацию в слабокислой среде

Постоянные условия флотации	Переменные условия флотации, содержание торфяной смолы в керосине в %	Продукты	Выход	Содержание	Извлечение
				CaF ₂	CaF ₂
				в %	
Торфяная смола 2 000 Соляная кислота 38,8	10	Концентрат	72,00	83,54	93,00
		Хвосты	28,00	16,6	7,00
		Исх. матер.	100,00	64,69	100,00
,	20	Концентрат	70,00	84,22	91,2
		Хвосты	30,00	18,96	8,8
		Исх. матер.	100,00	64,69	100,00
,	40	Концентрат	60,20	85,22	79,4
		Хвосты	39,8	33,50	20,6
		Исх. матер.	100,00	64,69	100,0
,	60	Концентрат	57,1	86,25	76,3
		Хвосты	42,9	35,70	23,7
		Исх. матер.	100,0	64,69	100,0
,	80	Концентрат	46,4	85,35	61,9
		Хвосты	53,6	45,90	38,1
		Исх. матер.	100,0	64,69	100,0

Таблица 10

Продукты	Выход	Содержание	Извлечение
Концентрат	68,00	83,82	88,14
Пром. прод. 1	5,40	35,16	2,94
Хвосты	26,60	21,61	8,92
Исх. материал	100,00	64,64	100,00

Очистные флотации торфяной смолы. Первичная флотация калангуевского плавикового шпата торфяной смолы, как и другими испытанными реагентами, не дает кондиционного концентрата. Для определения возмож-

ности и условий получения кондиционного концентрата первичной концентрации предыдущего опыта (табл. 10) он был подвергнут двухкратной очистной флотации.

Результаты приведены в табл. 11.

В результате первичной и двух очистных флотаций получен концентрат с содержанием CaF₂ 95,39%.

Выход концентрата 43,3%. В хвостах содержание CaF₂ 21,6%. Потери в хвостах 8,92%. В аналогичных условиях были проведены еще опыты, давшие близкие результаты.

Выводы

1. Исследованы условия флотации плавикового шпата торфяной смолы. Из испытанных смол и их фракций наилучшие результаты при флотации дала валовая торфяная смола Редкинского завода.

Таблица 11

Очистная флотация I. Расход жидкого стекла 300 г/т $T:Ж = 1:3,5$. Коллектора не давалось

Продукты	Выход		Содержание CaF_2 в %	Извлечение CaF_2 в %		Время флотации в мин
	в %	в % от исходн.		от опыта	от исходн.	
Концентрат II	82,40	56,00	91,65	90,07	79,36	20 мин.
Пром. прод. II	17,60	12,00	47,32	9,93	8,78	
Концентрат I	100,00	68,00	83,82	100,00	88,14	—

Очистная флотация II. Без реагентов

Концентрат III	77,30	43,3	95,39	80,30	63,85	20 мин.
Пром. прод. III	22,70	12,7	79,50	19,70	15,51	
Концентрат II	100,00	56,0	91,65	100,00	79,36	—

Общие результаты

Продукты	Выход в %	Содержание CaF_2 в %	Извлечение CaF_2 в %	
Концентрат III	43,3	95,39	63,85	—
Пром. прод. (сумм.)	30,1	58,40	27,23	—
Хвосты	26,6	21,60	8,92	—
Исх. матер.	100,0	64,64	100,00	—

2. Установлено, что флотация плавикового шпата торфяной смолой протекает оптимально в слабокислой среде при $R_n \approx 6$.

3. С уменьшением концентрации торфяной смолы в керосине улучшаются результаты флотации. При концентрации в 20 и 50% получены 70,0—68,0% первичного концентрата с извлечением из него 91,2—88,14% CaF_2 .

4. Увеличение расхода жидкого стекла до 700 г/т увеличивает выход и улучшает качество первичного концентрата.

5. Обогащение плавикового шпата Калангуевского месторождения по схеме, состоящей из основной и 2 очистной флотации с применением торфяной смолы дает кондиционный концентрат с 95,35% CaF_2 . Выход концент-

рата 73,3%, извлечение CaF_2 63,85%. Потери CaF_2 в хвостах составляют 8,92%. Перечистка промпродуктов, в которые извлекается 27,23% флюорита, увеличит выход концентрата.

Литература

1. Проф. Г. О. Ерчиковский. Флотационные реагенты, 1932 г.
2. Под ред. проф. Г. О. Ерчиковского, Применение флотореагентов союзного производства при флотации коунрадских руд.
3. Трусов П. Л., Результаты промышленных испытаний флотации хибинской апатитовой руды, «Горнообогат. дело» № 4—5, 1932 г.
4. Проф. Шведов Д. А., Работы в области флотационных реагентов. Сборник Механообра. Итоги в области обогащения полезных ископаемых.
5. Эйгелес М. А., Обогащение руд плавикового шпата. Рукопись.
6. Эйгелес М. А. О продуктах окисления парафина как флотореагентах для плавиковошпатовых руд, «Минеральное сырье» № 6, 1934 г.

Д. А. Шведов и А. И. Андреева

Флотационные свойства растворов жирных кислот в аполярных растворителях

Авторами произведено экспериментальное исследование влияния растворителей коллекторов на повышение флотационной эффективности. В качестве коллекторов исследованы олеиновая и пальмитиновая кислоты. В качестве растворителей исследованы углеводороды нафтенового, ароматического и терпенового ряда. Испытания производились с искусственной смесью апатита и кварца. Ред.

Введение в пульпу практически не растворимых в воде коллекторов в виде растворов в органических жидкостях, не смешивающихся с водой, обычно имеет целью создать условия лучшего диспергирования в ней реагента.

Помимо того, применение этих растворителей при флотации дает возможность вводить реагенты в пульпу в виде растворов, практически не изменяющих своей концентрации в воде и обеспечивающих необходимую подвижность молекул реагента.

Применение их особенно важно для флотационных реагентов, которые благодаря своей трудной растворимости в воде и присущему им агрегатному состоянию (твердые, вязкие, изменяющие свою консистенцию в зависимости от температурных условий) не обладают достаточной подвижностью их молекул в гомогенной массе и легко выпадают в пульпу при введении их в растворителях, растворимых в воде.

Проведенная работа имела назначением установить влияние этих растворителей на повышение флотационной эффективности их, а также выявить помимо других факторов, благоприятствующих этому, значение междуфазного натяжения как переменной величины в условиях проведенных испытаний.

В качестве коллекторов были исследованы олеиновая и пальмитиновая кислота (х. ч.), как наиболее соответ-

ствующие принятой установке благодаря своей нерастворимости в воде и агрегатному состоянию. Растворителями были взяты углеводороды нафтенового (фракция керосина с темп. кип. 180—225°), ароматического (бензол х. ч. и крезол с темп. кип. 192—202°) и терпенового ряда (фракция скипидара с темп. кип. 159—161°).

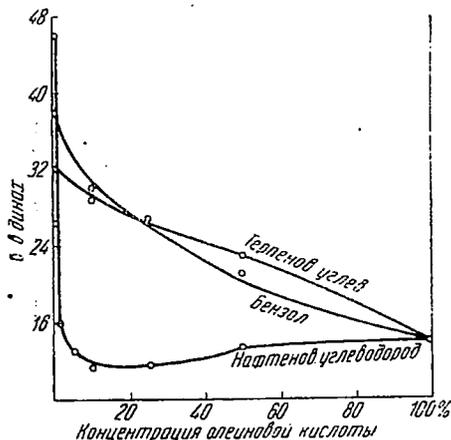
Фракции этих углеводородов были тщательно очищены, перегнаны с дефлегматором и испытаны на отсутствие в них соединений кислотного и основного характера.

Изменение междуфазного натяжения растворов олеиновой кислоты в указанных аполярных растворителях в зависимости от концентрации ее. Характерным свойством углеводородов является их неспособность расплываться на поверхности воды, что обусловлено отсутствием полярных групп.

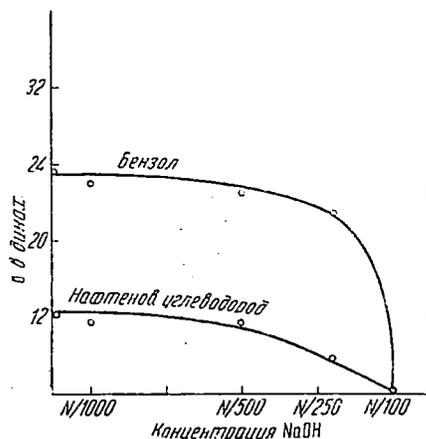
Вследствие этого на границе двух фаз углеводород—вода междуфазное натяжение будет больше натяжения олеиновая кислота—вода. В последнем случае понижение междуфазного натяжения происходит вследствие ориентации молекул олеиновой кислоты карбоксилами к воде в поверхностном слое. Междуфазное натяжение растворов олеиновой кислоты в углеводородах предположительно должно занимать среднее положение. Если присутствует третья фаза, как это мы имеем в случае флотации минералов, то такое изменение поверхностных свойств вводимого реагента должно отразиться на результатах флотации.

Определение междуфазного натяжения растворов олеиновой кислоты в указанных растворителях (вода) производилось методом Doppap¹ изменением числа капель, спокойно вытекающих из сталагмометра для определения натяжения под водой. Вода, в которой измерялось поверхностное натяжение растворов, предварительно

¹ Doppap, Zeitschrift f. Physik Chemie, Bd. 31, 341 (1899).



Фиг. 1. Изменение межфазного натяжения растворов олеиновой кислоты в нафтеновых, терпеновых углеводородах и бензоле



Фиг. 2. Изменение межфазного натяжения 25% раствора олеиновой кислоты в щелочной среде

насыщалась соответствующим реагентом. Время выпуска 1 капли из стагмометра 2 сек. принято постоянным во всех опытах.

Как видно из графика фиг. 1, изменение межфазного натяжения растворов олеиновой кислоты в нафтеновых углеводородах сильно отличается от такового растворов ее в бензоле и терпеновых углеводородах: вместо ожидаемого повышения происходит понижение его, которое сохраняется в широких пределах разбавления смеси нафтеновыми углеводородами, и только при содержании олеиновой кислоты в ней ниже 1% наступает резкое повышение его. Повторные измерения, произведенные с тремя различными образцами нафтеновых углеводородов (фр. 180—225°), показали совпадающие результаты; характер кривой изменения натяжения неизменно сохранялся. Это заставляет предположить, что установленная закономерность является индивидуальной для смесей этого типа.

Растворы олеиновой кислоты и терпеновых углеводородов дают обычные кривые изменения межфазного натяжения на границе с водой.

Наблюдаемые различия в изменениях межфазных натяжений исследуемых растворов, видимо, объясняются неодинаковым проявлением ассоциирующих сил взаимодействия между молекулами олеиновой кислоты, в зависимости от растворителя, и между ними и молекулами растворителей, принимая во внимание неодинаковую «насыщен-

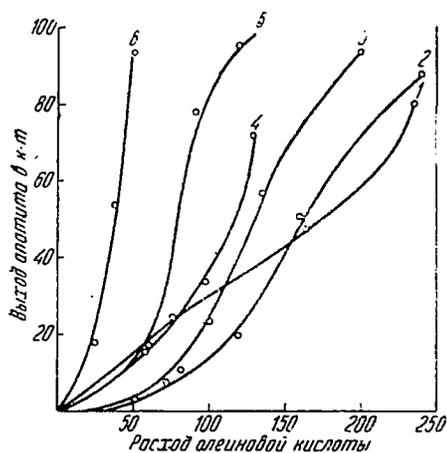
ность» испытуемых углеводородов; это, вероятно, и определяет состав поверхностного слоя и скорость ориентации молекул олеиновой кислоты в нем.

В щелочной среде межфазное натяжение растворов уменьшается вследствие образования на поверхности капель олеата натрия, что во флотационной пульпе вызывает образование устойчивых эмульсий. В графике фиг. 2 представлены результаты изменения межфазного натяжения 25% растворов олеиновой кислоты в нафтеновых углеводородах и бензоле на границе раздела граммэквивалентных растворов едкого натра.

Флотационное действие растворов олеиновой кислоты. Флотационные испытания имели целью выявить изменение флотационной активности растворов олеиновой кислоты в указанных растворителях в зависимости от концентрации ее по сравнению с действием тех же количеств одной олеиновой кислоты. Объектом испытаний был выбран апатит Слюдянского месторождения, — минерал высокой степени чистоты с содержанием P_2O_5 40,3%.

Флотационные опыты проводились в лабораторном флотационном аппарате типа М. С. емкостью 200 см³, с грузкой минерала 50 г.

Минерал измельчался в фарфоровой ступке, отмучивался от шлама и имел следующий ситовой анализ: +100 меш — 0,6%, +240 меш — 83,4%, —240 меш — 16%.

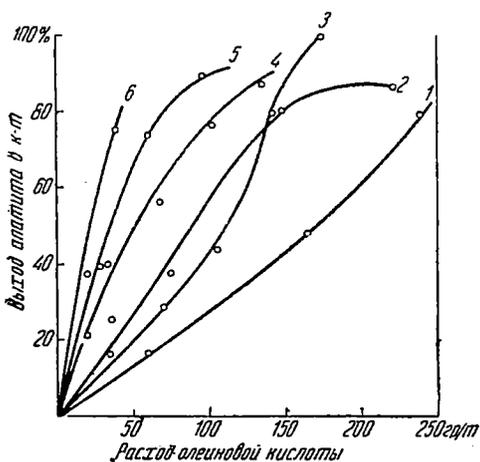


Фиг. 3. Флотация апатита растворами олеиновой кислоты в нефтяных углеводородах: 1—олеиновая кислота, 2—50% раствор, 3—25% раствор, 4—10% раствор, 5—1% раствор, 6—0,5% раствор

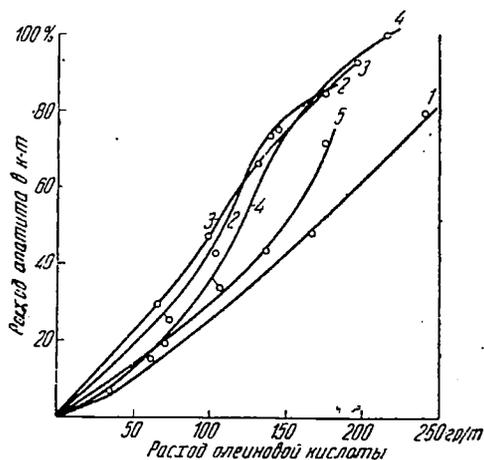
Время агитации с реагентом 10 мин., время флотации 4—5 мин. в зависимости от быстроты истощения грузной пены, дозировка пенообразователя — терпинеола 40 г на 1 т.

Результаты флотации представлены на графиках фиг. 3, 4 и 5.

Как видно из этих графиков, с увеличением объемов вводимых растворов, что связано с образованием большего числа капель в пульпе при агитации, выхода минерала увеличиваются для всех трех углеводородов, причем осо-



Фиг. 5. Флотация апатита растворами олеиновой кислоты в терпеновых углеводородах: 1—олеиновая кислота, 2—50% раствор, 3—25% раствор, 4—10% раствор, 5—5% раствор, 6—0,5% раствор



Фиг. 4. Флотация апатита растворами олеиновой кислоты в бензоле: 1—олеиновая кислота, 2—25% раствор, 3—10% раствор, 4—50% раствор, 5—75% раствор

бенно резко это проявляется при снижении расхода олеиновой кислоты с разбавлением ее для терпеновых и нефтяных.

При сравнении графиков фиг. 3, 4 и 5 бросается в глаза, что кривая выходов с олеиновой кислотой пересекает кривые с растворами ее в нефтяных углеводородах, тогда как для терпеновых и бензола она расположена ниже их. Кривые 2, 3 и 4 (фиг. 3) соответствуют растворам, имеющим меньшее междуфазное натяжение, чем олеиновая кислота. При рассмотрении этого графика (область, лежащая ниже кривой олеиновой кислоты) видно, что большие объемы раствора флотируют хуже меньших объемов одной олеиновой кислоты при одном и том же количестве ее и только при применении еще больших объемов растворов (область, лежащая выше кривой олеиновой кислоты) флотируемость ими апатита больше, чем олеиновой кислоты. Если сопоставить эти отношения с величинами междуфазного натяжения этих растворов, то, видимо, на выхода влияет не только увеличение объемов (числа капель) вводимых в пульпу жидкостей, но и междуфазное натяжение: чем меньше оно, тем выше выхода и только при значительно больших объемах их, чем олеиновой кислоты, влияние его на выхода маскируется фактором увеличения числа капель.

Это предположение подтверждается

результатами, представленными на фиг. 4 и 5; кривые выходов при растворах в этих углеводородах во всех случаях выше таковых для олеиновой кислоты, что согласуется с большим междуфазным натяжением их, чем у последней; на это указывают и данные табл. 1.

Таблица 1

Нафтеновые углеводороды				Примечание
Выход апатита в %	Расход олеиновой кислоты в г/т	Концентр. олеиновой к-ты в растворе в %	Объем растворит. введ. в пульпу	
95	50	0,5	10 000	± 0,5 = 25,5 д. (эрг/см ²)
95	120	1,0	12 000	
80	45	0,5	9 000	± 1,0 = 16,17 д. (эрг/см ²)
80	95	1,0	9 500	
60	40	0,5	8 000	
60	80	1,0	8 000	
40	35	0,5	7 000	
40	75	1,0	7 500	
20	25	0,5	5 000	
20	60	1,0	6 000	

Как явствует из этой таблицы, для получения одних и тех же выходов апатита для растворов с меньшим поверхностным натяжением (16,1 дин.) (при концентрации олеиновой кислоты в 2 раза большей) требуется введение больших объемов или равных, чем для растворов с большим поверхностным натяжением (25,5 дин.). Но при большем междуфазном натяжении и меньших или равных объемах вводимых растворов число капель будет значительно меньше, тем не менее выхода для обоих случаев одинаковы.

Вредное влияние «гидрофильности», устойчивости эмульсий исследованных смесей в пульпе на результаты флотации выражается в снижении выходов в присутствии едкой щелочи (фиг. 6). Уменьшение выходов в этом случае объясняется образованием более устойчивых эмульсий.

Должно быть особо отмечено, что прибавление даже очень незначительных количеств олеиновой кислоты к нафтеновым и терпеновым углеводородам (кривые 5 и 6 фиг. 3 и кривая 6 фиг. 5) сообщают им сильные коллективирующие свойства. Большие

Таблица 2

Нафтеновые углеводороды		Терпеновые углеводороды		Бензол	
количество в г/т	извлечение апатита в %	количество в г/т	извлечение апатита в %	количество в г/т	извлечение апатита в %
1 500	1,0	1 900	1,6	3 200	2,4
5 800	3,2	3 900	4,4	—	—
8 100	3,8	7 800	10,0	—	—

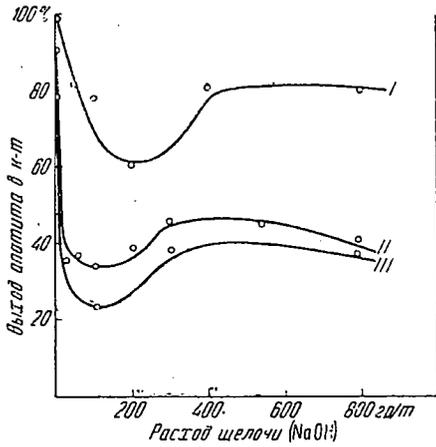
Примечание. Пенообразователь терпинол 40 г/т

выхода минерала в этом случае, вероятно, объясняются участием в коллективировании растворителей. Сами по себе они флотационно инертны, даже при больших загрузках их, как показывает табл. 2.

Скученное расположение кривых для растворов бензола вблизи кривой олеиновой кислоты (фиг. 4), вероятно, находится в связи с легкой испаряемостью бензола при флотации, благодаря чему во время этого процесса происходит обогащение смесей олеиновой кислотой.

Флотация апатита растворами пальмитиновой кислоты в аполлярных растворителях. Флотационные испытания производились с искусственной смесью апатита и кварца (1 : 4). Вместо бензола был взят ксилол (темп. кип. 139—141°), как обладающий более высокой температурой кипения. В остальном условия работы были те же, что и прежде.

Результаты флотации представлены на графиках фиг. 7, 8 и 9. Как видно из этих графиков, выше охарактеризованные флотационные отношения растворов олеиновой кислоты в аполлярных растворителях при пальмитиновой кислоте выступают гораздо резче, поражая изумительно малым расходом ее. Например, 1% растворы пальмитиновой кислоты в углеводородах (аром. и терпен.) показывают полное извлечение апатита в концентрат при расходе ее около 12—15 г на 1 т. 5% раствором извлекают полностью апатит при расходе 25 г на 1 т против 2 кг пальми-



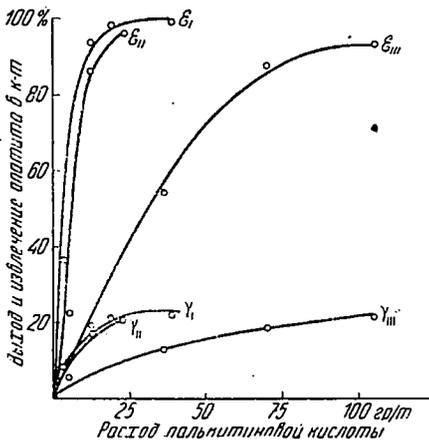
Фиг. 6. Флотация апатита растворами олеиновой кислоты в нефтяных и терпеновых углеводородах в щелочной среде: 1—25% раствор в терпеновых углеводородах, 2—25% раствор в нефтяных углеводородах, 3—20% раствор в нефтяных углеводородах

тата натрия при флотации им апатита². По Годэну расход пальмита натрия около 5 кг на 1 т для флотации фосфоритов.

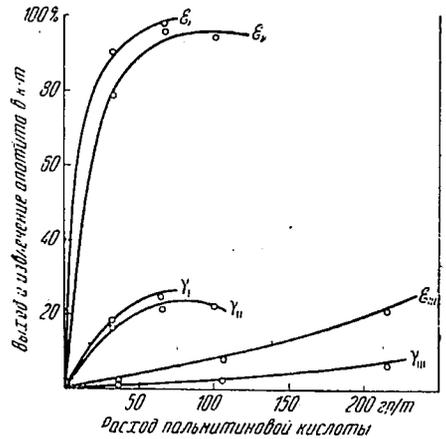
Участие растворителей в коллектировании здесь несомненно. Введение пальмитиновой кислоты в пульпу в спиртовых растворах дало совсем неудовлетворительные результаты.

Исследования флотационного поведения растворов пальмитиновой кислоты находится в начальной стадии раз-

² Lieken und Bierbrauer, Über die flotation gewinnung von Apatit, Met. u. Erz. № 8, 203 (1929).



Фиг. 8. Флотация апатита 10% растворами пальмитиновой кислоты в нефтяных, терпеновых углеводородах и ксилоле: 1—ксилол, 2—терпены, 3—нафены



Фиг. 7. Флотация апатита 10% растворами пальмитиновой кислоты в ксилоле, терпеновых углеводородах и этиловом спирте: 1—ксилол, 2—терпены, 3—этиловый спирт

вития. В полном объеме итоги работы, с расширением области применения их на других минералах и включением других твердых коллекторов будут получены в ближайшем будущем.

Таким образом на основании полученных экспериментальных данных и отчасти теоретических предложений можно прийти к выводу, что резкое снижение расхода олеиновой и пальмитиновой кислоты при флотации апатита, при введении их в пульпу в виде растворов в аполлярных растворителях, обусловлено совместным влиянием нескольких факторов, а именно: образованием большего числа капелек при агитации от введения больших объемов растворов; неустойчивостью, «гидрофобностью» получающихся эмульсий благодаря образованию неполного молекулярного слоя коллектора на эмульсионных капелках, что вызывает стремление их к поверхностям частиц минерала; участием в коллектировании растворителя (механическое увлечение его, ван-дер-ваалевские силы); подвижностью молекул коллектора в этих капелках и неоднородностью последних (в отличие от эмульсионных капелек коллектора, например, олеиновой кислоты без растворителя). Последнее заставляет предположить следующий механизм действия в условиях флотационного процесса; «негомогенность» эмульсионных капелек исследуемых смесей с полным или неполным слоем

коллектора на них ограничивает реакцию между этим слоем и только поверхностным слоем минерала³. Благодаря механическим воздействиям пропеллера флотационной машины такая капля, оставив свой активный слой на поверхности минерала, открывается, переходя в водную фазу пульпы, где эта капля снова образует на своей поверхности слой коллектора за счет запаса его в растворенном виде внутри капли, которая снова реагирует с поверхностью частиц минерала и т. д.

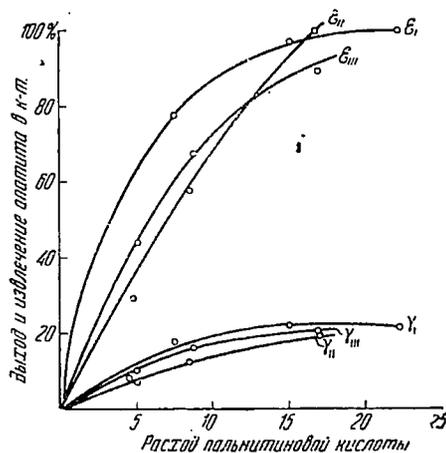
Такая автоматическая регулировка расхода коллектора в виде разбавленного молекулярного слоя на поверхности эмульсионной капли, по всей вероятности, является одной из причин снижения его.

Результаты работы:

1. Измерены величины междуфазного натяжения для растворов олеиновой кислоты в нефтяных, терпеновых углеводородах и бензоле и установлен характер изменения его в зависимости от концентрации этого коллектора. Выявлено, что характер изменения междуфазного натяжения отличается для растворов ее в нефтяных и бензоле, чем предположительно и объясняется отклонение в поведении их при флотации апатита по сравнению с последними.

2. Показано, что введение в пульпу нерастворимых в воде коллекторов — олеиновая и пальмитиновая кислоты — в виде растворов в аполлярных растворителях резко снижают флотационный расход этих коллекторов.

³ Для некоторых флотационных реагентов (маркантаны) нами доказано, что при взаимодействии между каплями их в виде гомогенной массы и поверхностями частиц минерала (малахит) реакция глубоко распространяется и на внутренние слои его, что обуславливает большой непроизводительный расход этих реагентов, если вводить их в пульпу без растворителя. Не исключена возможность этого явления и для олеиновой кислоты при флотации апатита, а также других сильных флотационных реагентов, без ослабления их действия растворителями.



Фиг. 9. Флотация апатита растворами пальмитиновой кислоты в нефтяных, терпеновых, углеводородах и ксилоле: 1—ксилол, 2—терпены, 3—нафты

3. Установлено, что очень незначительные количества олеиновой и пальмитиновой кислот сообщают сильным флотационные свойства нефтяным, ароматическим и терпеновым углеводородам, которые сами по себе флотационно инертны даже при больших загрузках их.

4. Доказана возможность применения для флотации твердых жирных кислот, нерастворимых в воде, при ничтожных загрузках их без перевода их в жидкое агрегатное состояние или в соединения, растворимые в воде (соли).

5. Установлены оптимальные условия коллектирующего действия исследованных растворов.

6. На основании полученных экспериментальных данных сделаны выводы относительно причин, обуславливающих снижение расхода указанных коллекторов в присутствии растворителей, и высказаны предположения о механизме коллектирующего действия исследованных растворов.

Лаборатория флотореагентов, институт «Механобр».

Заметки и хроника

Соловьев

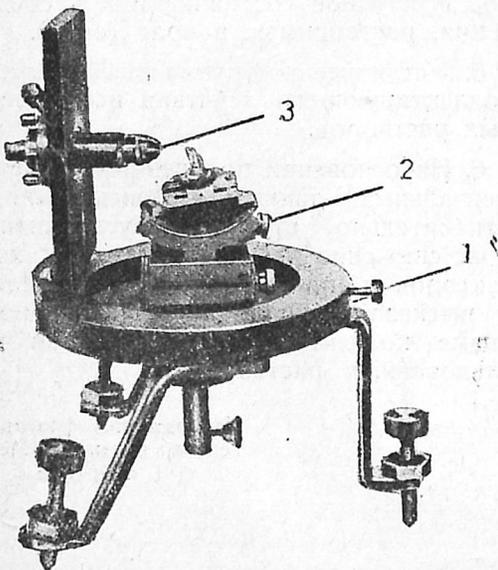
Камера для съемки по методу вращающегося кристалла

В связи с разработкой темы по определению структуры минералов методом вращающегося кристалла в рентгеновской лаборатории ВИМС возник вопрос создания соответствующей камеры. Отсутствие у нас в Союзе налаженного производства аппаратуры для рентгеноструктурного анализа и невозможность получения заграничного оборудования заставили нас разработать конструкцию собственной камеры для съемки по методу вращения.

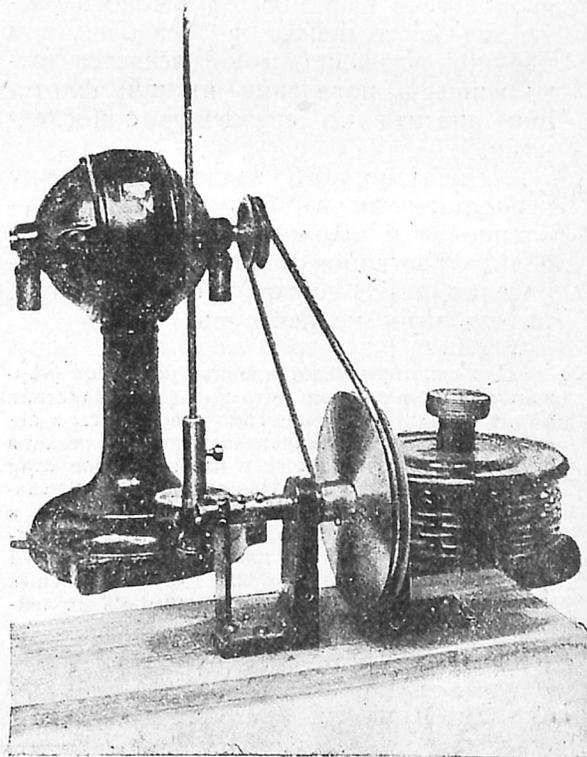
К конструируемой камере было предъявлено 2 основных требования. Первое — кристаллодержателем должна быть гониометрическая головка с приспособлением ее к имеющемуся гониометру Fuessa и второе — камера должна быть возможно точно изготовлена при наличии очень скромной мастерской.

При разработке конструкции камеры нам приходилось особенно тщательно продумывать возможность точного ее выполнения в наших условиях. Заграничные модели камер, как, например, Grosse-aufnahmkammer Siemens, камеры Koch и Lehman и др. отличаются сложностью, а главное, трудностью точного выполнения. Если в заграничных камерах точность достигается путем применения в производстве точных токарных, фрезерных, строгальных и прочих станков и приспособлений, и поэтому конструкция камер не ограничивается производственными возможностями, то нам приходилось рассчитывать исключительно на токарный станок.

Камера для съемки по методу вращения представляет собой камеру Дебай-Шерера с вращающимся объектодержателем — гониометрической головкой, позволяющей точно устанавливать кристалл по нужным кристаллографическим направлениям. Существуют два способа ориентировки кристалла. При первом кристалл устанавливается произвольно и после пробных снимков определяется нужное положение кристалла. Этот способ достаточно точен, но требует очень много времени. При втором — кристалл точно устанавливается на гониометре и затем переносится в камеру для рентгеносъемки. Этот способ значительно более выгоден в смысле затрат времени и материалов, но требует точного совпадения осей вращения гониометра и камеры. Для более легкого достижения этого условия можно было бы приспособить гониометрическую головку от имеющегося гониометра, но так как обычно конструктора гониометров не предусматривают такого варианта, то выгоднее пригнать к камере и гониометру отдельную гониометрическую головку.



Фиг. 1. Камера для съемки по методу вращающегося кристалла: 1—основание камеры, 2—гониометрическая головка, 3—диафрагма



Фиг. 2. Приспособление для вращения

Основные части камеры для съемки по методу вращения составляют: 1) основание, 2) кассета, 3) гониометрическая головка, 4) диафрагма и 5) приспособления для вращения (фиг. 1, 2, 3, 4).

Размер камеры обычно задается шириной пленки и диаметром кассеты, у нас же расчет камеры исходил от имеющейся гониометрической головки, пригнанной к гониометру Фюсса. Наименьший диаметр камеры получился в 61,8 мм (со вложенной рентгеновской пленкой и бумагой 61,4 мм). Ширина пленки взята 60 мм, причем для получения возможно большего числа шихтлинний экваториальная линия располагается не в центре. В верхней части пленки расстояние от нулевой линии 36 мм, в нижней 24 мм. В тех случаях, когда исследуемый объект имеет небольшие ребра пространственной ячейки, на рентгенограмме нашей камеры получается одна шихтлинния, как, например, это имеет место для случая с каменной солью. Кассету большего размера мы не могли изготовить за неимением подходящего материала.

Одно из основных требований в камере вращения — это точное совпадение оси цилиндрической кассеты с осью вращения гониометрической головки и затем прохождение оси диафрагмы через продольную ось кассеты, перпендикулярно к ней.

При разработке конструкции камеры мы исходили из того, что наибольшая точность работы на токарном станке получается в том случае, когда деталь заканчивается в обработке с одной постановки в патроне. Как бы ни был точен станок, очень трудно, чтобы после внимания из патрона детали и нового укрепления ее ось вращения осталась бы точно прежней. Поэтому в нашей камере детали рассчитывались таким образом, чтобы их можно было обрабатывать с одного зажима в патроне, тогда и требуемое совпадение осей будет соблюдено.

Следующее условие — прохождение оси диафрагмы через продольную ось кассеты, перпендикулярно к ней, наиболее трудно выполнимое. Соблюдение этого условия в заграничных моделях камер всецело зависит от точности станков и прецизионности работы. В нашей камере мы применили диафрагму, центрирующуюся в самой камере. При помощи 4 винтов диафрагма направляется на центрированный объект, который должен быть виден в поле зрения диафрагмы по середине. Этот принцип применен в камере ГФТИ и в достаточной степени себя оправдал.

Крепление диафрагмы производится на подставке, установленной перпендикулярно основанию камеры. Рентгеновская пленка закладывается в кассету по внутренней окружности, причем нижний конец пленки упирается в скошенную заточку, отводящую пленку к стенке кассеты, верхняя часть пленки прижимается к кассете, распирающейся пружиной. Для заглушения первичного пучка в выходное отверстие кассеты вставляется втулка с латунным стержнем, на конце которого напаян свинцовый цилиндр. Для наводки камеры глушитель вынимается и вместо него вставляется втулка со светящимся экраном.

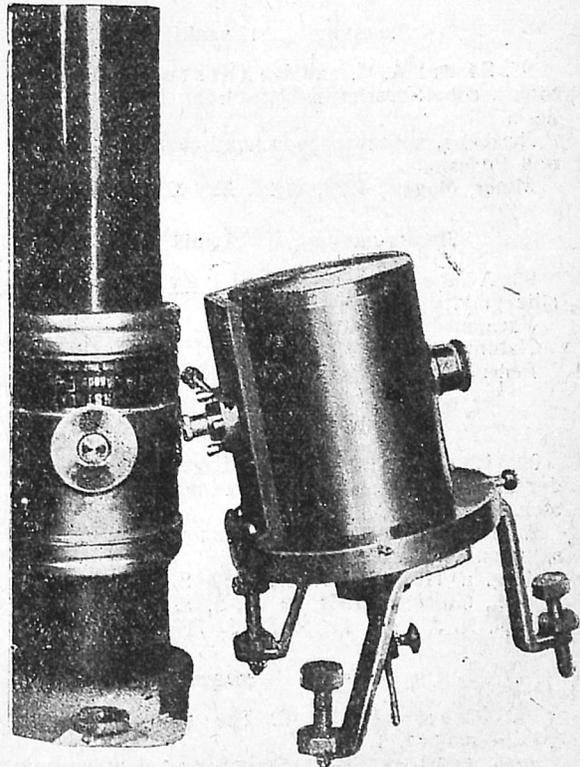
Для вращения объекта в камере применяются часы, пружинный механизм или мотор с



Фиг. 3. Кассета с крышкой и пружиной

передачей. Часы (будильник) для вращения гониометрической головки оказались слишком слабы, пружинный же механизм сложен и имеет тот недостаток, что его нужно часто заводить, поэтому мы остановились на моторе.

Для уменьшения скорости вращения обычно применяют червячную передачу. Имеющиеся в продаже такие передачи для кимографа стоят 125 руб. Нами было применено приспособление для наматывания ниток на шпульку швейной машины, состоящее из такой же червячной передачи в соотношении 1:150 и стоящее всего 2 р. 80 к. В соединении с мотором, регулируемым реостатом и передаточным шки-



Фиг. 4. Камера в работе

вом, вращение объекта около 2 об/мин. Путем включения второго червячного хода можно значительно уменьшить число оборотов. Для получения вращательных качаний можно применить сердцевинную шайбу (в приспособлении для наматывания шпульки она служит для направления нитки в ту и другую сторону)¹. Переключатель вращения мотора более

удобен в работе, но значительно труднее в изготовлении.

Соединение передачи с гониометрической головкой производится снизу при помощи стальной проволоки 4 мм диаметром, на конец которой напаян отрезок гибкого вала в 15 см длиной, закрепляемого в оси гониометрической головки винтом.

¹ Подробнее см. «Сборник работ по рентгено-технике» К. В. Васильев. Институт приклад-

ной минералогии, выпуск 55, стр. 99, 1932.

Библиография

Библиотека ИМС

(Продолжение)

Лепидолит Lepidolite

96. Mohr H. Lepidolite deposits «Rozna» in Moravia as lithium ore deposit.

Лепидолитовые месторождения в Моравии как месторождение литиевой руды.

Berg. u. Hütt., Jahrb. 1934, v. 82, № 2, pp. 44—50.

Реф: J. Amer. Ceram. Soc., 1934, v. 17, № 11; Ceram. Abstr., v. 13, № 11, p. 301.

Люзакит Lusakite

97. Skerl A. C. and Bannister F. A. Lusakite, a cobalt-bearing silicate from Northern Rhodesia.

Люзакит, кобальтсодержащий силикат из северной Родезии.

Miner. Magaz., 1934, v. 23, № 146, pp. 598—606.

Ляпис-лазурь Lapis lazuli

98. Anderson B. W. and Payne C. J. Specific gravity of lapis lazuli.

Удельный вес ляпис-лазури.

Nature, 1934, v. 134, p. 627.

Реф.: N. J. 1935, I, N. 1., S. 81—82.

Магнезит Magnesite

99. Hiessleitner. Zur Lagerstättengeologie des dichten Magnesits in Griechenland und Serbien.

К геологии месторождений плотного магнезита в Греции и Сербии.

Berg. u. Hütt., Jahrb., 1934, 82, S. 24—41.

Ann., Glückauf, 1934, № 16, S. 383.

Реф., N. J. 1934, 11, N. S., S. 717—20.

Магма Magma

100. Phemister T. C. The role of water in basaltic magma, T. 1—2.

Роль воды в кристаллизации базальтовой магмы.

Ztschr. Kristall., B, 1934, Bd. 45, H. 1, S. 19—77, H. 2/3, S. 99—132.

Магнетит Magnetite

101. Chudoba K. und Schilly W. Die Morphologie des Magnetits in Abhängigkeit vom strukturellen Aufbau.

Морфология магнетита в зависимости от его структуры.

N. J. A, 1934, Beil.-Bd. 68, H. 2, S. 241—267.

102. Guild F. H. Microscopic relations of magnetite, hematite, pyrite and chalcopyrite.

Микроскопическое исследование соотношения магнетита, гематита, пирита и халькопирита.

Econ. Geol., 1934, v. 29, № 2, pp. 107—120.

Метаморфизм Metamorphism

103. Brock B. B. The metamorphism of the Shuswap terrane of British Columbia.

Метаморфизм в районе Шузвап, Британская Колумбия.

Jl. Geol., 1934, v. 42, № 7, pp. 673—699.

104. Perrin R. Sur le metamorphisme.

О метаморфизме.

Compt. Rend. Acad., Paris 1934, v. 198, pp. 2005—2008.

Реф.: Miner. Magaz. 1935, v. 24, № 148; Miner. Abst. v. 6, № 1, p. 24.

Метаморфические породы Metamorphic rocks

105. Niggli Paul. Die chemische Klassifikation der metamorphen Gesteine.

Химическая классификация метаморфических горных пород.

Schweiz, Miner. u. Petrogr. Mitt., 1934, Bd. 14, № 2, S. 464—472.

Микролит Microlith

106. Bjørlykke H. Norwegische Mikrolithminerale. Ein Vorkommen. Ein Vorkommen von Mikrolith in Iveland, Setesdal, S. Norwegen.

Норвежские микролитовые минералы. Месторождение микролита в южной Норвегии.

Norsk Geol. Tidsskrift, 1934, Bd. 14, H. 1—2, S. 145—161.

Минерализация Mineralization

107. Stellwell F. L. Mineralization at Rosebery, Tasmania.

Процессы минерализации в Розбери (Тасмания).
Proceed. of the Australasian. Inst. of Min. & Met.,
N. S. 1934, № 94.

Реф. Min. Mag. 1934, v. 51, № 6, pp. 378—380.

Минералы Minerals

108. Spencer L. Thirteenth list of new mineral names.

Тринадцатый список названий новых минералов.

Miner. Magaz., 1934, v. 23, № 146, pp. 624—639.

109. Hibs ch T. E. Die Minerale des Böhmischen Mittelgebirges. Минералы из Миттельгебирге, Богемия.

Жена, Fischer, 1934, X, 196 S.

Анн., Miner. Magaz. 1934, v. 23, № 146; Miner. Abstr., v. 5, № 11, p. 482.

Реф., Ztschr. Kristall. B, 1934, Bd. 45, H. 5/6, S. 475.

Мозандрит Mosandrite

см. 35 See 35

Монтичеллит Monticellite

110. Beljankin D., Fedotjew K. und Nikogosjan C. Experimentaluntersuchung der magnesiumhaltigen Monticellite.

Экспериментальное исследование монтичеллитов, содержащих магний и железо.

N. J. A., 1934, Beil. — Bd. 68, H. 2, S. 337—348.

111. Камияма Теи́и. Monticellite from Hōkizawa, Kanagawa prefecture.

Монтичеллит из Японии.

Jl. Geol. Soc. Tōkyō 1934, v. 41, № 484, pp. 25—26. (на япон. яз.)

112. Мое́лман R. S. and Со́уер F. A. Monticellite from Crestmore, California.

Монтичеллит из Крестмора, Калифорния.

Amer. Miner. 1934, v. 19, № 10, pp. 474—475.

Морские осадки Marine sediments

113. Нехт Франц. Bemerkungen zu Trask's Methode der Bestimmung des organischen Gehaltes meerescher Sedimente.

О методе Траска для определения органического состава морских отложений.

Wissensch. Mitt. d. Senckenberg. naturforsch. Gesell., 1934, Bd. 16, № 1, S. 21—24.

Мрамор Marble

114. Шаррэн V. Le marbre brèche du Tholonet (Bouches du Rhône).

Мраморная брекчия в Толоне (Устье Роны).

Rev. Matér. de Constr. (Marbres), 1934, № 295, p. 49 M — 51 M.

Анн., Rev. Géol. 1933—1934, v. 14, fsc. 11, p. 627.

115. Les marbres dauphinois et savoyards. Мраморы Дофинэ и Савойи.

Rev. Matér. de Constr. (Marbres), 1934, № 302, pp. 81 m—83 m.

Реф., Rev. Géol. 1935, v. 15, fsc. 1—2, p. 63.

116. Marbres statuares du Roussillon.

Скульптурный мрамор из Руссильона.

Rev. des Matér. de Constr. (Marbres), 1934, № 297, pp. 43 m — 44 m.

Анн. Rev. Géol. 1934, v. 14, fsc. 7—8, p. 420.

Наждак Emery

117. Lapparent J. Comportement, en leur gîte, des émeris de Samos.

Характеристика месторождений наждака на о. Самосе.

Compt. Rend. Acad., Paris, 1934, v. 198, pp. 760—761.

Анн., Miner. Magaz., 1934, v. 23, № 146; Miner. Abstr. v. 5, № 11, p. 526.

Нефелин Nepheline

118. Campbell R. and Stenhouse A. G. The occurrence of nepheline and fayalite in the phonolitic trachyte of the Bass Rock.

Нефелин и Фаялит в фонолитовом трахите Басс Рок (Шотландия)

Trans. Edinburgh Géol. Soc., 1934, v. 13, pp. 126—132.

Анн., Miner. Magaz. 1934, v. 23, № 145; Miner. Abstr. v. 5, № 10, p. 441.

Нозеан Nosean

См. 39. See 39.

Норит Norite

119. Partridge F. C. Note on the mineralogical constitution and accessories of the Bon Accord norite.

Заметка о минералогическом составе и акцессорных минералах норита из Бон Аккорд.

Trans. Geol. Soc. South Africa, 1934, v. 37, pp. 53—55.

Реф. N. J. 1934, 11, H. 6, S. 915.

Олигонит Oligonite

120. Mayo, Evans B. and O'Leary Wm J. Oligonite, a manganosiderite from Leadville, Colorado.

Олигонит — манганосидерит из Колорадо.

Amer. Miner., 1934, v. 19, № 7, pp. 304—308.

Ортшейн Ortstein

121. Bülow, Kurd, von. Zur Geologie des Ortsteins.

К геологии ортштейна.

Geol. Rund., 1934, Bd. 25, H. 4, S. 247—255.

Библиография 10 назв.

Парагонит Paragonite

122. Corrick R. B. Paragonite from Pizoloforne, Switzerland.

Парагонит из Пиццо Форно, Швейцария.

Amer. Miner., 1934, v. 19, № 9, pp. 431—433.

Паргазит Pargasite

См. 89. See 89.

Издания редакционной базы Всесоюзного научно-исследовательского института минерального сырья

Москва, Б. Ордынка, 32. Тел. В-1-50-52

Текущий счет в Московско-Ленинском отделении Госбанка № 160107

ИМЕЮТСЯ В ПРОДАЖЕ СЛЕДУЮЩИЕ НОВИНКИ

Атлас геологических и гидрогеологических карт г. Москвы. 5 многокрасочных карт и 5 профилей. Цена 35 руб.

Алимарин и Ромм.—Сборник химических анализов минералов и горных пород. Цена 3 руб.

Архангельский А. Д., ак. и Копченова Е. В.—К познанию химического состава железных руд СССР. 68 стр. Цена 2 р. 50 к.

Аршинов В. В., проф.—О стеклянных полусферах для кристаллооптических измерений на поляризационном микроскопе. 50 стр. Цена 1 р. 60 к.

Беспяткин В. Ф.—Теоретические основания к правильному выбору рабочего инструмента в ударном бурении. 40 стр. Цена 1 р. 50 к.

Веселовский В. С.—Технология графита. Цена 9 руб.

Добролюбова—Определитель колониальных кораллов *Rugosa* среднего карбона Подмосковно-го бассейна. Цена 1 руб.

Добролюбова—Колониальные кораллы *Rugosa* среднего карбона Подмосковного бассейна.

Захаров Е. Р. и Юшко С. А.—Очерки по геологии Урала. Цена 3 р. 10 к.

Зборовский М. Э., Гермогенова Е. В. и др.—Сборник работ ИПМ по титану. Цена 4 р. 50 к.

Зверев Л. В.—Вязкость шлаков.

Копченова и Дейчман.—Определение малых

количеств различных элементов в железных рудах. Цена 2 руб.

Лютин и Захарова—Седиментационный анализ.

Лютин Л. В.—Физико-химические основы технологии коллоиднографитовых препаратов. Цена 2 руб.

Маслов В. П.—Материалы к познанию ископаемых водорослей СССР. Цена 1 р. 70 к.

Менковский М. А.—Технология серы. Ч. 2-я.

Саваренский Ф. П., проф.—Инженерно-геологические исследования для площадок промышленного строительства (1934 г.). Цена 2 р. 25 к.

Сулоев А. И., Пономарев А. Л. и др.—Хайдарканское ртутно-сурьмяно-плавиково-шпатовое месторождение. Цена 2 р. 50 к.

Сыромятников и Васильев—Роль железа в асбесте.

Федоровский Н. М., проф.—Наши достижения в области прикладной минералогии. 158 стр. Цена 3 руб.

Шабьнин Л. И.—О промышленном значении Борзовского месторождения корунда на Урале. 30 стр. Цена 1 руб.

Шабьнин Л. И., Опарин, Кармазин—Приуртшские месторождения наждака на Урале. Цена 3 р. 30 к.

Книги высылаются наложенным платежом. Заказы направлять в редакционную базу Института

КНИГИ ПРОДАЮТСЯ: в Москве: в Редакционной базе Института; в магазинах Козиза № 8—Петровка, 15 и № 15, ул. Горького, 26; в магазине Книгосбыта ОНТИ № 3—Калужская, 1; в Ленинграде—в магазинах Книгосбыта ОНТИ. Кроме того, в центре и на периферии продажа производится во всех киосках при научных и учебных заведениях и предприятиях НКТП СССР.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ



ГОС. ОБЪЕДИН. НАУЧНО-ТЕХНИЧ. ИЗД-ВО

№ 9

МОСКВА - ЛЕНИНГРАД

ГОД X

1935

	Стр.		Page
Минеральное сырье на службу обороне страны	1	Minerals to the Service of the Defence of the Country	1
Н. Е. Ефремов — Беденское месторождение хромистого железняка на Северном Кавказе	4	N. E. Efremov — The Bedensky Chromite Deposit in Northern Caucasus	4
Проф. С. М. Веллер — Тедзамский вулканический пепел (Грузия) как гидравлическая добавка	16	Prof. S. M. Veller — The Tedsam Volcanic Ash (Georgia) as a Hydraulic Aggregate . . .	16
А. И. Иванов — Исследования пылевидного кремнезема с целью получения высокодисперсных фракций	19	A. I. Ivanov — Investigations of Pulverulent Silica for Obtaining Highly Disperse Fractions	19
И. П. Алимарин и Б. Н. Иванов-Эмин — Об определении рассеянных элементов в стеклопромышленных песках . .	26	I. P. Alimarin and B. N. Ivanov-Emin — On the Determination of Disseminated Elements in Sands for Glass Industry .	26
А. С. Базилевич — Упрощенное определение содержания окиси магния в тальковой породе	31	A. S. Bazilevitch — A Simplified Determination of Magnesia Content in Talc Rock . . .	31
Б. П. Авилов — Роль канатной пилы в современном карьере по добыче мрамора	34	B. P. Avisov — The Role of the Wire Saw in a Modern Marble Quarry	34
А. Г. Баюла — Флотация турмалина из хвостов Ключевских руд	52	A. G. Bayula — Flotation of Tourmaline from Tailings of the Klyuchevsky Ores . . .	52
Реализация научно-исследовательских работ в промышленности	59	Realization of Scientific Research Works in Industry	59
Заметки	60	Notes	60
Рефераты	63	Reviews	63

На обложке: Коелгинский мраморный карьер

Ответственный редактор проф. Н. М. Федоровский

Уполномоченный Главлита № В-26984

Тираж 2665

Число ан. в п. л. 80 тыс.

Сдано в набор 17/VIII 1935 г.

Зах. № 1441.

Технический редактор О. Залышкина.

Ст. Ат. Б5 — 176 × 250. ^{1/16} доля

Подписано к печати 27/IX 1935 г.

4 печатных листа

1-я Журнальная типография ОНТИ Наркомтяжпрома СССР, Москва, Денисовский пер., 30.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

О Р Г А Н

ВСЕСОЮЗНОГО ИН-ТА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

№ 9

1935 г.

Год X

Минеральное сырье на службу обороне страны

Захват Японией Манчжурии, оккупация Северного Китая, агрессивные действия, направленные на захват всего Китая, непосредственный переход итальянского империализма к захвату Абиссинии, авантюристические, резко агрессивные планы германского фашизма, направленные прежде всего на организацию крестового похода реакции против Советского союза, на ликвидацию национальной независимости прибалтийных государств, Австрии и Чехословакии, на отторжение для себя колоний, дальнейшее углубление основного противоречия в лагере империалистов — противоречия между США и Англией, ожесточенная экономическая борьба и непосредственно военные конфликты на почве захвата рынков сбыта — все это показывает с предельной очевидностью, что капиталистический мир лихорадочно готовится к новой империалистической войне, что фактически уже начался передел мира.

В обстановке нарастающей опасности империалистической бойни, перехода буржуазии к террористическо-фашистским методам, расправы с рабочим классом и трудящимися, СССР, упрочив позиции диктатуры пролетариата и социализма на основе политики индустриализации народного хозяйства, коллективизации сельского хозяйства, укрепления обороноспособности страны, стал важнейшим и решающим фактором мира, единственно устойчивой надежной и прочной силой, последовательно защищающей мир в Европе и во всем мире. Благодаря своей растущей мощи и неизменной политике мира СССР сумел воспрепятствовать нападению на него империалистических держав и фашистских поджигателей войны.

Капиталистический мир лихорадочно готовится к войне. Но готовиться к войне — это значит обеспечить себя

запасом целого ряда видов минерального сырья. Один из влиятельных горных деятелей США очень метко сказал: «**Личить нацию вольфрама — значит ослабить ее мощь во время войны**». Эти слова могут быть отнесены и к ряду других минералов. Таковыми являются молибден, никель, алюминий, кобальт, титан, хром, свинец, олово, сурьма, мышьяк и др. Теперь уже довольно открыто в своих официальных совещаниях и беседах буржуазные геологи употребляют термин «минералы войны», к каковым относят те из них, в составе которых имеется достаточное для извлечения количество какого-нибудь вышеуказанного элемента. В Америке их называют «стратегические» минералы. Известно, что срок службы орудий значительно увеличивается, если их сделать из высококачественной стали с примесью таких элементов, как вольфрам, молибден и никель.

Это всецело подтверждается данными мировой войны, если взять среднестатистическое число выстрелов легких пушек:

Германия . . .	(77-мм пушка) — 15 тысяч выстрелов
Франция	(75-мм пушка) — 8 тысяч выстрелов
Россия	(76-мм пушка) — 6 тысяч выстрелов ¹

Таким образом эти цифры показывают, что Германия до мировой войны была одной из передовых стран в отношении использования этих редких элементов в военных целях, Россия же — самой отсталой. Теперь совершенно бесспорно назначение этих элементов в изготовлении дул пушек, пулеметов, броневых плит танков, бронепоездов, бронебойных снарядов и взрывчатых пеществ и в самолетостроении. Так же

¹ Из статьи инж. З. Либман в газете «З. И.» от 27/VII 1935 г., № 171 (4143).

хорошо известно назначение сурьмы и мышьяка как веществ, имеющих взрывное свойство. Свинцовые пули в смеси с сурьмой получают совершенно другие свойства. К таким пулям относятся броневые пули. Отсюда видно, что значение вышеперечисленных элементов в военном деле весьма и весьма важное, и поэтому в некоторых капиталистических странах импортерам этих минералов предоставляют различные льготы. Другие же страны, не имея на своей территории больших запасов «минералов войны», предпринимают авантюристические агрессивные шаги для приобретения более слабых государств с богатыми недрами (японский захват территории Северного Китая и Манчжурии; итальянская авантюра по отношению к Абиссинии и т. д.).

«Если хочешь мира, готовься к войне!» СССР стал оплотом мира только потому, что усилил свою обороноспособность. Но военная техника капиталистических стран не стоит на месте.

До революции Россия совершенно не разрабатывала таких элементов, как никель, олово, алюминий, кобальт, титан, молибден и др. Поиски и добыча их начались в советское время, и нужно отметить, что уже сейчас достигнуты значительные успехи в обеспечении страны этими элементами. Однако успехи наши по всем этим объектам различны. Ниже рассмотрим территорию нашего Союза под углом зрения нахождения этих элементов.

Никель. Запасы этого металла в нашем Союзе огромны. Не учитывая никелевых месторождений, имеющих магматическое происхождение, как то: в районе Кольского полуострова, Норильских гор, выявленных за последние годы силикатные никелевые руды—Халиловское, Уфалейское и Актюбинское месторождения—дают огромный запас этого металла, и мы выходим по запасам никеля почти на второе место в мире. Однако не все месторождения еще освоены. Поэтому ближайшей задачей является технологическое освоение этих месторождений и извлечение металла.

Кобальт встречается в нашем Союзе в комплексе с другими рудами либо глубинного генезиса либо поверхностного. К первому типу относятся месторождения контактовых железных руд Дашкесана (в Закавказье), Покровское, Тур-

бинский рудник на Урале; ко второму типу относится кобальт совместно с силикатным никелем в Актюбинске и Халилове. Освоение последних месторождений на никель и кобальт должно быть ближайшей задачей промышленности.

Алюминий. Этот металл является металлом, освоенным исключительно в советское время, и уже за короткий период построены алюминиевые заводы на Украине и в Ленинградской области. Огромные запасы этого металла найдены на Урале, в Казакстане и в Закавказье. Эти запасы, которые необходимо как можно быстрее освоить, дадут нам возможность усилить нашу авиацию.

Сурьма встречается совместно с ртутью и мышьяком. Крупных сурьмяных месторождений мы не имеем. Некоторое количество ее встречается в Никитовке, в месторождениях Средней Азии. Кроме того, сурьма входит в состав минералов, встречающихся в полиметаллических и медных месторождениях. При комплексной добыче всех компонентов можно добыть и сурьму. Дальнейшее внимание промышленности должно быть обращено на сурьмяные месторождения—Раздолинское, Казакстанское (около Успенского месторождения), на Северном Кавказе. Наряду с этим нужно будет обратить внимание на сурьму в блеклых рудах Риддера и других полиметаллических рудах.

Мышьяк встречается в нашем Союзе как в виде жил арсенопирита, аурипигмента и реальгара, с одной стороны, так и в составе блеклых руд (теннантита) в медных месторождениях, с другой. Нами осваиваются только арсенопиритовые жилы Урала, Забайкалья (Нерчинска), но необходимо ускорить освоение Среднеазиатских, Закавказских и Кавказских месторождений. Наряду с этим нужно ускорить улавливание мышьяка в медных месторождениях Урала, где содержание его промышленное.

Вольфрам. Наши вольфрамовые месторождения, не имеющие больших запасов и не покрывающие наших потребностей, имелись в Забайкалье (Опоги-Борзинский район, Гумбейка (Южный Урал). За последние годы поиски контактового типа вольфрамового минерала дали такие районы, как Минусинское шеелитоносное и Пешковское ше-

литовое (недалеко от Нерчинска). За последние годы найдены месторождения в Бурято-Монголии, в Закавказье (вблизи Коробского месторождения), около Прибалхашстроя и т. д. Освоение этих месторождений не допускает ни малейшего замедления.

Молибден также не извлекается в потребном для нашей промышленности количестве. Забайкальский район не может удовлетворить нашу потребность. За последние годы выявлены месторождения в Кольвани (Ручьевское), на Кавказе (Тернаусское) и в Закавказье (Коробское). Освоить их—самая ближайшая задача промышленности. Одновременно с этим необходимо обратить внимание на Мо, находящийся в комплексе с меднопорфировыми рудами; в этом отношении наиболее важным является Агатакское меднопорфировое месторождение в Закавказье.

Олово. Этот металл считается остро дефицитным. Имеющиеся Забайкальские месторождения ни в какой мере не обеспечивают нашей потребности. Наиболее надежные оловоносные точки, выявленные за последние годы, а именно: Якутия, Калба, Средняя Азия, Северный Кавказ, Дальний восток, Калыма, требуют к себе самого внимательного отношения. Промышленность должна освоить эти точки, невзирая на все связанные с этим трудности и большие затраты.

Таким образом из краткого обзора имеющихся в нашем Союзе точек, содержащих минералы оборонного значения, можно вывести, что наиболее остродефицитными металлами пока что остаются: олово, молибден, сурьма, мышьяк, титан. Хотя территория нашего Союза богата этими минералами, но нахождение и освоение их сильно пока отстают. Сознывая всю важность этих обо-

ронных металлов, рассмотрим, какие же мероприятия необходимо провести для их выявления и извлечения.

1. Месторождения W, Mo, As, Sb, Sn большей частью встречаются в виде мелких не мощных жил, ведущих себя очень капризно как по простиранию, так и на глубину; поэтому разведочные работы в этих месторождениях и являются отчасти эксплуатационными. Отсюда вытекает существенная задача—не смущаться величиной найденных месторождений, а подвергнуть обработке любое, даже карликовое, месторождение, с запасами, не превышающими 20—30 т металла. При открытии таких мелких месторождений необходимо ставить передвижную обогатительную фабрику и подвергнуть руды обогащению и получению концентрата.

2. Форсировать разведку редких и оборонных минералов.

3. Ускорить темпы освоения уже выявленных крупных и мелких месторождений оборонных минералов Ni, Al, W (шеелит), Hg и др.

Нынешняя напряженная международная обстановка требует от нас, научно-исследовательских геологоразведочных институтов и геологов, упорной работы над минеральным сырьем и в первую очередь над оборонными минералами.

Под руководством партии большевиков во главе с великим и мудрым вождем народа товарищем Сталиным наша страна достигла крупнейших успехов в индустриализации и усилении обороноспособности. Дальнейшее усиление индустриальной и оборонной мощи нашей великой родины диктует необходимость укрепления нашей Красной армии, а это требует большего внимания к «минералам войны», увеличения запасов и освоения их.

Н. Е. Ефремов

Беденское месторождение хромистого железняка на Северном Кавказе

Местоположение месторождения. Беденское¹ месторождение хромистого железняка расположено вверх по р. Б. Лабе в 6 км от селения Псемен на Северном Кавказе². Ст. Лабинская Северо-Кавказской ж. д. находится в 98 км. Дорога к месторождению проходит через Мостовое, Шедок, Псебай. Другой ва-

риант пути протяжением 75 км проходит по берегу р. Б. Лабы—в зоне развития речных отложений. Этот вариант более удобен по характеру слагающих дорогу грунтов в дождливое время, но, вообще говоря, менее освоен, так как требует небольших подрывных работ вблизи г. Ахмет (фиг. 1).

¹ По имени горы Беден — высшей точки района.
² Месторождение находится на территории б. Асбестового рудника.

Месторождение генетически связано с серпентиновым массивом, выходящим у подножья г. Бедена по ее Северо-Западному склону.

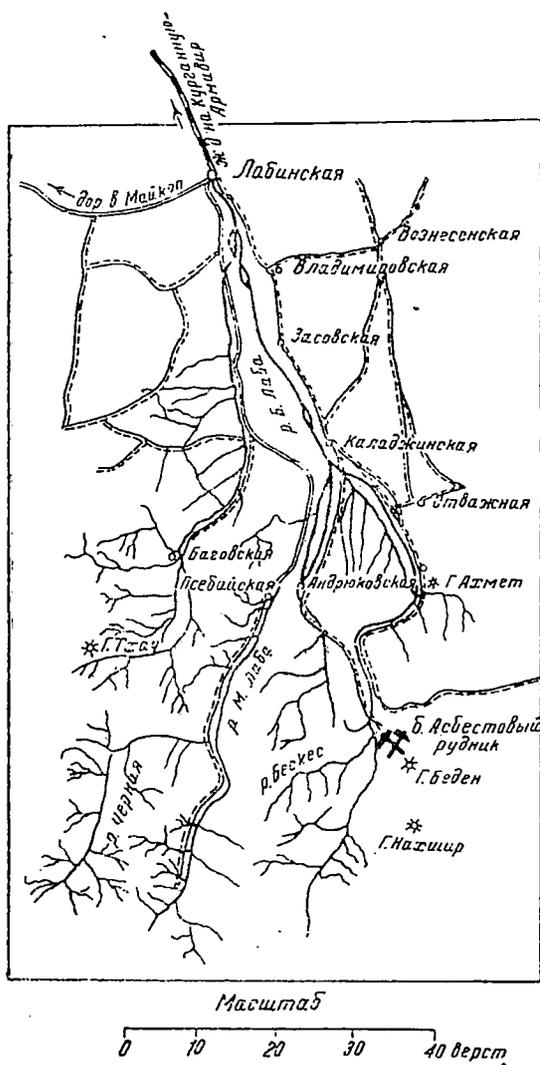
Этот склон в районе месторождения изрезан целым рядом сравнительно коротких, но глубоких и крутопадающих балок, загроможденных горами осыпей. Такими балками являются: Мощевая, Власенкова, Беден, Медвежья, Грушевая, Безымянная и др.

Геологическое строение района месторождения

В геологическом построении данного района участвуют кристаллические и осадочные породы.

Наиболее древними породами являются кристаллические сланцы гнейсы и гранито-гнейсы докембрийского возраста, которые в свою очередь прорваны интрузиями сильно серпентинизированных ультраосновных пород, давших в процессе метаморфизации серпентиниты и граниты (кварцевых диоритов!) Этими породами собственно и сложены берега р. Б. Лабы, ее притока р. Бескес и многочисленных их притоков — балок. Характерным для сланцево-гнейсовой толщи данного района является отсутствие в ее составе амфиболитов и роговообманковых сланцев, позволяющее думать, что здесь представлены верхние горизонты этой толщи.

Толща пологопадающих (5—10°) толстослоистых мелкозернистых нижнеюрских песчаников, в основании которых иногда встречаются прослои мелкого конгломерата, трансгрессивно налегает на кристаллические породы, слагая верхушки возвышенности и отчетливо проявляясь в рельефе района и сопредельных территорий.



Фиг. 1. Обзорная карта Беденского месторождения хромистого железняка

Беденский серпентинитовый массив представляет собой, повидимому, изолированный северный отрог той полосы серпентинитов, которая со времени работавшего здесь Н. И. Безбородько (3) получила название змеевикового пояса.

Первое проявление серпентинитов наблюдается примерно в 0,8 км выше впадения р. Бескес в р. Б. Лабу.

Затем выступает серый и серовато-розовый среднезернистый гранит, снова сменяемый серпентинитами, протягивающимися дальше, вверх по течению р. Б. Лабы около 5 км, где на юге с ними контактируют (тектонически) метаморфические породы (филлиты) нижнего палеозоя.

Геологическим изучением данного района занимались многие исследователи: Н. И. Безбородько (3), И. В. Попов (4), В. Н. Рабинсон (2), Н. Е. Ефремов (11), Д. П. Сердюченко (12) и поэтому здесь не стоит вдаваться в подробности геологического строения района, которые даются в работах указанных авторов.

Вопрос о возрасте развитых здесь гранитов и серпентинитов представляет собой большой научный интерес для геологии Кавказа. Все упомянутые исследователи данного района приходят к единодушному решению о более молодом возрасте гранитов по отношению к серпентинитам; по вопросу же о возрасте серпентинитов и гранитов существуют расходящиеся мнения.

А. П. Герасимов (9) их считает каледонскими, автор (11) на основании своих прежних исследований определяет их как герцинские, и наконец, Д. П. Сердюченко (10) относит их к докембрию.

Серпентиниты

Среди серпентинитов Бедена можно различать уже в полевых условиях антигоритовые и хризотилитовые разновидности, резкое разграничение которых маскируется наличием смешанных (переходных) типов.

Для хризотилитовых разновидностей, как это уже описывалось неоднократно многими авторами [Б. П. Кротов (7), А. Н. Заварицкий (32)], типично плотное сложение с характерным плоскораковистым изломом и жирноватым блеском. Антигоритовые серпентиниты характеризуются тонкозернистым или тонкопластинчатым сложением.

Кроме указанных основных разновидностей, сравнительно часто встречается серпофит [по В. Н. Лодочникову (6)] разнообразных цветов.

Весьма характерно для серпентинитов развитие плоскостей и зеркал скольжения, покрытых серпофитами различного цвета, параллельно волокнистым хризотил-асбестом, примазками карбонатов и др. Более мощно выраженные динамические процессы местами привели к возникновению брекчированных зон, где образовались участки «змеевиковых» сланцев.

Не останавливаясь на детальном описании беденских серпентинитов, которое приведено в другой моей работе (29), следует указать, что материнскими породами для серпентинитов Бедена являлись перидотиты-гарцбургиты, как это было впервые установлено мною и для серпентинитов районов Тхач—М. Лаба (13,14). По своему характеру вмещающие серпентиниты довольно разнообразны: от разрушенных зеленовато-серых, белесоватых до темных, почти черных, плотных и очень крепких серпентинитов.

Иногда приходится наблюдать серпентиниты яркозеленого (спаржевого) цвета с порфирированной структурой, резко отграниченные от вмещающей их общей массы, содержащие включения незначительных скоплений хромшпинелидов ∞ 3—7 см². Обычно же довольно часто во вмещающих рудные тела серпентинитах часто наблюдаются сравнительно постепенные переходы на протяжении нескольких метров от бледных до темных цветов с наличием полосатых и пятнистых окрасок.

Химический состав и характеристика серпентинитов

Привожу данные химического анализа серпентинитов Бедена:

1. Зеленовато-серый сдавленный серпентинит вмещающий рудную жилу № 5.
2. Молочно-белый матовый серпофит из жилки, секущей серпентинит вблизи рудной жилы № 2.

Следует указать, что серпентиниты Беденского массива, обладающие богатым сочетанием различных цветов и оттенков, представляют собой благодарный материал для камнерезно-декоративного дела.

Таблица 1

Название окислов	1	2
	в вес %	
SiO ₂	42,12	37,12
Al ₂ O ₃	—	4,69
Fe ₂ O ₃	1,40	1,26
FeO	Следы	—
CaO	—	1,29
MgO	41,13	37,04
+H ₂ O	13,30	14,00
-H ₂ O	1,54	1,02
Σ	99,49	100,23

Изготовленные из серпентинита различные облицовки, декоративные украшения, настольные доски, письменные приборы и т. д. показали, что материал прекрасно принимает полировку.

Одновременно следует отметить, что к настоящему времени намечаются благоприятные перспективы использования серпентинитов как минерального сырья в самых разнообразных направлениях. Так например, серпентинит, обработанный серной кислотой, употребляется за границей в качестве удобрения. Кроме того, работами проф. Дружинина установлено, что добавка серпентинита к суперфосфату предохраняет последний от затвердевания, слеживания и других вредных явлений.

В равной мере серпентиниты могут представить собою неисчерпаемые запасы различных соединений магния, выгодно сочетающегося с активной кремневой кислотой; кроме этого, они же могут быть использованы в производстве кислотолитов и фибролитов; наконец, для беденских серпентинитов установлена их способность адсорбировать различные пигменты из растворов органических красок, нефтепродуктов и др.

Для целей общей характеристики серпентинитов Бедена надо отметить и их асбестонность.

Асбестонность находится в самой тесной связи с жильными образованиями, прорезывающими серпентинитовый массив.

Прожилки хризотил-асбеста обычно разделены просечками (parting) серпентинита, иногда ничем не отличающегося от вмещающего данную жилу серпентинита; иногда же просечки сложены серпофитом или магнетитом.

Длина волокна хризотил-асбеста колеблется от 3 до 25 мм; иногда же размеры волокна столь малы (mass-fiber), что наличие хризотил-асбеста устанавливается лишь после мелкого дробления и перетирания серпентинита.

Беденский хризотил-асбест по своему качеству вполне удовлетворительный и после обогащения дает выход преимущественно строительных и шиферных сортов. Главнейшее значение в месторождении принадлежит поперечно-волокнуистой разновидности хризотил-асбеста (cross-fiber), однако изредка встречается и продольно-волокнуистая (slip-fiber), выполняющая в серпентинитах трещины в виде скоплений и примазок вдоль плоскостей скольжения.

Вопросу асбестопроявления в Беденском массиве посвящена другая моя работа (15), поэтому я на нем здесь детально не останавливаюсь³.

Тем не менее представляет интерес указать на крайне характерный случай асбестопроявления, представляющего собою строго выраженный тип, которому автором присвоено название «зальбандового-мелкопрожилкового». Асбестопроявление приурочено всегда к зальбандам разнообразных жильных пород серпофитов, лампрофилов, плагиоплитов, плагиоклазитов) и серпофита, проявляясь здесь в виде параллельно расположенных прожилков, наиболее сгущенных в частях, прилегающих к жильному телу, как это наглядно демонстрирует фиг. 2⁴.

Описание выходов рудных тел

Выходы хромистого железняка у подножия горы Беден впервые были отмечены Н. И. Безборолько (1), который указал два выхода хромита: один — на правом берегу р. Б. Лабы, другой — на левом⁵.

Последующими поисковыми и разведочными работами, произведенными хромитовой партией Северокавказским

³ См. также (4, 37).

⁴ В тех случаях, когда серпентинит рассекается кислыми жильными породами, помимо асбестопроявления, в зальбандах возникают биотитовые, актинолитовые, хлоритовые и тальковые образования.

⁵ Краткое описание этих же выходов приведено у И. В. Попова (5).

Г. Р. У. (в составе начальника партии Ефремова Н. Е., консультанта Сердюченко Д. П., прораба Кобилева А. Г. и коллекторов Калинина и Ворвулева) в 1930 г. было установлено, помимо двух известных ранее, шесть новых коренных выходов.

Все известные в месторождении коренные выходы имеют типичную жилообразную форму.

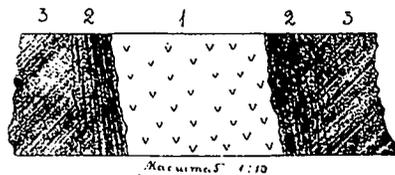
Жилы № 1, 2, 3 и 5 расположены на правом берегу р. Б. Лабы, а жилы 4, 6, 7 и 8—на левом берегу. Наиболее крупной является жила № 1 (она описывалась Н. И. Безбородько как жилообразный шток), залегающая в правом склоне б. Власенковой, в ее среднем течении, на отметке 90 м над тальвегом балки в так называемом «Белом осыпище».

Простираение жилы грубо меридиональное. Падение почти отвесное с восточным склонением. Жила имеет резко выраженные границы с вмещающими сильно выветрелыми серовато-зелеными серпентинитами. В большинстве случаев эти границы представляют собой **трещины, разделяющие хромшпинелиды и серпентинит.**

В жиле можно различать 2 зоны. Первая — внутренняя — представлена массивным, почти чистым хромшпинелидом с небольшим количеством цементирующего серпентинита и примазок хромовых хлоритов, карбонатов и брусита и вторая — внешняя, составленная из мелкокрапленного хромшпинелида в серпентините.

Иногда можно видеть вкрапленность зерен хромшпинелида во вмещающем серпентините, распространяющуюся на сравнительно большом расстоянии (до 1,5 м) от коренного выхода. Характерно, что эта вкрапленность наблюдается именно в зоне наиболее разрушенного серпентинита и должна быть поставлена в связь с гидротермальной деятельностью, в результате которой мы и имеем миграцию хрома.

Условия залегания рудной жилы в крутом склоне предопределяли целесообразность разведки жилы по простираению при помощи штольни, которая и была пройдена длиной в 24,30 м, причем на последних 3 м наблюдалось резкое падение мощности, выклинивания, и наконец, руда исчезла в потолке штольни. В результате только в забое штоль-



Фиг. 2. Схематическая зарисовка жилы серпофита, секущей серпентинит. Зальбанды жилы асбестоносны: 1—серпофит, 2—прожилки хризотил-асбеста в серпентините, 3—серпентинит

ни сохранилось лишь небольшое изолированное гнездо хромита 20 × 20 см.

Для разведки жилы по падению были пробиты 2 гезенка, проходившие из штольни. Первый гезенк, пройденный у устья штольни, показал выклинивание жилы на 3 м, тогда как во втором гезенке, заданном на 17 м от устья, руда начала выклиниваться на 4 м.

Как в массе хромшпинелидов, так и на границах рудного тела с серпентинитом наблюдалось большое количество розовых и фиолетовых хромовых хлоритов, представленных родохромом, кочубейтом и главным образом кеммереритом.

Для характеристики жилы по восставанию нужно указать, что по отвесному склону руда обнажается выше горизонта штольни на 7—8 м.

Мощность рудной жилы в результате многочисленных замеров по штольне и шурфам колебалась в пределах от десятка сантиметров до 2,16 м. Обычная мощность (исключая пережимы) может быть принята равной 90 см.

Попутная добычка, сопровождавшая разведочные работы на жиле № 1, дала 200 т высокосортной хромовой руды.

Жила № 2 была встречена также в правом склоне б. Власенковой, на более низкой высотной отметке в отношении жилы № 1, примерно в 400 м от длины р. Б. Лабы.

Эта жила, как и предыдущая, в силу сходных с последней условий залегания также разведывалась при помощи штольни по простираению и шурфа по падению.

Для характеристики жилы следует указать, что наибольшая мощность ее наблюдалась в штольне, где она достигла 1,60 м. После того как в штольне на 8 м жила пошла на выклинивание, для разведки по падению был пробит гезенк в наиболее мощном участке. Жила



Фиг. 3. Выход рудной жилы № 3 (показан белым пунктиром)

была прослежена в гезенке до горизонта 10 м, но показала уменьшение мощности до 0,15—0,05 м.

Следует отметить, что вмещающие жилу серпентиниты отличаются более значительной крепостью по сравнению с серпентинитами жилы № 1.

Жила № 3 залегает в весьма нарушенных серпентинитах левого склона небольшой балочки, расположенной выше по течению р. Лабы за балкой Власенковой. Неглубокими расчистками жила была прослежена на несколько десятков метров по простиранию и наклонкой на несколько метров по падению.

Руда этой жилы отличается своим массивным сложением, давая «сливную» руду при мощности в забое наклонки, колебавшейся в пределах 70—90 см. Судя по наличию громадных зеркал скольжения, как во вмещающих серпентинитах, так частично и в самом рудном теле необходимо допустить наличие крупных передвижек, которые испытали серпентиниты, и считаться с возможностью, что разведывавшийся участок представляет собой лишь часть разорванной рудной жилы (фиг. 3).

Жила № 5 расположена также на правом склоне балки Власенковой в ее чиж-

нем течении, несколько выше жилы № 1.

На горизонте расчистки, вскрывшей коренное залегание жилы, последняя имела раздувы, достигавшие 80 см мощности. Разведочная выработка, прослеживавшая жилу на глубину, показала, что она имеет тенденцию к выклиниванию, так как мощность рудного тела упала до нескольких (5—10) см.

Жила № 4 (левый берег р. Б. Лабы), отмечавшаяся еще ранее Н. И. Безбородько (1), залегает в серовато-зеленых, сильно выветрелых серпентинитах, в середине так называемого «Белого осыпища» на отметке ~ 100 м над водным зеркалом р. Б. Лабы.

Жила № 4 может быть рассматриваемая как продолжение жилы № 1, с которой она располагается на одной прямой.

Вполне возможно, что эти жилы составляли некогда одно рудное тело, разъединенное эрозией деятельностью р. Б. Лабы.

Обе эти жилы расположены на линии какого-то большого разлома, к которому, повидимому, был приурочен выход углекислых терм, в результате воздействия которых вмещающие обе жилы серпентиниты в сильной степени магнетитированы и местами превращены в совершенно рыхлую породу, утратившую свой первоначальный облик. Мощность жилы, прослеженной на протяжении около 30 м, колебалась от 0,05 до 0,50 м. Как и в первой жиле, здесь местами можно различать внутреннюю и внешнюю зоны.

Внутренняя представлена довольно богатой рябчиковой рудой, где цементом является спаржево-зеленый, довольно хрупкий хлорит. Внешняя образована разрушенным, выветрелым зеленовато-серым серпентинитом, несущим вкрапленность хромшпинелидов (фиг. 4).

Жила № 6 расположена в нескольких сотнях метров от жилы № 4, выше по течению р. Б. Лабы, вблизи налегающих на серпентинит юрских песчаников. Мощность жилы весьма изменчива и колеблется от 1 см до 0,8 м. При этом рудные скопления часто бывают разубожены серпентинитом.

Жилы № 7 и 8, представляющие, по-видимому, одно и то же рудное тело, расположены в среднем течении б. Безымянной, будучи отделены друг от друга несколькими десятками метров.

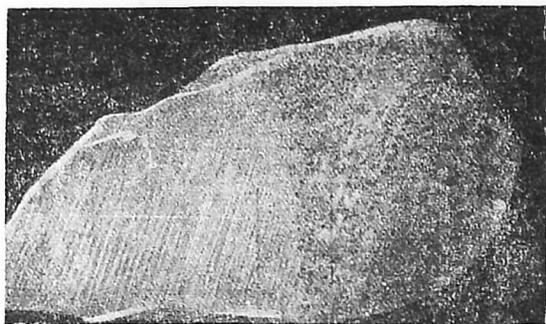
Так же, как и предыдущие, эти жилы обладают крайне изменчивой мощностью с колебанием от 1 см до 0,80 м.

Причудливые и своеобразные формы рудных тел жил № 4, 6, 7, 8 потребовали при разведке проведения комбинированных, штольнеобразных и шурфообразных выработок. Углубка этих выработок выявила ясную тенденцию рудных тел к выклиниванию, сохранившихся местами лишь в виде маломощных проводников. Попутно с производившимися разведочными работами из этих жил было добыто около 40 т руды.

Очень характерно, что все обнаруженные рудные жилы располагаются по периферической части серпентинитового массива, в относительной близости покрывающих последний юрских песчаников⁶.

Помимо этого, в балке Беден были встречены в серпентините небольшие скопления хромита в виде отдельных гнезд. Расчистка в местах находки не обнаружила более крупных скоплений. В результате проведенной систематической поисковой работы куски хромистого железняка были найдены во всех балках, которые впадают в р. Б. Лабу в районе Тамских полей, т. е. в Мощевой, Медвежьей, Грушевой, Монашеской, Беден, Власенковой, а также по р. Бескес, левому притоку р. Б. Лабы.

⁶ Месторождения Греции, Малой Азии, так же Урала приурочены к окраинной зоне «змеевиков» (25).



Фиг. 4. Вкрапленная руда из внешней зоны жилы № 4 (1/5 нат. вел.)

Химический состав

Химический анализ (1), произведенный над тщательно-очищенным от примеси и просмотренным под бинокуляром материалом из жилы № 2, приводится ниже в табл. 2.

Здесь же дается анализ (2), приводимый в работе Н. И. Безбородько (3) для руды из линзы № 1 и анализ (3) Института прикладной минералогии.

В целях более полной химической характеристики руды приведем результаты анализа по данным И. В. Попова (5, 1929):

Линза № 1. Руда с удельным весом . . .	3,83
Из внутренней зоны Cr_2O_3 . . .	56,26%
Линза № 2. Руда с удельным весом . . .	3,17
Из внешней зоны Cr_2O_3 . . .	46,73%

К этому следует добавить, что химический анализ образцов хромита (1930 и 1934 гг.) дает до 53—55% Cr_2O_3 .

Результаты химического анализа проб хромшпинелидов, взятых из разных

Таблица 2

Название окислов	1			2			3	
	вес в %	молек. колич.	суммарные данные мо- колич.	вес в %	молек. колич.	суммарные данные в мол. кол.	вес в %	
SiO_2	0,78	0,01	—	1,66	0,02	—	0,6	
Al_2O_3	5,27	0,05	} 0,44	8,08	0,07	} 0,45	12,0	
Fe_2O_3	9,29	0,06		—	—		—	—
Cr_2O_3	51,22	0,33		59,09	0,38		—	46,9
FeO	16,89	0,23	} 0,61	18,43	0,25	—	14,6	
CaO	0,42	0,00		0,91	0,01	—	—	
MgO	14,62	0,36		12,47	0,30	0,56	—	
MnO	1,07	0,02	—	0,20	0,00	—	—	
P_2O_5	—	—	—	—	—	—	0,01	
— H_2O	0,27	0,01	—	0,20	0,01	—	—	
Σ	99,83	—	—	101,04	—	—	—	

жил с указанием мощностей и метража при ослеженности отдельных рудных тел, длются в приводимой ниже таблице.

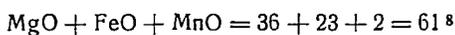
Таблица 3

№ жил.	Прослежено в м	Мощность в м			Содержание в %	Мощность соот. пробе в м
		най-больш.	най-меньш.	средняя		
1	25	2,15	0,07	0,64	43,55	0,25
1	—	—	—	—	46,18	0,25
2	17	1,60	0,01	0,36	47,20	0,40
3	60	1,20	0,02	0,43	40,90	0,60
3	—	—	—	—	48,10	1,20
4	30	0,48	0,05	0,29	—	—
5	7	0,80	0,05	0,18	—	—
6	40	0,81	0,01	0,41	—	—
7	24	0,86	0,01	0,28	46,69	0,40
—	—	—	—	—	39,32	0,20
—	—	—	—	—	39,03	0,20

Минералогический состав

Для точного определения минерального вида применяем рациональную классификацию изоморфных минералов по их химическому составу, предложенную А. К. Болдыревым (22).

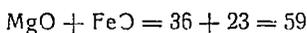
Расчет анализа производим следующим образом⁷:



$$2 < \frac{1}{6} \cdot 61$$

Таким образом по двухвалентным окислам минерал не является трехкомпонентным.

Поскольку для отнесения к двухкомпонентному виду нужно, чтобы «количество каждого из оставшихся окислов было не меньше $\frac{1}{4}$ суммы их»,



$$23 > \frac{1}{4} \cdot 59$$

Мы видим, что минерал по **двухвалентным** окислам является **двухкомпонентным**.

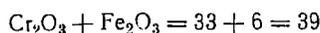
Производя аналогичные расчеты и для трехвалентных окислов, получаем



⁷ Прекрасный пример расчета дает А. Г. Бегтин (23) в своей работе «К изучению месторождений хромистого железняка», которому я и следую.

⁸ Берем увеличенные в 100 раз молекулярные количества.

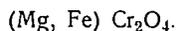
$$5 < \frac{1}{6} \cdot 44$$



$$6 < \frac{1}{4} \cdot 39$$

Следовательно, по **трехвалентным** окислам минерал является **однокомпонентным** видом.

Химическая формула нашего минерала выражается следующим образом:



Руководствуясь таблицей минеральных видов шпинелидов А. К. Болдырева, можно видеть, что наш минерал является **магнохромитом**. При этом данная разновидность магнохромита как минерального вида, характеризуется присутствием изоморфной примеси Fe_2O_3 и Al_2O_3 и в меньшей степени MnO .

Произведенный мною аналогичный расчет анализа⁹, приводимого у Н. И. Безборолко, дает также магнохромит.

В обоих анализах (1,2) отношение между окислами $\text{R}_2\text{O}_3 : \text{R}_2\text{O}$ по Фишеру «выше нормального». К сожалению, анализ хромшпинделида жилы № 4 не закончен, и я лишен возможности сделать вывод о минералогическом составе других рудных тел.

Под микроскопом зерна хромшпинелидов цементируются в главной массе серпентинитом (главным образом Maschenstruktur), хромовыми хлоритами, карбонатами и бруситом. Сами зерна разбиты причудливой формы неправильными трещинками, выполненными теми же минералами. Хромшпинелиды обнаруживают две разности: непрозрачную и просвечивающую красно-бурым цветом. Непрозрачная разность окружает неправильные красно-бурые зерна, иногда проникая в них вдоль трещин («реакционные каймы»).

Образование этих непрозрачных кайм должно быть поставлено в связь с воздействием термальных вод, связанных с процессом серпентинизации массива¹⁰. Довольно часто наблюдалось обрастание зерен хромшпинелидов характерными венчиками хлоритов. Это явление имеет место по моим наблюдениям и вокруг акцессорных зерен среди озмеи-

⁹ Нужно иметь в виду, что, как указывает сам автор, материал, подвергнутый анализу, содержал примеси хромовых хлоритов и др.

¹⁰ Стр. (23, 35, 28).

кованных гарцбургитов района горь Тхач (13). Это образование хлорита, как и присутствие его листочков в зоне кайм, обычно объясняют реакцией между глиноземом хромшпинелида и веществом серпентинита.

Что касается формы рудных зерен, то она обычно несколько округлая (фиг. 5); часто встречаются неправильные угловатые зерна, реже обладающие ясно выраженными кристаллографическими очертаниями (границы октаэдра).

Разведочные работы 1930 г. для Беденского месторождения хромистого железняка позволили установить для всех изучавшихся жил следующие запасы (в т):

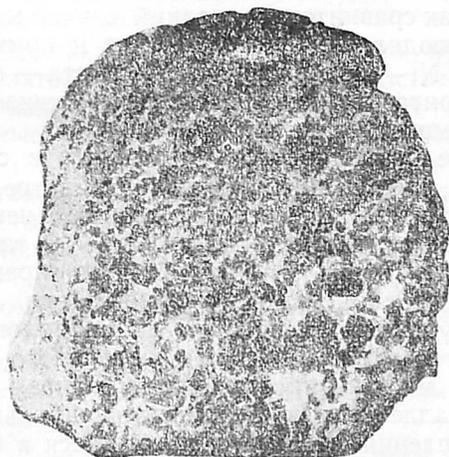
Запасы действительные по категории А	600 т
Запасы, разведанные по категории В 150 »	
Руда, добытая при разведках	250 »

Преобладающим типом является массивная сплошная руда с подчиненным развитием вкрапленных руд.

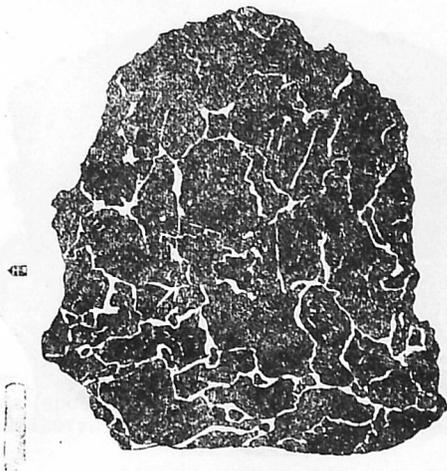
Массивные руды характеризуются обычно панидиоморфно-зернистой структурой с размерами зерен от 0,5 до 5 мм. Встречаются участки с крупнозернистой рудой, где величина зерен достигает 15—20 мм в поперечнике (фиг. 6).

Гипидиоморфно-зернистую структуру мы находим среди участков вкрапленной руды.

Ячеистая или нодулярная структура (birds eye — американцев) также наблюдалась в месторождении, но она имеет совершенно подчиненное развитие.



Фиг. 5. Типичная руда—жила № 1 ($\frac{2}{3}$ нат. вел.)

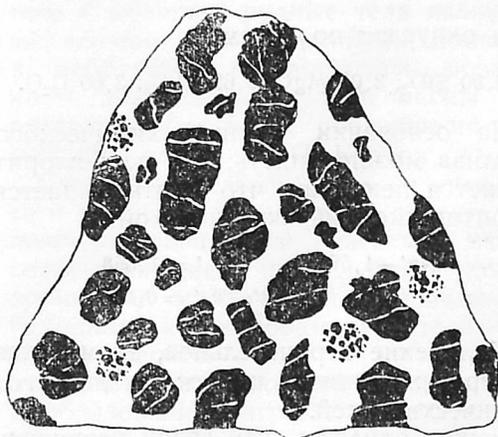


Фиг. 6. Крупнозернистая руда с размером зерен до 20 мм в поперечнике ($\frac{3}{4}$ нат. вел.)

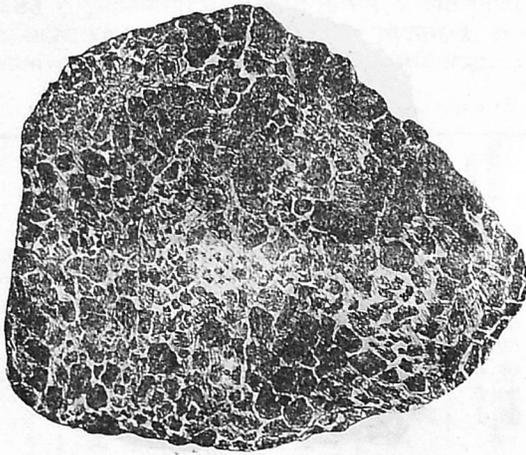
Нодулярную структуру приходилось наблюдать на границах рудного тела (фиг. 7).

Вмещающие серпентиниты сильно смяты, обладая местами ясно выраженной сланцеватостью. В самых рудных телах наблюдались как бы отполированные поверхности, свидетельствующие об имевших место движениях рудных тел. Обычно рудные тела разбиты многочисленными трещинами самого различного направления, среди которых установить какую-либо систему не представляется возможным.

Среди серпентинитов участка жилы № 3 наблюдались брекчированные зоны, указывающие на крупные перемещения масс. Объяснение этим перемещениям нужно искать либо в сильном



Фиг. 7. Нодулярная структура. Зарисовка при шлифованном шурфа руды (нат. вел.)



Фиг. 8. Рудные зерна, сцементированные пеннином. $\frac{3}{4}$ нат. вел.

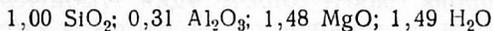
взмемковании массива либо орогенических факторах.

Эти трещины в рудных телах обычно заполнены магнезитом, халцедоном, анкеритом, реже кальцитом, бруситом и хромовыми хлоритами (родохромом, кочубейтом и кеммереритом), описанными в последнее время Д. П. Сердюченко (24).

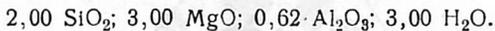
В некоторых случаях (жила № 4) для рудных зерен роль цемента играет спаржево-зеленый, довольно хрупкий хлорит (фиг. 8).

Химический анализ тщательно отобранного, просмотренного под биноклем этого материала дал следующие результаты (табл. 4).

Химическая формула минерала может быть написана следующим образом:



или округляя получаем



На основании данных химического анализа можно видеть, что наш хлорит является пеннином, что подтверждается и оптической характеристикой:

$$\begin{aligned} N_g' &= 1,562 & N_p' &= 1,558 \\ N_g' - N_p' &= 0,004 \end{aligned}$$

Удлинение отрицательное, аномальная интерференционная окраска, малый угол оптических осей.

Важно отметить, что среди разрушенного, выветрелого, серовато-зеленого серпентинита совместно с вкрапленной

Таблица 4

Название окислов	Весовые %	Молекулярные количества	Молекулярные отношения
SiO ₂	32,55	5 425	1,00
Al ₂ O ₃	17,23	1 690	0,31
Fe ₂ O ₃	0,52	30	—
CaO	2,02	256	0,04
MgO	0,14	20	—
SiO ₂	32,55	8 057	1,48
CO ₂	—	—	—
+H ₂ O	14,57	8 090	1,49
-H ₂ O	1,45	806	0,14
Σ	100,03	—	—

(рябчиковой) хромовой рудой содержатся и включения зерен магнетита (гидротермальная фаза)¹¹.

Химический анализ отделенного магнетитом магнетита дал следующие результаты:

Таблица 5

Название окислов	Весовые %	Молекулярные количества	Молекулярные отношения
SiO ₂	1,30	216	0,05
Fe ₂ O ₃	70,00	4 375	1,00
FeO	27,07	3 770	0,94
CaO	0,07	12	—
MgO	0,02	5	—
Σ	98,45	—	—

Как сравнительно редкий случай мною наблюдались: **хромовая охра** и примазки Ni — содержащего силиката — гарниерита в непосредственной связи с хромшпинелидами.

Не безынтересно указать, что в смятых, нарушенных, сильно выветрелых серпентинитах, расположенных недалеко от выхода жилы № 1, а также вблизи жилы № 4 встречаются превосходные кристаллы снежно-белого или голубовато-зеленого, длиноволокнистого (от 0,5 до 15 см) игольчатого, часто магнезитированного немалита.

Надлежит также отметить наибольшие скопления магнезита, имеющиеся в бал-

¹¹ Стр. (28).

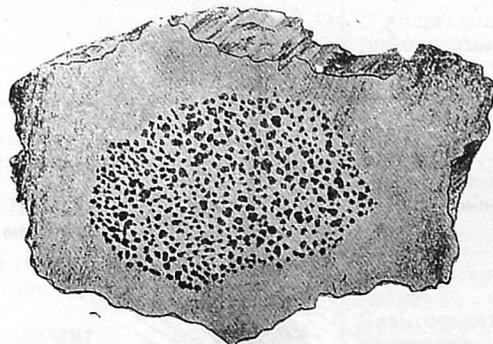
ке Власенковой вблизи жилы № 1, на левом берегу Б. Лабы вблизи жилы № 4, а также против устья Грушевой балки. Здесь эти выходы известны под названием «Белых осыпищ». Магнетит залегают среди серовато-зеленых, сильно выветрелых змеевиков в виде неправильной сети жилок, иногда дающих местные утолщения, достигающие мощности до 25 см. Обычно же мощность порядка 5—10 см. Кроме этих жилок, скопления магнетита наблюдаются здесь же в виде рассеянных горошинок, местами скопляющихся и создающих впечатление жилки, выдерживающейся по простиранию на несколько метров. Методом Розиваля было определено, что магнетит составляет до 25% от общего объема породы. Здесь же, вблизи жилы № 4, совместно с магнетитом наблюдаются в большом количестве скопления игольчатых кристаллов гидромагнетита, образующих красивые друзы на корках серпентинита. Магнетит встречался иногда в виде жил в забоях штолен, проходившихся при разведке жил хризотил-асбеста, образовавшегося в зальбандах серпофитовых жил.

Здесь же встречен мною в виде начальных образований гидрожиобертит.

Генезис месторождения

Разбираясь в соотношениях рудных тел и боковых пород, нужно указать, что все жилы хромшпинелидов имеют внешне резко выраженную границу с вмещающими их почти нацело озмечканными перидотитами (фиг. 9) и по отношению к последним являются более молодыми образованиями. Переходные зоны не наблюдались.

Переходя к вопросу генезиса, нужно сказать, что вопрос этот достаточно сложен и в литературе вызывает серьезные разногласия. Одни исследователи (Z. W. Fischer, E. Simpson и др.) полагают возможным признать за частью месторождений хромшпинелидов гидротермальное происхождение, причем E. Simpson относит сюда большинство промышленных месторождений, другие А. Г. Бетехтин и др.¹²), наоборот, относят подавляющее большинство промышленных месторождений хромшпи-



Фиг. 9. Характерный пример отношения рудного тела (проводник жилы № 4) к вмещающему серпентиниту. Схематический рисунок в $\frac{1}{6}$ натуральной величины

нелидов к образованиям, возникшим в более поздний — магматический период, отводя гидротермальным процессам сравнительно незначительную роль.

Вопрос этот для своего однозначного разрешения требует еще накопления фактического материала, так как к настоящему времени в свете новейших данных едва ли есть основание говорить о единообразном пути возникновения месторождений хромистого железняка.

Что касается генезиса Беденского месторождения хромистого железняка, то в результате сопоставления наблюдений над Уральскими месторождениями приходим к следующему выводу.

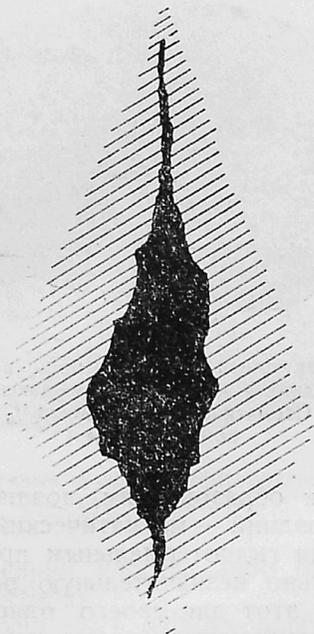
Со времени обособления из магматического расплава хромшпинелиды пережили довольно длинную историю. Отчетливо выраженный жильный тип¹³ залегания, резко выраженные границы с вмещающими породами, по отношению к которым рудные тела являются, несомненно, более молодыми, приводит к необходимости допустить возможность поступления рудной магмы или растворов уже после образования вмещающих пород [Б. П. Кротов (20)].

Последний исследователь считает, что «эти рудные магмы можно считать или ликвидировавшимися частями магмы, сохранившимися на глубине долгое время, или остаточными расплавами переходного к растворам характера». Последнее вернее.

Вполне возможно, что в процессе рудообразования играют значительную

¹² А. Г. Бетехтиным (23) отмечается особая роль летучих компонентов, прежними исследованиями недооценивавшаяся.

¹³ В отечественной литературе этот тип еще не привлек к себе достаточного внимания.



Фиг. 10. Схематический рисунок сечения рудного тела жилы № 1 (вертикальная проекция). Масштаб 1:75

роль газовые компоненты, как это думают А. Н. Заварицкий и А. Л. Бетехтин (33, 23), участию которых и обязательно возникновение, собственно жилообразных форм рудных выделений. В дальнейшем рудные скопления подверглись изменениям (растворение и перетложение хромшпинелидов), связанным с серпентинизацией пород под влиянием гидротермальных процессов, которые и закончили формирование рудных тел (фиг. 10).

Гидротермальная фаза минералообразования, относящаяся к периоду аутометаморфизма самой ультраосновной интрузии, отображена характерным парагенезисом минералов: магнохромит, хризотил, пеннин, родохром, кочубейт, кеммерерит, тремолит и ряд других.

Интересно указать, что на границах рудного тела с вмещающим серпентинитом иногда развиваются столбчатые, хрупкие, довольно большие до 8—10 см длины, неделимые темнозеленого хризотила¹⁴, находящегося иногда в сростании с хромовыми хлоритами (фиг. 11).

¹⁴ Интересно отметить, что на контакте рудной жилы № 5 с серпентинитом, автором был встречен новый минерал из группы хризотила [Н. Е. Ефремов (16)].

Одновременно следует указать, что проявления хромшпинелидов известны и в сопредельных районах.

Автором в 1929 г. при обследовании серпентинитовых массивов р. М. Лабы был найден штуф хромшпинелидов (весом ~ 60 кг), проросшего хромовым диопсидом. Отдельная находка хромшпинелидов была констатирована также по р. Армовке¹⁵ — притоку р. Уруштен (тип рассеянной руды), по р. Маркопиджа — правому притоку р. М. Лабы, по р. Тхач (система р. Ходзь — левого притока р. Б. Лабы).

Очень интересно указать, что поисковыми работами СКРГРУ (инж. П. Г. Харченко) в 1931 г. по речке Маркопиджа эти находки подтвердились, так как были обнаружены «крупные глыбы хромистого железняка, где зерна рудного минерала сцементированы хромистым диопсидом».

Все это вместе взятое заставляет думать, что серпентинитовые массивы районов М. Лабы, Маркопиджа, Армовки и др. содержат коренные месторождения хромшпинелидов, представляя тем самым также определенный интерес в смысле их дальнейшего научно-практического изучения в связи с тем инте-

¹⁵ На аналогичные находки по р. М. Лаве и Армовке указывал и Н. И. Безбородько (3).



Фиг. 11. Индивидуы хризотила (chr) и хлоритов (cl), развивающиеся на контакте рудной жилы № 5, и вмещающего серпентинита (1/3 натуральной величины)

Магматические	Автометаморфические	Контактметаморфические	Гидротермальные		Гипергенные, экзогенные
Осмистый иридий ¹ Оливин Энстатит-бронзит Хромшпинелиды Магнетит Диопсид Роговая обманка	Хризотил Антигорит Иддингсит Бастит Магнетит Хромшпинелиды	Биотит Вермикулит Флюорит Апатит Актинолит Хлорит Сфен Рутил Эпидот Десмин Магнетит	Хризотил Хризотиласбест Новый минерал из группы серпентина хризотила ² Автофиллит Жиобертит Тремолит Магнохромит Магнетит Кварц Доломит Магнезит Брейнерит Анкерит Арагонит Кеммерерит	Кальцит Брусит Немалит Пироаурит Пеннин Барит Беденит³ Арит Миллерит Фуксит Церматтит Хромовый диопсид Тальк Швейцерит Родохром Кочубейт	Тальк Лимонит Гидроталькит Гидрожиобертит Гарниерит—Ревдинскит Лабит ⁴ Пальгорскит Нонтронит

¹ Минерал констатирован в россыпях по р. Б. Лабее.

² См. Н. Е. Ефремов (16).

³ См. проф. Д. П. Сердюченко и инж. Н. Е. Ефремова (36), также Н. Е. Ефремов (8).

⁴ См. Н. Е. Ефремов (30).

ресом, который в настоящее время привлекают к себе месторождения хромистого железняка, потребного для удов-

летворения повышенного спроса, представляемого отечественной промышленностью.

Литература

1. N. Besborodko, Über eine neue Chromeisenerzlagertstätte am nördlichen Kaukasus und ihre mittelagischen Verhältnisse. Neues Jahrbuch für Min., geol., Paläont., Beil. — Band XXXIV, 1912.

2. В. Н. Робинсон, Геологический обзор области триаса и палеозоя бассейнов рр. Лабы и Белой на Северном Кавказе. Тр. Всес. геол.-раз. Объед. НКТП СССР, вып. 226.

3. Н. И. Безбородько, Змеевиковый пояс, его хромистые руды и прилегающие породы в Майкопском округе, Кубанской обл. «Изв. Ал. Дон. Пол.», 1913, т. II, отд. II.

4. И. В. Попов, Разведочные работы на асбестовых месторождениях у горы Беден на реке Б. Лабее в 1928 г. Материалы Особ. совещания по асбестовой промышленности, 1930.

5. Он же, Отчет о работах Сев. кав. пром. н.-и. по заданию треста Севкавгорносилката, 1929. Рукопись.

6. В. Н. Лодочников, Серпентины и серпентиниты и связанные с ними петрологические вопросы, «Проблемы сов. геологии», 1933, № 5.

7. Б. П. Кротов, Исследование южной части Миасской дачи. Труды Казанского о-ва естествоиспытателей, 1915, т. 47, вып. 1.

8. Н. Е. Ефремов, Беденит — новый минерал. 1935. Рукопись.

9. А. П. Герасимов, Геологическое строение Северного Кавказа. Доклад на 1-й Краевой севкав. геологической конференции, 1935.

10. Д. П. Сердюченко, Геологический возраст гранитов и змеевиков Северозападного Кавказа. Ученые записки Ростовского государственного университета, 1935, вып. 3.

11. Н. Е. Ефремов, Змеевиковые массивы в районе рр. Белой и Малой Лабы в связи с их асбестосностью, 1930. Рукопись.

12. Д. П. Сердюченко, Граниты Бескеса и Мошевой и их контакты с змеевиками, Труды Сев.-кав. петрографической экспедиции Академии наук, 1935.

13. Н. Е. Ефремов, О материнской магне серпентинитов района р. Тхач на Северном Кавказе, Труды Петр. института Академии наук, 1935.

14. Н. Е. Ефремов, Тальк и тальковый камень в районе реки Черной (Уруштен) на Северном Кавказе, «Минеральное сырье» № 6, 1935.

15. Н. Е. Ефремов, Месторождение хризотиласбеста на р. Большой Лабее, 1935. Рукопись.

16. Н. Е. Ефремов, Новый минерал из группы серпентинита хризотила, 1935. Печатается в Тр. Ломоносовского института Академии наук, СССР.

17. Н. Е. Ефремов, Месторождения магниевых пород в Азово-Черноморском крае. 1935. Рукопись.

18. Н. Е. Ефремов, К вопросу о составе и систематике членов ряда серпентинита-тальк-лабит, 1935.

19. H. H. Hess The problem of serpentinisation and the origin of certain chrysotile asbestos talc and soapstone deposits, Econ. Geol., 1933, № 7, p. 634-667.

20. Б. П. Кротов, Ближайшие задачи изучения месторождений хромистых железняков Союза, Инст. прикл. мин., 1932.

21. С. А. Вахромеев, А. В. Вторушин, А. П. Зотов и Г. М. Мазаев, О вещественном составе хромистых руд уральских месторождений, Инст. прикл. минер., 1932.

22. А. К. Болдырев, Курс описательной минералогии, вып. III, 1935.

23. А. Г. Бетехтин, К изучению месторождений хромистого железняка, Зап. Ленин р. Гор. института, т. VIII, 1934.

24. Д. П. Сердюченко, Хлориты из района горы Беден на Северном Кавказе, Уч. зап. Ростов. гос. университета, 1935, вып. 3.

25. П. М. Идкин, Хром. КЕПС, т. III, 1927.

26. E. Simpson, Varieties of chromite deposits, Econ. Geol., V. 26, № 8, 1931.

27. L. W. Fischer, Origin of chromite deposits, Econ. Geol., V. 24, № 7, 1929.

28. Д. П. Сердюченко, Минералого-петрографический очерк серпентинитов р. Малки, Уч. зап. Ростов. гос. университета, 1935, вып. 3.

29. Н. Е. Ефремов, Серпентиниты Беденского массива в Азово-Черноморском крае. Печатается в известиях н.-н. института прикладной химии, книга I, 1935.

30. Ефремов Н. Е., Лабит — новый минерал. Печатается в записках Всероссийского минералогического о-ва, книга 2, 1935.

31. L. W. Fischer, Chromite, its minerals and Chemical composition, Amer. Mineralogist, 10, V. 14.

32. А. Н. Заварицкий, Перититовый массив Рай-Из в Полярном Урале, Всес. геол.-разв. объедин., 1932.

33. Он же, Коренные месторождения платины на Урале, Геол. ком. мат. по общей и прикладной геологии, вып. 108, 1928.

34. А. П. Карпинский, О вероятном происхождении коренных месторождений платины, Изв. Академии наук 1926, т. XXX.

35. С. А. Вахромеев, Хромиты Урала и их классификация, Свердловск, 1933.

36. Проф. Д. П. Сердюченко и инж. Н. Е. Ефремов, Амфиболы из некоторых месторождений Урала и Северного Кавказа в связи с их химической конституцией. Печатается в Учебных записках Ростовского государственного университета, 1935.

37. П. М. Татаринцов, Нерудные ископаемые, ч. I, 1934.

Н. И. И. П. Х. Сект. Мин. сырья, Ростов

Проф. С. М. Веллер

Тедзамский вулканический пепел (Грузия) как гидравлическая добавка

В марте 1934 г. Союзцементом была созвана конференция, посвященная вопросу о переходе к массовому производству пуццоланового портланд-цемента для гидротехнических сооружений¹. Принимая во внимание громадное народнохозяйственное значение скорейшего внедрения пуццоланового портланд-цемента, дающего крупную экономию топлива при производстве цемента и чрезвычайно увеличивающего долговечность гидротехнических и подземных сооружений, конференция сочла необходимым перевести восемь заводов, намеченных Союзцементом, на выпуск пуццолановых портланд-цементов, произвести дальнейшее изучение гидравлических добавок и подготовить сырьевые базы остальных заводов.

Закавказье с его грандиозными размерами строительства по линии гидроэлектростанций, мелиорации, нефтяной, марганцевой, угольной, металлургиче-

ской, каучуковой, карбидной и ряда других видов промышленности, а также жилищного строительства является крупнейшим потребителем портланд-цемента.

Однако цементные заводы Закавказья — Каспи (Грузия), Давалу (Армения), Тауз, Кишлы (Азербайджан) — количественно не в состоянии покрыть все увеличивающуюся потребность, и портланд-цемент является дефицитным материалом.

В Закавказье с его исключительным разнообразием и богатством вулканических и осадочных пород идея пуццоланизации, равно как и производство новых видов стройматериалов на базе этих пород, представляются наиболее осуществимыми и актуальными.

Из вулканических и осадочных пород Грузии, по своей мощности имеющих промышленное значение, следует отметить месторождения Кисатибского диатомита, расположенные в 12 км от города Ахалцыха и месторождения Тедзам-

¹ ВНИИ, вып. 9, 1934.

ского вулканического пепела в 8 км от ст. Метехи, Закавказской ж. д. Но кислотный диатомит, по своим высоким качествам считающийся лучшим в СССР, занявший прочное положение на мировых рынках, для целей пуццоланизации цемента завода в Каспи неприемлем по ряду причин экономического характера, связанных с удаленностью месторождения от ж. д., неудовлетворительного автотранспорта и состояния шоссейных дорог.

Более подходящим сырьем для пуццоланизации цемента в Грузии является тедзамский вулканический пепел, не имеющий пока никакого применения.

Вулканические пеплы Закавказья

Выброшенная на огромную высоту раздробленная стекловатая вулканическая порода подхватывается воздушным течением и оседает грубым или тонким порошком на склонах вулкана, а иногда на далеком от него расстоянии. Более грубый порошок называется **вулканическим песком**, тонкая пыль носит название пепла.

Вулканические пески и пеплы встречаются в различных районах Закавказья. В Ленинканском районе (Армения) эти пеплы частью слежались и сцементировались и образовали плотный туф, частью сохранились в рыхлом состоянии, образовав мощные залежи. В Ленинкане этот песок применяется в производстве томата. Из вулканических песков и пеплов других районов Армении можно отметить вулканический песок с горы Малый Богутлу в Алагезском районе, пеплы и пески около Еленовки (район оз. Севана) и пески Ново-Баязетского района². В Азербайджане следует отметить Зыхский пепел около Баку и пепел селения Оксюзлы около станции Тавз. Оба продукта изучались И. А. Александровым³ в качестве гидравлической добавки.

Тедзамское месторождение пепла

В расстоянии 8 км к югу от станции Метехи Закавказской ж. д. на правом берегу речки Тедзами, ущелье которой в этом месте резко расширяется, переходя в Цителкалакскую равнину, расположено селение Цителкалаки, связан-

ное с Метехи шоссейной дорогой. Часть левобережного склона ущелья против Цителкалаки, называемая Колубанским хребтом, сложена из туфогеновых пород, среди которых залегает вулканический пепел. Мощность пласта 20—25 м. Разведочными работами пласт прослежен на 1,5 км. По данным Закавказского филиала Института минерального сырья (отчет инж. Вачнадзе) запасы грубо ориентировочно определяются в 1 млн. м³.

Петрографическое исследование

Тедзамский вулканический пепел представляет собой мелкозернистую однородную компактную породу светло-серого цвета, обладающую следующим микроскопическим составом:

- 1) вулканическое стекло,
- 2) полевой шпат (ортоклаз),
- 3) авгит,
- 4) лейцит,
- 5) магнетит,
- 6) лимонит,
- 7) глинистые вещества,
- 8) следы пирита,
- 9) органические вещества.

Физические свойства следующие:

Удельный вес	2,42
Объемный вес в сухом состоянии в кг/м ³	1,04
Количество пустот в %	54,20
Твердость	2,5—3
Водопоглощение по объему в %	49
Сопrotивление сжатию в состоянии естест. влажности в кг/см ²	64
Сопrotивление сжатию в состоянии предварит. насыщ. водой кг/см	29

Химический анализ

SiO ₂	64,50
Al ₂ O ₃	16,69
Fe ₂ O ₃	3,54
FeO	0,52
TiO ₂	0,14
MnO	0,10
CaO	3,60
MgO	0,84
SO ₃	0,81
Na ₂ O	0,49
K ₂ O	0,76
Потери при прокаливании	7,24
	100,14

- Активная кремнекислота по методу выщелачивания 5% раствора соды 5%
- Активная кремнекислота по методу поглощения извести 22,16%

Химический состав показывает общее, весьма значительное сходство тедзамского пепла Грузии с пеплами Армении, но с заметным преобладанием калия над натрием, тогда как в песках и пеплах Армении мы имеем обратное явление. Что касается общего количества кремнезема, то содержание его в тедзамском пепле, как это вообще наблю-

² А. С. Гинзберг, Петрография Армении, 1934, стр. 72.

³ И. А. Александров, «Строительные материалы» № 4, 1932.

Таблица 1

Наименование	% извести	% воды	Временное сопротивление растяжению					Временное сопротивление сжатию в кг/см ²			
			14 дн	28 дн	3 мес.	6 мес.	1 год	28 дн	3 мес.	6 мес.	1 год
Тедзамский пепел	30	10	11,80	12,30	19,21	19,67	21,80	65,10	146,20	143,70	126,30
» »	25	9	4,30	9,20	16,25	8,77	13,78	94,40	135,30	40,40	69,74
» »	20	7	4,50	4,40	6,92	8,70	10,25	23,80	34,10	42,40	71,63
» »	15	8	—	4,70	5,60	8,40	7,30	18,70	33,60	37,20	52,78

Таблица 2

Наименование добавки	% добавки	% портланд-цемента	Временное сопротивление растяжению в кг/см ²				Временное сопротивление сжатию в кг/см ²			
			28 дн.	3 мес.	6 мес.	1 год	28 дн.	3 мес.	6 мес.	1 год
Тедзамский пепел	10	90	13,62	22,10	26,30	29,82	281,2	275,3	320,5	406,0
» »	20	80	16,62	20,90	24,12	26,72	245,3	382,2	304,8	308,7
» »	30	70	16,85	20,95	22,42	22,05	137,8	202,0	314,0	245,8
» »	40	60	14,67	18,40	21,25	22,71	121,8	167,8	173,8	201,9
» »	50	50	10,61	19,70	19,72	26,87	106,3	137,7	110,0	204,0
» »	60	40	11,62	13,39	15,85	22,31	69,7	106,3	142,0	103,6
» »	70	30	6,61	12,22	19,90	16,20	41,4	82,9	87,4	98,6

дается у изверженных пород, значительно меньше, чем в высокосортных диатомитах, как, например, кисатибском, нурнусском, брянском, служащих, как известно, эталоном.

То же наблюдается и в отношении активной кремнекислоты, которой тедзамский пепел беднее указанных диатомитов.

Испытание прочности растворов тедзамского пепла с известью.

Для испытания прочности раствора этой гидравлической добавки с известью служили изготовленные из смеси их в различных пропорциях кубики и восьмерки из добавки и извести. Известь бралась с содержанием 98,54% окиси кальция, пушонка просеивалась через сито с 900 отв/см². Хранение образцов согласно инструкции Комиссии по добавкам семидневное во влажном воздухе, а затем в воде.

Данные показывают, что при добавке 25—30% извести тедзамский пепел обнаруживает значительную сопротивляемость, не уступающую трассам.

Испытание прочности раствора тедзамского пепла с портланд-цементом

Для установления оптимального количества прибавки пепла к портланд-це-

менту служили кубики и восьмерки. Соотношение между вяжущим веществом и отощателем принято 1:3. Отощателем служил нормальный вольский песок, а вяжущим материалом—портланд-цемент Каспского завода (Грузия) марки 00.

Данные позволяют считать, что добавка тедзамского вулканического пепла в количестве 30% к портланд-цементу Каспского завода даст продукцию по механической прочности, не уступающую цементу без добавки, и в значительной мере смягчит дефицитность портланд-цемента в Грузии, повысив производительность завода в Каспи и снизив себестоимость выпускаемой продукции.

Одновременно должна вестись работа по производству гидравлической извести, как «заместителя» портланд-цемента в условиях возможного ее применения. Для этого производства в Закавказье имеется опромная сырьевая база, о чем нами было указано в нашей работе⁴ (Джаджурское месторождение в Армении и Шухутское в Грузии).

⁴ С. М. Веллер, Джаджурские известняки. «Социалистическое хозяйство Закавказья» № 4—5, Тифлис 1935.

Исследования пылевидного кремнезема с целью получения высокодисперсных фракций

В предыдущей работе нами дана характеристика пылевидного кремнезема, показывающая, что даже при такой несложной технологической обработке, как просев на ситах, можно получать продукты высокой степени дисперсности¹. Успешное предварительное опробование продукта, пропущенного на сите 10 тыс. отв/см² в качестве наполнителя в резиновых смесях, дало возможность развить дальнейшие исследования с целью получения более дисперсного пылевидного кремнезема путем его диспергирования или воздушной классификации, применяя для этой цели следующие методы:

1. Помол с понизителями твердости.
2. Термическая обработка природного продукта.
3. Коллоидный помол.
4. Воздушная сепарация.

Опыты проводились с пробой пылевидного кремнезема, полученного от Магнитогорской геологической базы через геолога Приспешникова. Природный материал представлял собою порошок с содержанием крупных кусков плотного кремнезема. Размеры этих кусков доходят в некоторых случаях до 10—15 см.

Предварительно пылевидный кремнезем пропускался на сите 10 тыс. отв/см², при этом получены следующие фракции:

—10 000 на 1 см ²	69,82%
+10 000 на 1 см ²	30,18%

Просеянный пылевидный кремнезем в дальнейшем служил исходным продуктом во всех опытах. Макроскопический анализ гранулометрического состава показал, что этот продукт состоит из частиц от 2 до 35 μ, причем средняя величина частиц равна 7,13 μ. Наиболее мелких частиц порядка 3 μ имеется очень незначительный процент, т. е. около 6%, основная масса расположена от 4 до 15 μ.

1. Помол с понизителями твердости

Требования резиновой промышленности, по заданию которой проводилась работа, сводятся к получению высокодисперсного наполнителя как активной добавки в резиновой смеси. Требуемая дисперсность определяется величиной частиц около 3 μ. Вначале мы задались целью изучить механическое измельчение пылевидного кремнезема в шаровой мельнице. Помол производился при одних и тех же условиях: соотношения веса шаров к весу загруженного продукта, количества оборотов барабана и времени помола. Из работ диспергирования твердых тел адсорбционными слоями П. А. Ребиндера и Н. А. Калиновской выяснено, что активные добавки при определенных условиях обнаруживали адсорбционный эффект понижения твердости диспергируемого вещества. Этот эффект очень резко зависит от соотношения твердого вещества к жидкой фазе.

$$S = \frac{M}{v} = \beta,$$

где M — масса диспергируемого вещества, подвергаемого помолу в данном объеме жидкой среды. Влияние адсорбции на облегчение диспергирования в процессе помола в лабораторных шаровых мельницах проявляется достаточно резко только при вполне определенных значениях отношения $T : Ж = 5 : 3$ и $5 : 4$ или $\frac{M}{v} = 1,7—2$, которым отвечает наибольшая роль поверхностного диспергирования при помолу, т. е. наибольшая дисперсность полученного при помолу продукта.

Пользуясь этими данными², мы применили их к диспергированию пылевидного кремнезема.

В качестве понизителей твердости нами взяты хлористый магний, сахар и сульфидный щелок, причем во всех:

² «Журнал физической химии», 1934, т. V, вып. 2—3, П. А. Ребиндер, Н. А. Калиновская, Понижение твердости энергии и твердости адсорбционными слоями.

¹ См. журнал «Минеральное сырье» № 8.

случаях количество их было взято 2% от веса сухого вещества.

Степень дисперсности для оценки результатов опытов нами устанавливалась микроскопическим анализом.

Чтобы установить наиболее выгодные соотношения $T:Ж$, нами вначале проводился помол в чистой воде в течение 5 и 10 час. при соотношениях $T:Ж = 5:4:3$. Для сравнения проведен и сухой помол в течение 5 час. Разница в повышении дисперсности при соотношениях $T:Ж = 5:3$ и $5:4$, хотя и незначительная, но все же есть, поэтому в дальнейшем мы остановились на соотношении $T:Ж = 5:3$. Для сравнения мы приводим данные анализа в виде средней величины диаметра частиц (табл. 1).

Таблица 1

Условия помола	Средняя величина частиц при продолжительности	
	5 час.	10 час.
Сухой	—6,23 μ	—5,95 μ
Мокрый (чистая вода $T:Ж=5:4$)	6,18 μ	—5,61 μ
Мокрый (чистая вода $T:Ж=5:3$)	5,99 μ	—5,68 μ

Процесс диспергирования с понижателями твердости проводился в следующих условиях: время 5 и 10 час., количество оборотов барабана — 38 в 1 мин., соотношение веса шаров к весу загружаемого продукта, как 6:1, и соотношение $T:Ж = 5:3$ (за исключением сульфидного щелока, где $T:Ж = 5:4$). Результаты опытов (табл. 2):

Таблица 2

Условия помола	Средняя величина частиц при продолжительности	
	5 час.	10 час.
С чистой водой	5,99 μ	5,68 μ
С сульфидным щелоком	5,06 μ	4,60 μ
С сахаром	4,61 μ	4,30 μ
С $MgCl_2$	5,21 μ	4,78 μ

Из понижателей наибольший эффект диспергирования показывает сахар.

Чтобы выявить возможность дальнейшего увеличения дисперсности, нами

проведен опыт размол с сахаром как наиболее эффективным понизителем диспергирования, в течение 20 час.

Результаты такого помола дают повышение дисперсности до 3,73 μ .

Брать большее количество времени для дальнейшего диспергирования мы считали нецелесообразным, так как из последнего опыта в 20 час. мы не видали слишком большой разницы по сравнению с 10-часовым диспергированием.

2. Термическая обработка.

Известно, что многие виды минералов, имеющие кристаллическое строение, способны при прокале распадаться по спайности и тем самым увеличивать свою дисперсность. Микроскопический и минералогический анализ пылевидного кремнезема, имеющего явно кристаллическое строение, показывает наличие трещиноватости. С целью изучения возможности повышения дисперсности путем прокала нами проведены опыты термической обработки в двух направлениях: 1) производилось нагревание в муфельной печи с постепенным доведением температуры до 800° и постепенное охлаждение пылевидного кремнезема, 2) испытывали кремнезем при том же режиме термической обработки, но применив быстрое охлаждение продукта в воде, так как очень часто такой метод охлаждения при термической обработке дает возможность понизить твердость кристаллов и приводит к их распаду на более мелкие частицы.

Опыты показали, что значительного повышения дисперсности не наблюдается (табл. 3).

Таблица 3

Наименование продукта	Средняя величина частиц
Исходный продукт	7,13 μ
Прокал при 800° с постепенным охлаждением	7,11 μ
Прокал при 800° с быстрым охлаждением	7,03 μ

П. А. Ребиндером были высказаны предположения, что термически обра-

ботанный пылевидный кремнезем может обнаружить большую тенденцию к повышению дисперсности при помоле его с понизителями твердости, так как не исключена возможность появления новых трещин по спайностям кристаллов, дающих возможность еще более эффективного действия понизителей.

Нами приведен опыт помола в течение 5 час. при $T:Ж = 5:3$ с наиболее эффективным в данном случае понизителем, как 2-процентный раствор сахара. Результаты такого помола дают нам среднюю величину частиц (в диаметре):

Помол без прокала 4,61 μ
 с прокалом 4,58 μ

Разница столь незначительна, что дальнейшие опыты по размолу прокаленного продукта нами не велись.

3. Коллоидный помол

Путем очень длительного помола на шаровой мельнице с применением пептизаторов, которые одновременно могут явиться и понизителями твердости, можно получать дисперсность, близкую к коллоидному состоянию. В связи с этим нами были поставлены опыты такого помола с пылевидным кремнеземом. В качестве понизителя твердого был взят сульфидный щелок. Опыты проводились в шаровой чугунной мельнице со стальными шарами. Продолжительность помола в каждом опыте 60 час.

Для определения повышения дисперсности нами отбирались пробы через 5, 10, 20, 40, 60 час. и был проведен микроскопический анализ каждой пробы. Получены следующие результаты:

Таблица 4

Продолжительность помола в час.	Средняя величина частиц
5	3,88 μ
10	2,84 μ
20	2,24 μ
40	1,66 μ
60	1,52 μ

Таким образом дисперсность сильно повышается вначале помола и значительно медленней под конец.

По цвету отобранных проб можно было судить, что с увеличением времени помола продукт все больше обогащался железом. Это подтвердилось химическим анализом, который приводим ниже (табл. 5).

Таблица 5

Продолжительность помола в часах	Содержание Fe_2O_3 в %
5	5,25
10	8,38
20	13,24
43	21,20
60	24,86

Таким образом мы видим, что, имея в исходном продукте 0,18% Fe_2O_3 , уже через 5 час. помола в железной шаровой мельнице мы имеем прирост более чем на 5%, а через 60 час. прирост достигает 24,86%. Такое повышение содержания железа от времени помола можно объяснить тем, что пылевидный кремнезем действует в данном случае как образивный материал на стенки мельницы и шары.

4. Воздушная сепарация³

Еще при предварительном опробовании пылевидного кремнезема в лабораторных условиях на аппарате Ганнел нам удалось установить способность пылевидного кремнезема классифицироваться по крупности частиц на различные фракции. Учитывая это, мы в данной работе и поставили себе целью провести опыты по воздушной сепарации на двух типах существующих установок: 1) на механическом сепараторе типа Стюртеванта и 2) на пневматическом типа циклонного аппарата системы инж. В. И. Соболева.

Исходным продуктом для сепарации служила фракция, прошедшая на сите 2 мм, и фракция, прошедшая на сите 10 тыс. отв/см².

³ Опыты проведены в лаборатории сухого обогащения под руководством В. И. Соболева.

Механический анализ исходного продукта по Сабанину показал, что мы имеет частицы: от 1 до 10 μ — 70% и 20% от 10 до 50 μ .

Сепарация на механическом аппарате Стюртеванта

Сепаратор Стюртеванта относится к типу механических центробежных сепараторов. Техническая характеристика его следующая:

1. Количество оборотов в мин.	345
2. Диаметр сепаратора в м.	1
3. Диаметр лопастного колеса в м.	0,8
4. Необходимая мощность в л. с.	2
5. Расход энергии в л. с.	1,5
6. Окружная скорость в м/сек.	25

Регулировка аппарата производится открытием вихревых створ и сдвигом направляющих лопастей.

В самом начале на аппарате Стюртеванта были проведены опыты с материалом, пропущенным на сите с отверстиями 0,06 мм (10 тыс. отв/см²).

Полученные в процессе вышеуказанных опытов (табл. 6) фракции подверглись микроанализу, который показал, что механический сепаратор не отделяет тонкой фракции порядка 1—5 μ , а дает почти одинаковый по составу продукт как отход (крупка), так и тонкую фракцию (пудра). Вторичная сепарация полученной пудры из опыта № 4 также не дает положительных результатов.

Микроскопический анализ, казалось бы, наиболее полноразделенного по фракциям продукта, как опыт № 4 (крупки 46,6% и пудры 51,2%) с про-

изводительностью 60 кг/час, даст нам среднюю величину частиц:

I фракционная пудра	6,92 μ
II " крупка	7,34 μ

Таким образом мы видим, что по существу не произошло почти никакой классификации.

Отсюда можно сделать вывод, что механические сепараторы для такого тонкодисперсного продукта, как природный пылевидный кремнезем (ср. $d=7,13 \mu$), не являются эффективными.

Сепарация на пневматическом аппарате системы инж. Соболева. Характеристика аппарата

Установка по воздушной классификации системы инж. В. И. Соболева представляет собой установку, состоящую из следующих частей (фиг. 1):

1. Пяти однотипных сепараторов (С₁, С₂, С₃, С₄, С₅).

2. Двух однотипных коллекторов (К-I, К-II).

3. Одного циклона коллектора (К-III).

Коллектор III имеет внутри отбойный щит, регулирующий напряжение воздушного потока в коллекторе.

4. Питательной плоскости с расположенными в шахматном порядке отверстиями 1,5 мм в диаметре.

Поступательно-возвратные качания плоскости осуществляются при помощи эксцентрикового механизма.

5. Вентилятора № 2, 5 типа «Сирокко», производства Московского завода «Коператор».

Таблица 6

№ опыта	Время пропуска в мин.	Кол. матер. при пропуске	Выхода в %		Потери произв.		Условия опыта
			крупки	пудры	в %	в час.	
1	27	5,6 кг	22,6	73,8	3,6	19 кг/ч	Направляющие лопасти открыты полностью, вихревые створы закрыты полностью.
2	8	7,3	18,5	74,8	6,7	50	Условия те же
3	6	7,6	46,9	52,6	0,5	76	Направляющие лопасти закрыты полностью, вихревые створы закрыты полностью.
4	6,5	6,5	46,6	51,1	2,3	60	Направляющие лопасти закрыты полностью, вихревые створы открыты полностью.
5	6	6,83	46,4	51,2	2,4	68	Для опыта взята пудра из опыта № 4. Направляющие лопасти закрыты полностью, вихревые створы закрыты полностью.

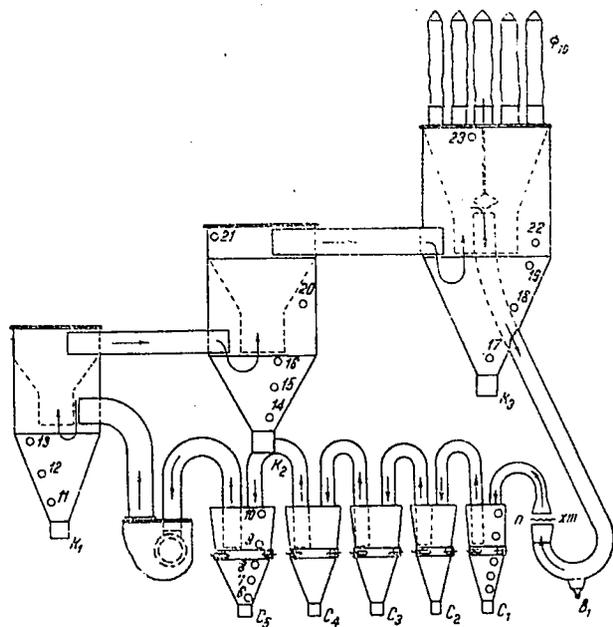
6. Мотора № 2, 4 с количеством оборотов 1400 в 1 мин. Вентилятор установлен между сепараторами и коллекторами так, что в сепараторах при процессе классификации мы имеем вакуум, а в коллекторах давление, уменьшающееся от первого коллектора к последнему. Регулировка открытием и закрытием выгрузочных отверстий дает возможность менять режим воздушного потока, так как подача свежего воздуха в разгрузочные отверстия сепараторов при создавшемся вакууме, несомненно, увеличивает силу воздушного потока в них, а тем самым и существенно меняется режим классификации по крупности.

Более резкая смена режима аппарата достигается трубками, находящимися в поясе зоны завихривания, представляющих собою отверстия круглого сечения $d = 45$ мм, по которым воздух может быть введен дополнительно, используя создавшийся вакуум в сепараторах. Трубки закрываются колпачками, которыми и можно регулировать доступ воздуха через эти трубки. Ввиду высокой дисперсности природного пылевидного кремнезема в проведении опытов не пользовались этими трубками и прибегали к регулировке аппарата лишь путем открытия или закрытия выгрузочных отверстий.

Схема классификации пылевидного кремнезема вначале была принята следующая: просеянный на сите 0,06 или 2 мм, материал поступал на питатель с учетом заданной производительности аппарата в 1 час. Естественно, часть крупного материала при исходном продукте, пропущенном на сите 2 мм, оставалась на сетке, так как она имеет отверстия всего лишь 1,5 мм. Материал, пропущенный на сите 0,06 мм, проходил полностью.

Так как мы задавались целью получить не более 4 фракций, делая особый упор на получение тонких фракций, то после проведения опыта все фракции сепараторов смешивали в одну, причем необходимо отметить, что предварительные микроскопические просмотры показывали очень несущественную разницу в смысле дисперсности всех 5 фракций сепаратора. Фракции коллекторов брали отдельно.

Было проведено 6 опытов. Опыты проводились при условиях закрытых и



Фиг. 1. Схема агрегата для воздушной классификации (инж. В. И. Соболева): 1—1—24 номера точек производства замеров воздушных потоков; 2—1—12 номера входных воронок для засоса воздуха; 3—XIII—рифленая плоскость для питания. Стрелками указано направление воздушных потоков.

открытых выгрузочных отверстий у циклонов. Вся работа по пневматической сепарации сведена в таблице (табл. 7) (см. стр. 24).

Из приводимой таблицы можно сделать вывод, что при таком режиме аппарата, как закрытые выгрузочные отверстия и меньшая пропускная производительность всего аппарата, может давать увеличение выхода тонкой фракции из коллектора III и лучший по дисперсности продукт. Это объясняется, по видимому, тем, что в открытые выгрузочные отверстия засасывается воздух, увеличивающий скорость воздушного потока, тем самым способствует залетанию более крупных частиц в коллектор III.

Микроскопический анализ полученной фракции как при пропуске исходного продукта, пропущенного на сите 10 тыс. отв/см², так и 2 мм дает в виде средней величины частицы следующие результаты (табл. 8) (см. стр. 24).

Эти результаты показывают, что пневматический аппарат при сепарации

Таблица 8

Наименование места отбора пробы	Величина частиц	
	исходный продукт 10 тыс. отв/см ²	исходный продукт 2 мм
Сепаратор	9,64	15,36
I коллектор	8,64	9,70
II „	6,01	5,93
III „	3,85	3,71

Фракция из второго коллектора, хотя и имеет большой выход (среднее — 10%), но зато она значительно крупнее (ср. $d = 6,01 \mu$).

Чтобы выяснить возможность получения тонкой фракции в коллекторе III в большем количестве, чем 5%, проведены опыты по перепуску смешанных фракций сепаратора и двух коллекторов I и II. Пропуски повторялись до трех раз, результаты каковых мы можем видеть в табл. 9.

Из приведенных результатов мы видим, что по мере перепуска процент выхода самой тонкой фракции (К-III) падает и почти не изменяется в коллекторе I, если не считать при III пропуске, где выход в нем немного увеличился за счет падения выхода в последующих за ним коллекторах. Поскольку в сепараторе продукт получается значительно грубей (ср. $d = 15 \mu$), чем

Таблица 7

№ опытов	Колич. взят. материала	Вес материала п/оп.	Потеря в %	Выход в сепарат.		Выход в колл. I		Выход в колл. II		Выход в колл. III		Производительность в час	Время пропуска		Крупка 1 мм	Условия опыта
				в г	в %	в г	в %	в г	в %	в г	в %		ч.	м.		
Материал 10 тыс. отв/см ²																
1	7,0	6,498	7	768	10,9	4 660	66,5	730	10,4	350	5,10	5,0	1	25	—	Выгр. отверст. откр.
2	8,85	7,639	13	1 020	11,6	5 276	59,6	898	10,1	445	5,02	6,2	1	25	—	„ „ „
Материал 2 мм																
3	18,5	16,48	11,0	1 400	7,4	10 460	56,5	1 800	8,71	855	4,52	10,3	1	50	8,7	„ „ „
4	18,85	17,39	7,0	5 674	30,7	8 360	43,9	1 530	8,10	890	4,72	11,0	1	73	7,1	„ „ „
5	13,0	11,70	9,9	2 822	21,7	6 080	46,7	1 355	10,4	800	5,9	3,3	4	30	5,0	„ „ „
6	13,5	12,40	8,1	1 229	9,1	7 000	51,8	1 240	9,1	642	4,75	8,5	1	35	5,3	„ „ „

Фиг. 2. Схема получения высокодисперсных фракций пылевидного кремнезема методом воздушной сепарации

пылевидного кремнезема дает довольно четкую классификацию по крупности частиц. Правда, выход самой тонкой фракции с величиной частицы $d = 3,85 \mu$ во всех случаях при проведении опытов недостаточен и равен при однократном пропуске в среднем 5%.

Таблица 9

Итоги выхода при трехкратном пропуске ⁴

№ пропуска	Выхода в % из		
	коллектора I	коллектора II	коллектора III
I	43,9	8,1	4,72
II	43,3	9,3	2,7
III	44,3	4,0	1,32

в коллекторах, причем падение дисперсности при перепуске продолжает расти, мы не включили его при учете производительности, принимая процент выхода его, близкий в среднем 20 (исключая I пропуск—30%). Остальное количество падает на потери при перепусках, выражающихся в среднем около 6,5% при каждом пропуске, и остатка на питателе (2 мм) при первом пропуске около 7%.

Из всего сказанного можно заключить, что на пневматическом циклонном аппарате получается довольно четкое деление по фракциям и при сепарации пылевидного кремнезема. Выход самого тонкого продукта при трехкратном пропуске возможно получить не более 10%.

Микроскопический анализ полученных фракций из коллектора III при перепуске дает нам следующую дисперсность, определяющуюся средней величиной частиц:

I пропуск	3,71 μ
I перепуск	4,16 μ
II	4,28 μ

Таким образом мы видим, что продукт, полученный из К-III после двух перепусков по своему гранулометрическому составу, хотя и близок продукту того же коллектора III, полученному при первом пропуске, но все же замечается некоторое падение степени дисперсности.

⁴ Процент выхода исчислялся к исходному продукту при первом пропуске 18,85 кг.

Выводы

Из проведенных опытов по получению высокодисперсного пылевидного кремнезема путем дальнейшего диспергирования и воздушной сепарации можно сделать следующие выводы:

1. Пылевидный кремнезем, представленный в природе в виде довольно дисперсного порошкообразного минерала, дает при просеве на сите 10 тыс. отв/см² 70% продукта с величиной частиц средн. $d = 7,13$.

2. Подвергая его помолу, эту дисперсность представляется возможным значительно повысить до средней величины частиц, равной 3,73 μ.

3. Наиболее эффективно помол идет при применении понизителей твердости, каковыми могут служить MgCl₂, сульфидный щелок и сахар.

4. Наиболее эффективным понизителем твердости может считаться сахар, как давший наиболее дисперсный продукт помола.

5. Термическая обработка пылевидного кремнезема при 800° как с быстрым, так и медленным остыванием существенных результатов в смысле увеличения дисперсности не дает. Также не отражается термическая обработка и на увеличении дисперсности при дальнейшем помолу с понизителями.

6. Воздушная сепарация дает более четкую классификацию при пропуске на пневматическом сепараторе инж. В. И. Соболева, нежели на механическом Стюртеванга.

7. Выход тонкого продукта в коллекторе III с величиной частицы в среднем $d = 4$ μ можно получить при трехкратном пропуске до 10% от исходного продукта.

8. Фракции коллекторов I и II, хотя получают и в значительно большем проценте, но дисперсность их недостаточная: из коллектора I средняя величина частиц $d = 9,70$ μ, из коллектора II величина частиц $d = 5,93$ μ.

И. П. Алимарин и Б. Н. Иванов-Эмин

Об определении рассеянных элементов в стеклопромышленных песках

В работе приводится химический и минеральный состав кварцевых песков Люберецкого района Московской обл. и подробно описываются применявшиеся методы анализа с целью повышения границ определения рассеянных элементов. Песок вначале подвергался обогащению с помощью фазового анализа в бромформе. В полученном концентрате определялись закись железа, хром, титан, цирконий, фтор и бор. Применение для разложения песка фтористоводородной и щавелевой кислот позволило значительно сократить время анализа, а использование колориметрических и объемных методов — повысить точность определения.

Современная стекольная промышленность предъявляет высокие требования к кварцевому песку в отношении содержания примесей Fe, Mn, Cr, V, Ti и др., способных сообщать окраску изготавливаемым изделиям или изменять их физические свойства.

Так например, при получении оптического стекла наличие сотых долей процента хрома развнценно по красящей способности 0,5% окиси железа.

В связи с поступлением в лабораторию института многочисленных анализов песков Люберецкого района Московской обл. нами был проверен ряд методов анализа, давших хорошие результаты и которые можно рекомендовать для быстрого заводского контроля, а также для геохимических исследований.

Ниже приводится минеральный и средний химический состав люберецких кварцевых песков и описание применявшейся методики их полного анализа.

Минеральный и химический состав песков

Микроскопическое исследование минерального состава кварцевых песков, произведенное К. И. Висконт и М. Б.

Кессених, показало присутствие, наряду с кварцем, примесей следующих минералов: магнетита, титанистого железняка, циркона, рутила, ставролита, кианита, титанита, цоизита, силлиманита, турмалина, роговой обманки, биотита и мусковита; кроме того, часть зерен кварца покрыта бурой окисью железа. На основании минералогического и химического анализа установлено, что содержащееся железо в песках приходится, главным образом, за счет присутствующих железосодержащих минералов и в меньшей степени за счет бурой окиси железа.

Часто почти бесцветные пески показывают значительное содержание железа, тогда как пески с малым содержанием железных минералов, но заметно окрашенные окислами железа содержат только сотые и тысячные доли процента.

Полный химический состав кварцевого песка, характерный для Люберецкого района, представлен в табл. 1.

Таблица 1

Химический состав кварцевого песка

	%
SiO ₂	99,78
TiO ₂	0,032
ZrO ₂	0,0001
Al ₂ O ₃	0,065
Fe ₂ O ₃	0,032
Cr ₂ O ₃	0,0008
V ₂ O ₅	0,000
CaO	0,018
MgO	0,012
MnO	0,003
NiO	0,000
FeO	0,004
K ₂ O	0,061
Na ₂ O	0,004
Li ₂ O	0,000
H ₂ O+	0,11
H ₂ O—	0,00
CO ₂	0,00
B ₂ O ₃	≥0,01 (качеств)
F	0,00
Сумма	100,1219

МЕТОДЫ ХИМИЧЕСКОГО АНАЛИЗА

1. Подготовка пробы для анализа

Для отбора средней пробы песок высыпался на чистое стекло, перемешивался методом кольца и конуса, а затем проба квартовалась до 25—30 г.

Средняя проба истиралась в агатовой ступке под слоем этилового спирта 15—20 мин., смесь переносилась в платиновую чашку и на водяной бане отгонялся спирт.

Для определения закиси железа, хрома, циркония, титана, бора приготовленная средняя проба не пригодна вследствие ничтожного их содержания. Поэтому они определялись в концентрате, полученном после обогащения с помощью тяжелой жидкости — бромформа (уд. в. 2,89).

В делительную воронку на 500 мл помещалась навеска песка 250—300 г, прибавлялось 200 мл бромформа, и смесь хорошо взбалтывалась. После 2—3 мин. тяжелые минералы осаждались на дно, а кварц всплывал на поверхность. Тяжелая фракция сливалась через край на фильтр, промывалась бензолом, высушивалась при 110° и взвешивалась. В нашем случае из 250 г песка было выделено тяжелых минералов 0,5 г, т. е. обогащение произведено в 500 раз.

2. Испытание реактивов и посуды

Поскольку в анализе производилось определение весьма малых количеств примесей, все применяемые реактивы и вода перед употреблением испытывались на чистоту; и если реактив не представлялось возможным очистить, то содержание в нем примесей, особенно железа, точно определялось и учитывалось при последующих определениях. Точно так же обращалось внимание на качество применяемой посуды и платиновых тиглей. Перед употреблением тигли несколько раз очищались сплавлением с пиросульфатом калия и кипячением с соляной кислотой.

Во взвешиваемые осадки вносилась поправка на все золы фильтров.

3. Разложение песка и определение двуокиси кремния

Разложение навески и определение SiO_2 , Al_2O_3 , CaO и MgO производилось

по методу П. И. Васильева и И. И. Ромм (1). 1 г песка прокаливался до постоянства веса на паяльной горелке, затем прибавлялось 10 мл азотной кислоты уд. в. 1,28 и 5 мл фтористоводородной кислоты, и тигель, закрытый крышкой, нагревался на воздушной бане до разложения песка. По окончании разложения крышка удалялась, и раствор упаривался досуха. Удаление оставшегося фтора производилось трехкратным выпариванием остатка с концентрированной азотной кислотой, после чего тигель прокаливался на паяльной горелке до постоянства веса. По потере веса определялась двуокись кремния.

4. Определение железа, алюминия и титана

Прокаленный остаток после отгонки кремния сплавлялся с пиросульфатом калия и сплав растворялся в разбавленной серной кислоте. Из раствора объемом 100 мл осаждались аммиаком гидраты окислов алюминия, железа и титана. В фильтрате определялись кальций и магний, а прокаленный и взвешенный осадок вновь сплавлялся с пиросульфатом калия. Серноокислый раствор делился пополам; в одной части колориметрическим методом определялся титан с перекисью водорода, а в другой железо с сульфосалициловой кислотой по методу И. В. Куликова и А. П. Бочаровой (2).

Этот метод имеет преимущество перед общепринятым определением железа с помощью роданистого аммония в том отношении, что посторонние вещества не мешают определению и образующаяся желтая окраска не меняется с течением времени. Для определения железа к 50 мл прибавлялось 10 мл 1% раствора чистой сульфосалициловой кислоты и небольшой избыток аммиака. Образовавшаяся желтая окраска сравнивалась в колориметре Leitz с стандартным раствором железных квасцов окрашенным таким же способом. В отдельных случаях с целью получения более точных результатов определение железа производилось в специальной навеске после разложения песка фтористоводородной кислотой.

Содержание алюминия определялось по разности или колориметрированием ализаринового лака.

5. Определение кальция и магния

Кальций определялся весовым или объемным методом после осаждения щавелевокислым аммонием.

Магний осаждался в виде фосфата, осадок растворялся в азотной кислоте, к раствору прибавлялся небольшой избыток 10% молибденовокислого аммония и окрашенный в желтый цвет раствор сравнивался в колориметре с стандартным раствором фосфата натрия, к которому также была прибавлена азотная кислота и молибденовокислый аммоний.

Для быстрого определения основных окислов из одной навески удобен также оксалатный метод Н. А. Тананаева и Штейгельберга (3).

1—2 г песка разлагают в платиновой чашке 5 мл фтористоводородной кислоты. К сухому остатку прибавляют 3—4 г щавелевой кислоты для удаления фтора, смачивают водой и упаривают досуха, затем удаляют щавелевую кислоту нагреванием чашки до 200° и слабым прокаливанием. Остаток карбонатов и окислов растворяют в соляной кислоте и из раствора осаждают аммиаком полуторные окислы. Дальнейший ход анализа остается прежним.

6. Определение щелочных металлов

Для определения щелочных металлов мы применили метод, разработанный Н. А. Тананаевым (3), И. В. Тананаевым (4) и К. Л. Маляровым (5).

Навеска песка 3—4 г разлагалась в платиновой чашке фтористоводородной кислотой, к почти сухому остатку

прибавлялся насыщенный раствор щавелевой кислоты, и жидкость упаривалась на водяной бане досуха. Остаток растворялся в небольшом количестве воды и снова упаривался. Эта операция повторялась еще 2—3 раза. Сухой остаток прокаливался на маленьком пламени горелки до полного удаления щавелевой кислоты. Образовавшийся при этом уголь осторожно сжигался, и остаток слабо прокаливался. При такой обработке, как показали Ив. Тананаев (4) и наши опыты, удается разложить образовавшиеся фториды и перевести металлы третьей аналитической группы в окислы, а металлы второй и первой групп в карбонаты. После выщелачивания водой прокаленного остатка в раствор переходят только карбонаты щелочных металлов.

Фильтрат подкислялся соляной кислотой, упаривался во взвешенном платиновом тигле, остаток хлоридов осторожно прокаливался и взвешивался. Таким образом находилась сумма щелочных металлов.

Если в дальнейшем не требуется разделение калия и натрия, то определение их суммы может быть выполнено по Н. А. Тананаеву (3) в щелочной вытяжке титрованием карбонатов соляной кислотой.

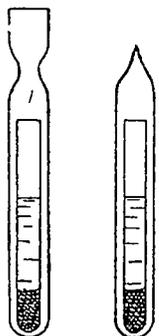
Отделение калия от натрия и лития производилось при помощи хлороплатиноводородной кислоты по В. Ф. Гиллебранду (6).

Калий определялся колориметрическим методом по L. A. Hill (7), для чего осадок K_2PtCl_6 растворялся в 50 мл горячей воды и к раствору в мерной колбе на 100 мл прибавлялось 3 мл $SnCl_2$, приготовленного растворением 10 г чистого олова в 50 мл концентрированной соляной кислоты. Окрашенный в желто-оранжевый цвет раствор сравнивался со стандартом, полученным растворением 0,5160 г K_2PtCl_6 в 1 л воды.

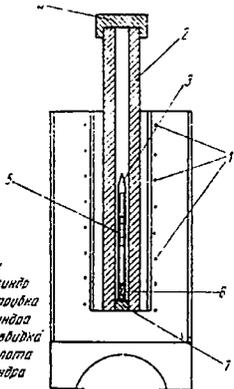
Натрий определялся по разности, а литий спектроскопическим анализом.

7. Определение закиси железа

Определение закисного железа ввиду его малого содержания выполнялось в концентрате после разложения серной кислотой под давлением по методу Митчерлиха, описанного И. П. Алимариным (8).



Фиг. 1. Стекло-трубки для разложения



1 Облатка печи
2 Стальная цилиндра
3 Стекловая трубка
4 Крышка цилиндра
5 Навеска - кислота
6 Пробка цилиндра
7 Пробка цилиндра

Фиг. 2. Печь с запаяной трубкой для разложения минералов под давлением

К навеске порошка концентрата, в кварцевой пробирке, прибавлялась разбавленная (2:1) серная кислота, пробирка помещалась в толстостенную стеклянную трубку (фиг. 1), затем удалялся воздух пропускаям CO_2 , трубка запаивалась, помещалась в стальную предохранительную муфту (рис. 2) и нагревалась в электрической печи при 250° в течение 6 час. По охлаждении трубка вскрывалась, и раствор после разбавления прокипяченной водой титровался $\frac{1}{50}$ N KMnO_4 .

8. Определение хрома

Для определения хрома в песке или концентрате общеизвестный метод колориметрирования хромата не пригоден, ввиду весьма малого его содержания, поэтому мы воспользовались методом колориметрического определения с дифенилкарбазидом, который в кислой среде образует с бихроматом фиолетовое окрашивание, позволяющее обнаружить присутствие бихромата при концентрации 1:1 000 000. Эта в высшей степени чувствительная реакция была предложена Р. Сазенеуве (9) и в дальнейшем использована многими исследователями (10, 11, 12, 13, 14, 15, 16). При соблюдении определенных условий ее выполнения она дает вполне надежные результаты.

По указаниям Ф. Файгля (17) аналогичное, но менее интенсивное окрашивание с дифенилкарбазидом дают ионы ртути, молибдена и марганцевой кислоты. Их влияние может быть легко устранено — ртуть полностью удаляется при разложении навески, появление окраски в присутствии молибдена может быть предупреждено прибавлением щавелевой кислоты, которая образует с молибденом прочный комплекс; марганцевая кислота разрушается при нагревании раствора с несколькими каплями HCl или NaN_3 . Ванадий, дающий окрашенное соединение, отделяется по В. И. Агневу (15), осаждением содой в присутствии трехвалентного железа. Так как в кварцевых песках присутствие ртутных и молибденовых минералов является редким исключением, то операции их удаления отпадают.

Интенсивность окраски в значительной степени зависит от концентрации водородных ионов, поэтому для полу-

чения раствора определенной кислотности щелочной раствор хромата вначале нейтрализуется серной кислотой в присутствии индикатора паранитрофенола (область перехода окраски которого лежит в пределах pH 5,0 — бесцветн. — 7,0 желт.), а затем добавляется необходимое количество серной кислоты.

Введенный паранитрофенол в дальнейшем не мешает, так как в кислой среде он бесцветен.

Для колориметрического определения хрома мы пользовались следующим ходом анализа.

Навеска концентрата 0,5 г сплавлялась с содой и селитрой, сплав выщелачивался 1% соды, нерастворимый остаток сохранялся для определения титана и циркония, а фильтрат нейтрализовался разбавленной кислотой и из раствора хром осаждался азотнокислой закисью ртути по В. Гиллебранду. Осадок карбоната ртути, содержащий весь хром, прокаливался, сплавлялся с небольшим количеством соды и селитры, и сплав растворялся в 50 мл. воды. Горячий раствор нейтрализовался разбавленной серной кислотой в присутствии 2—3 капель 1% спиртового раствора паранитрофенола до обесцвечивания индикатора, затем по каплям прибавлялся раствор соды до появления первой не исчезающей желтой окраски. Нейтральный раствор помещался в сосуд Несслера на 100 мл, с помощью пипетки прибавлялось 10 мл 2N H_2SO_4 и 5 мл 0,1% свежеприготовленного раствора дифенилкарбазида в чистом этиловом спирту.

В другой сосуд Несслера прибавлялось 70 мл воды, 20 мл 2N H_2SO_4 , 5 мл 0,1% раствора дифенилкарбазида и из бюретки добавлялся 0,001N раствор $\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$, до тех пор, пока интенсивность окраски становилась одинаковой с испытуемым раствором.

9. Определение титана и циркония

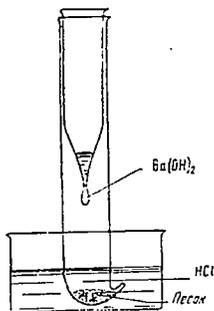
Нерастворимый в воде остаток после разложения навески концентрата с содой и селитрой (см. хром) сплавлялся с пиросульфатом калия, сплав растворялся в 10% серной кислоте и делился пополам. В одной половине определялся титан колориметрическим методом с перекисью водорода, а в дру-

гой — цирконий по Гиллебранду в виде пирофосфата.

Прокаленный и взвешенный осадок циркония сплавлялся с содой, сплав выщелачивался водой, нерастворимый остаток растворялся в небольшом количестве соляной кислоты, и раствор исследовался на цирконий капельной реакцией с *p*-диметиламиноазофениларсиновой кислотой (17).

10. Открытие двуокиси углерода

Для доказательства содержания карбонатов в песке применялась микрохимическая реакция с $\text{Ba}(\text{OH})_2$, выполнявшаяся в приборе С. Рёсслера (17, 18), изображенном на фиг. 3. Он состоит из пробирки, конец которой оттянут и загнут кверху. В эту пробирку вставле-



Фиг. 3. Прибор Рёсслера для качественного определения CO_2

на другая пробирка с оттянутым в капилляр концом. Для выполнения определения на дно внешней пробирки помещается 2—3 г песка, затем капилляр второй пробирки заполняется раствором гидрата окиси бария таким количеством, чтобы на конце капилляра висела небольшая капелька жидкости. После этого пробирка вставляется в первую пробирку, и весь прибор погружается в стакан с разбавленной (1:2) горячей соляной кислотой. Выделяющаяся двуокись углерода реагирует с раствором гидрата окиси бария и вызывает помутнение капли. Метод дает возможность быстро обнаружить сотые доли процента CO_2 .

Количественное определение CO_2 производится по видоизмененному И. П. Алимариным и В. Зверевым (19) методу Крейдера.

11. Определение марганца, никеля, фтора и бора

Марганец определялся непосредственно в песке после удаления кремния, фтористоводородной кислотой колориметрическим методом с $(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_8$, никель — с помощью диметилглиоксима.

Определение фтора выполнялось в солянокислом растворе, после сплавления концентрата с содой, реакцией с цирконализариновым лаком (20). Содержащийся в турмалине бор определялся в концентрате по методу И. П. Алимарина и И. И. Ромм (21). Для качественной диагностики бора мы пользовались щелочным раствором после сплавления концентрата с содой, применяя капельную реакцию с хинализарином по Ф. Файглю (17).

Литература

1. П. И. Васильев и И. И. Ромм, Анализ стеклопромышленных песков, Труды Института прикл. минер. (1932).
2. И. В. Куликов и А. П. Бочарова, Колориметрическое определение железа с помощью сульфосалициловой кислоты. Из неизданных Трудов Института прикл. минер.
3. N. A. Tananaeff, Nachweis von Alkalimetallen in Salzgemischen und Silicaten, Zeit. anorg. Chem., 180, 75 (1929).
4. И. В. Тананаяев, Действие шавелевой кислоты на фториды металлов, Укр. химич. журнал, 5, 87 (1930).
5. K. L. Maljaroff, Anwendung der Oxalsäure in der mikrochemischen Analyse, Mikrochemie, 7—9, 92 (1928).
6. В. Ф. Гиллебранд, Химия силикатов, НХТИ (1929).
7. L. A. Hill, Journ. Am. Chem. Soc., 25, 990, (1903); I. H. Yoe, Colorimetry (1928).
8. И. П. Алимарин, Об определении закиси железа в минералах, содержащих шпинель, «Минеральное сырье» № 3, 37—2 (1930).
9. P. Cazeneuve, Analyst, 25, 331 (1900).
10. A. Moulin, Bull. Soc. Chim., 31, 295 (1904).
11. Y. Yoe, Colorimetry 169 и 587 (1928), сводка методов колориметрического определения хрома с 1891 по 1928 г.
12. В. S. Evans, Определение хрома в сталях колориметрическим методом с помощью дифенилкарбазида, Analyst, 46, 285 (1921).
13. W. Scott, Standard Methods of chemical Analysis, 162 (1925).
14. N. Stover, редакция на хром с дифенилкарбазидом, Journ. Am. Chem. Soc., 50, 2363 (1928).
15. W. I. Agnew, Новый метод количественного определения следов хрома в стали, Analyst., 56, № 658, 24, (1932); Заводская лаборатория 2, 77 (1932).
16. F. Hahn u. G. Weiler, Zeit. f. anal. Chem., 70, 1 (1927).
17. Ф. Файгль, Капельный анализ (1933).

18. O. Rössler. Ber. Dtsch. Chem. Ges., 20, 2629 (1887).

19. И. П. Алимарин, Быстрый способ определения двуокиси углерода в минералах и горных породах, Заводская лаборатория 1, 103 (1935).

20. I. P. Alimarin, Zeit. f. anal. Chem., 81, 8 (1930).

21. И. П. Алимарин и И. И. Ромм, Метод определения бора в силикатовых минералах и горных породах, Труды Института прикл. минер., 53, 36 (1932).

A. C. Базилевич

Упрощенное определение содержания окиси магния в тальковой породе

При составлении шихты из обогащенной тальковой породы необходимо знать хотя бы приблизительное содержание окиси магния, и автор предлагаемой статьи подходит довольно оригинально к разрешению этого вопроса. Он предлагает определять содержание окиси магния косвенным путем по потере при прокаливании, исходя из следующей теоретической предпосылки: тальковая порода состоит из двух компонентов — талька и магнезита.

Потеря при прокаливании у магнезита 52,3% и у талька 4,76%, смесь талька и магнезита будет обладать потерей при прокаливании, пропорциональной содержанию указанных компонентов, и наоборот, по потере при прокаливании мы можем до некоторой степени судить о содержании талька и магнезита, и зная теоретическое содержание окиси магния в тальке и магнезите, мы можем вычислить содержание окиси магния в имеющейся у нас смеси.

Автор дает диаграмму, по которой, определив потерю при прокаливании, можно вычислить содержание талька и магнезита, а отсюда и содержание окиси магния. Для облегчения вычислений им дается шкала, позволяющая непосредственно отсчитать содержание окиси магния в прокаленной смеси.

Диаграмма пригодна только для смесей чистого талька и магнезита. Присутствие других компонентов, как кальцита, брейнерита, серпентина и др., будет искажать результаты подсчетов, и поэтому автор делает попытку ввести поправку на могущие быть примеси и дает другую диаграмму для вычисления состава тальково-магнезитовых фракций, содержащих ряд примесей.

В приводимых в статье таблицах автор дает состав различных фракций тальковой породы, вычисленный по потере при прокаливании и определенный обычным химическим анализом.

Из таблиц видно, что предлагаемый метод пригоден для грубоориентировочных подсчетов состава фракций. К сожалению, количество приводимых таблиц очень мало, чтобы можно было дать более определенное заключение о предлагаемом методе, но можно сказать, что метод может быть полезен для ориентировочных определений содержания окиси магния для определенных карьеров, где количество примесей обычно варьирует в узких пределах, и можно, составив диаграмму для какого-либо карьера, быстро вычислять содержание окиси магния в имеющейся смеси.

Проф. Н. И. Червяков

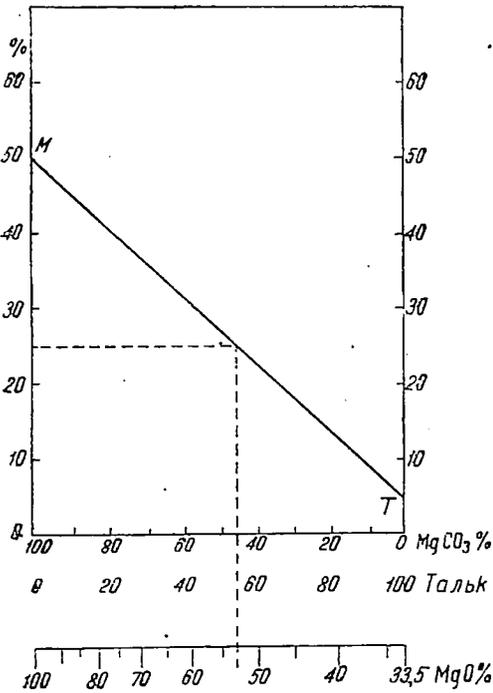
В связи с работами, проводимыми сектором обогащения ИМС по разделению тальковой породы с целью выделения из нее талька, возник вопрос об использовании получающихся при этом отходов. Эти последние в значительной степени обогащены карбонатом магния и по суммарному содержанию окиси магния могут быть использованы для получения периклазо-форстеритового кирпича¹. Опыты, произведенные ВЮК, подтвердили возможность полу-

чения из обожженной тальковой породы огнеупора, не уступающего по качеству огнеупору, полученному из смеси шабровского талька и саткинского магнезита.

При составлении шихты из обогащенной тальковой породы необходимо знать, хотя бы примерно, содержание в ней окиси магния. Химический анализ длится в лучшем случае 3—4 дня, вследствие чего текущий контроль производства будет затруднен. Одним из показателей, позволяющим судить о сте-

¹ П. Н. Шаблыккин и Н. В. Андреев, Новый вид талько-магнезитовых огнеупорных материалов, «М. С.», VI, 1931 г. № 1.

¹ А. С. Базилевич, Получение периклазо-форстеритового огнеупора, «Огнеупоры» 1934 г. № 4.



Фиг. 1. Диаграмма для расчета состава смесей—
тальк-магнезит

пени обогащения породы магнезитом, является потеря при прокаливании. Определение ее не сложно и занимает максимум 2—3 часа, благодаря чему легко может быть произведено в цеховой лаборатории. Принцип расчета состава тальковой породы по величине потери при прокаливании следующий: тальковая порода состоит, как известно, из двух компонентов: талька и магнезита; эти компоненты резко различаются по величине потери при прокаливании. Теоретически магнезит ($MgCO_3$) теряет при прокаливании 52,3%, а тальк ($3MgO \cdot 4SiO_2 \cdot H_2O$)—4,76%. Смесь талька и магнезита обладает потерей, величина которой определяется на основании правила смешения. Обратная задача — нахождения пропорции смеси по потере при прокаливании — также решается по этому способу и имеет только одно решение. Графически эта задача разрешается следующим образом (фиг. 1). На оси абсцисс наносим деления, соответствующие процентным отношениям талька и магнезита. На ординате, соответствующей 100% талька, наносим теоретическую величину его потери при прокаливании (точка *T*) и то же делаем и в

отношении магнезита (точка *M*). Обе точки соединяем прямой. Нахождение состава смеси, если известна ее потеря при прокаливании, производится следующим образом. На прямой *T—M* находим точку, соответствующую заданной величине потери (например 25%), и из нее опускаем перпендикуляр на ось абсцисс. Соотношение отрезков оси абсцисс дает искомую величину содержания талька и магнезита. По этой последней величине может быть вычислен химический состав смеси, которая в данном, идеальном случае состоит только из двух компонентов: MgO и SiO_2 . Шкала содержания MgO в прокаленной смеси, нанесенная на диаграмму, позволяет найти состав смеси, не прибегая к вычислениям.

Таким элементарным путем вопрос разрешается только в том случае, если оба минерала отвечают их теоретическим при прокаливании естественного тальковой породы расчет усложняется по следующим причинам:

1. Входящий в состав породы карбонат, кроме $MgCO_3$, содержит в своем составе еще $FeCO_3$, обычно, в подчиненном, но не в постоянном соотношении.

2. Тальк также не соответствует своему теоретическому составу, так как содержит в себе закисное железо. Кроме того, тальк содержит примесь родственного ему минерала серпентина, обладающего большим содержанием гидратной воды, вследствие чего потеря при прокаливании естественного талька обычно бывает больше теоретической (5—6%).

3. Кроме железа в тальковой породе присутствуют в незначительном количестве CaO , Al_2O_3 , TiO_2 и некоторые другие примеси.

Если пренебречь упомянутыми в п. 3 примесями, содержание которых невелико и почти постоянно, то практически нам приходится иметь дело с тремя компонентами: MgO , FeO и SiO_2 . Если бы эти компоненты входили в состав породы в любых соотношениях, то решение задачи по одной только потере при прокаливании было бы невозможно, так как допускало бы множество решений. Но как показывают многочисленные исследования талькового камня различных месторождений, содержание окислов железа в них весьма постоянно и колеблется в пределах 6—9%. Если

мы примем содержание железа в брейнерите и в тальке за постоянную, то ошибка, происходящая от этого допущения, будет меньше разницы между крайними пределами в содержании железа, т. е. меньше 3%. Ошибка вследствие примеси серпентина, вообще говоря, незначительна, так как обычно количество серпентина не превосходит 5%. Кроме того, она в значительной степени компенсируется тем обстоятельством, что серпентин, обладая большей потерей при прокаливании, обладает и большим содержанием окиси магния.

Как уже упоминалось выше, примеси CaO, Al₂O₃, TiO₂ присутствуют в постоянном количестве, поэтому возможная погрешность при определении химического состава может составлять 2—3%, что допустимо для приближенных расчетов. Большая ошибка может произойти только в том случае, когда порода обогащена кальцитом. В таком случае расчет состава породы по потере при прокаливании, конечно, не может дать представление о действительном составе породы. Однако такая порода имеет ряд отличительных признаков и для производства кирпича вообще непригодна, почему не может быть смешана с обычной талько-магнезитовой.

Для практического пользования нами составлена диаграмма (фиг. 2), исходя из следующего химического состава талька и брейнерита:

Тальк. Потеря при прокаливании 5%; SiO₂—56,0%
MgO—30,0; Fe—5,0%; прочие примеси 4,0%

Брейнерит. Потеря при прокаливании 50,0%; SiO₂—0,0%; MgO—40,5%; FeO—7,5%; прочие примеси—2%. В пересчете на прокаленное вещество все цифры удваиваются. Химический состав талька нами взят по наиболее чистой естественной разновидности его—по халиловскому тальку. Химический состав брейнерита вычислен на основании химического анализа наиболее чистой магнезитовой фракции, выделенной из тальковой породы.

Для удобства пользования диаграммой величина потери при прокаливании нанесена на оси абсцисс, на ординате же содержание MgO, SiO₂ и FeO. Для пересчета последней в Fe₂O₃ необходимо умножить содержание ее на 1,11.

Для примера приведем расчет состава различных фракций, выделенных из тальковой породы.

1. Тальковая фракция; потеря при прокаливании 14,59%.

Таблица 1

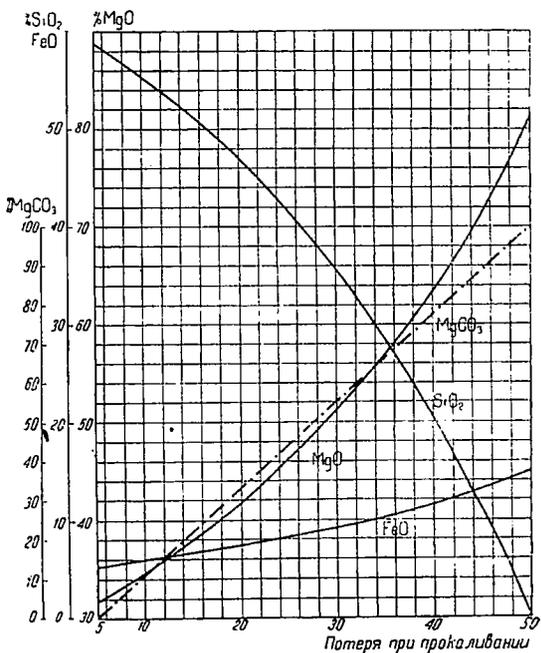
	SiO ₂	MgO	Fe ₂ O ₃	Проч.	MgO:SiO ₂
Вычислено	51,7	37,9	7,2	4,0	0,733
Фактически найдено	55,5	38,7	3,86	2,0	0,698
Отклонение в % . . .	-3,8	-0,8	+4,34	+2,0	—

2. Талько-магнезитовая фракция; потеря при прокаливании 20,93%.

Таблица 2

	SiO ₂	MgO	Fe ₂ O ₃	Проч.	MgO:SiO ₂
Вычислено	46,0	42,7	8,3	4,0	0,930
Фактически найдено	47,5	43,8	5,83	3,15	0,925
Отклонение в % . . .	-1,5	-1,1	+3,47	+0,85	—

3. Магнезитовая фракция; потеря при прокаливании 36,41%.



Фиг. 2. Диаграмма для расчета состава естественной тальковой породы

	SiO ₂	MgO	Fe ₂ O ₃	Проч.	MgO:SiO ₂
Вычислено	26,7	59,0	11,80	4,0	2,21
Фактически найдено	26,3	60,8	11,52	2,78	2,31
Отклонение в % . . .	+0,3	-1,8	+0,28	+1,22	—

Приведенные расчеты показывают, что наибольшее отклонение падает на содержание Fe₂O₃; это, однако, не является ошибкой, так как тальковая порода в данном случае подверглась частичной очистке от железа, почему фактическое содержание окиси железа естественно было меньше. Содержание окиси магнезия, являющегося важнейшей со-

ставной частью, совпадает вполне удовлетворительно. Содержание SiO₂ в случае 1 резко отличается от действительного, но в данном случае это явно идет за счет преувеличенного содержания Fe₂O₃. Если бы произвести поправку на действительное содержание Fe₂O₃, то содержание SiO₂ составит, 54,2%, а MgO—39,6%.

Практически диаграмма (фиг. 2) может служить для разрешения вопроса—пригодна ли данная смесь для получения периклазо-форстеритового огнеупора. В последнем соотношении MgO:SiO₂ должно быть равно 1,6. По этому показателю можно судить, что 1 и 2 фракции недостаточно обогащены окисью магнезия, а 3 имеет некоторый избыток.

Б. П. Ависов

Роль канатной пилы в современном карьере по добыче мрамора

Введение

Самой отсталой и забытой отраслью промышленности в нашем Союзе оказалась мрамородобывающая.

Незначительное количество действующих в СССР предприятий по добыче мрамора с полукустарными методами работы ни в какой мере не могло удовлетворить требованиям строительства до настоящего времени, не говоря уже о ближайших годах, годах великой реконструкции и художественного оформления городов Союза и в частности Москвы.

Наше строительство может получить прекрасный декоративный естественный облицовочный материал в потребном количестве лишь тогда, когда искоренится мнение, что его можно добыть в любое время без всяких подготовительных работ и без надлежаще оснащенного и механизированного предприятия.

Наш Союз обладает богатейшими залежами самых разнообразных перво-классных декоративных сортов мрамора.

Однако для овладения ими необходимо изучение месторождений, разведка их с последующей организацией на избранных месторождениях культурных, механизированных предприятий с подготовленными соответствующим образом кадрами.

Современное состояние техники добычи мрамора на наших богатых Уральских месторождениях и в других районах Союза нельзя считать удовлетворительным. Крайне малый процент выхода товарных блоков мрамора от горной массы, не превышающий 20—22%, значительно удорожает добытый мрамор и делает его малодоступным широкому применению в культурном строительстве страны.

Огромное количество отходов в виде бута и щебня в большинстве не используется предприятиями для других целей, оно достигает 80 и даже более процентов.

Такое явление объясняется не только трещиноватостью породы в верхних горизонтах, где ведутся пока добычные работы, но, главным образом, несовер-

шенными, полукустарными способами добычи. Единственный вид механизации, которым пользуются на более крупных карьерах,—пневматическое бурение—требует достаточного количества квалифицированных бурильщиков и хорошей работы компрессоров. При наличии того и другого все же применение только пневматического бурения не обеспечивает продуктивной работы карьера.

Постоянное применение при добыче мрамора взрывчатых веществ пагубно отражается на качестве добытого мрамора и на проценте выхода от горной массы годных для распиловки мраморных блоков. Кроме того взрывные работы вызывают образование в блоках незаметных трещин, которые обнаруживаются уже после распиловки их на доски, чем в свою очередь снижают процент выхода продукции из добытых и обработанных блоков. Напрасные траты на добычу, перевозку и распиловку такого сырья повышают себестоимость мраморных досок. Завод же обременяется излишними отходами, а транспорт — перевозкой бесполезного груза.

Все это с особой настойчивостью выдвигает вопрос о необходимости применения более совершенных методов добычи мрамора в наших карьерах, для чего в первую очередь можно и нужно использовать богатейший опыт заграничной практики, где давно уже пользуются несложными приспособлениями и механизмами, которые дают значительный и всесторонний эффект в работе.

Канатная пила среди других механизмов в промышленности по добыче мрамора за границей

Усиленное развитие мраморной промышленности и широкое применение мрамора за границей объясняются не высокими качествами самого мрамора, а рациональными механизированными способами разработки мраморных месторождений.

Иностранная литература по этому вопросу отражает состояние техники добычи мрамора за границей.

Для примера можно указать на наиболее крупное предприятие по добыче мрамора в США и в мире—Вермонтскую

мраморную компанию, организованную 50 лет назад в местности, носящей название «Сутерландские водопады». В целом ряде штатов эта компания имеет 75 карьеров. Самая большая мраморная каменоломня в мире (в Западном Рутланде) принадлежит этой мраморной компании. Карьер уже имеет около 90 м глубины.

Добыча мрамора здесь производится комбинированным способом. С помощью Ченнелеров IR № 30 производятся вертикальные врубы как по простиранию, так и вкрест простирания, глубиной около 1,2 м и на таком же расстоянии друг от друга. Отделение блока по подошве производится с помощью перфорации, для чего применяют дрефтера, монтированные на горизонтально укрепленной штанге.

Для передвижения отделенных от горной массы блоков и для выдачи их на бровку карьера пользуются большими вантовыми деррик-кранами, расположенными в ряд на поверхности карьера на расстоянии друг от друга, равном двойному вылету стрелы. Компания имеет в работе около 100 ченнелеров, до 100 дробилок, 400 распиловочных станков. Заводы и мастерские ее занимают площадь около 10 га. Общая мощность гидроэлектрических станций этой компании достигает 12 тыс. л. с.

Для примера добычи мрамора с помощью канатных пил можно указать, кроме Каррарских карьеров, где работает 150 агрегатов канатных пил, хотя бы еще совсем молодое, новое предприятие по разработке итальянских мраморных месторождений — Lasa. Последние расположены несколько выше Мерана, около горного прохода Val Venosta. Мрамор этого месторождения представляет собой кристаллический известняк с сахаровидной структурой.

Здесь разрабатывается самая низкая линза мрамора, находящаяся на высоте 1 500 м над уровнем моря.

Вследствие горизонтального расположения линзы, уходящей в гору, работы по добыче ведутся с помощью штолен, ширина которых достигает 24 м. Между штольнями оставляются столбы размером 10×30 м. Здесь канатные пилы работают в подземных условиях. Одновременно работает выше 10 струн. После образования пропилов отделение

блоков производится с помощью пневматических молотков.

Добытые глыбы тельферами грузятся на площадку,двигающуюся по главной откаточной штольне с помощью специальных лебедок. Добытый блок, таким образом, подается к кабелькрану, имеющему пролет в 380 м.

Во Франции в числе многих других можно указать хотя бы на один из карьеров компании Société des Corrières de la vallée Neurace du Haut Vaupе карьер Vallée Heureuse. Мраморы из этого месторождения идут для декоративных целей, так как имеют различные мягкие оттенки серого цвета. Здесь добываются с помощью канатных пил блоки размерами 15×6×1,5 м. Вертикальные пропилены производятся с помощью канатных пил, а подошвы блоков отделяются с помощью пневматических молотков «Джек».

В этом карьере в работе находится 8 агрегатов канатных пил, при общей рабочей длине каната их в 9 км. На этом же предприятии блоки распиливаются на толстые плиты также с помощью канатных стационарных пил.

Таким образом мы указали из заграничной практики по добыче мрамора примеры применения ченнелеров в комбинации с перфорацией, а также канатных пил с перфорацией. Укажем еще на одно из предприятий в Румынии (карьер Ruskieza), где применяются ченнелеры в комбинации с канатными пилами и

перфорацией. Это особенно рекомендуется (инж. I. Bibel) применять в гористых местностях на склонах гор. Инж. Bibel в течение 45 лет производил испытание обоих способов на этом месторождении. Карьер Ruskieza расположен на крутом склоне горы, на высоте около 200 м над уровнем площадки долины, расположенной внизу против месторождения.

Здесь канатные пилы применяются для подготовки горизонтальной площадки, на которой уже устанавливаются ченнелеры. Канатные пилы в этом карьере производят 20-м пропилены при глубине около 9 м. Подрубание же подошвы выполняется с помощью перфораторов, для чего применяются дрейтеры Д-24 и А-36, монтированные на горизонтальной штанге, укрепленной с помощью треног.

Работающие на карьере Ruskieza ченнелеры имеют три типа, а именно:

1. Электропневматический № 7, с помощью которого можно производить врубы под углом до 45°.

2. Паровой Н-9.

3. Электропневматический Т-10, делающий 8"-вруб.

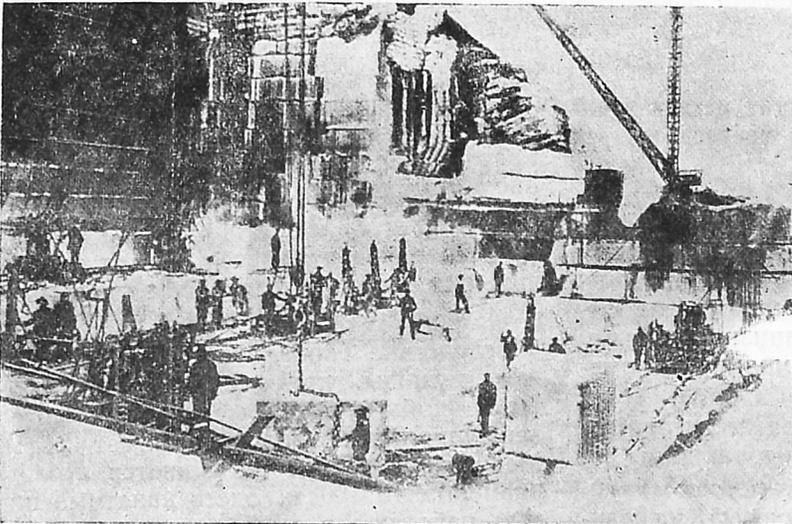
Из 4 канатных агрегатов 2 работают со шкивами «Монтиколо».

Приводим техноэкономические данные, полученные в результате опыта работы на карьере.

Оптимальная длина вруба, производимого ченнелером, составляет 10—

12 м, так как рабочие долота при таком врубе работают еще достаточно хорошо. Ширина вруба — около 50 мм. Производительность ченнелера при этих условиях составляет около 1400 м² в год при 24 часах работы.

Канатные пилы имеют производительность около 9,75 м² в 1 час чистой работы. Надо отметить, что канатные пилы работают лишь до морозов, и, таким образом, зимой ими пользоваться нельзя,



Фиг. 1. Разработка мраморного карьера с помощью ченнелеров

риканского. Производительность ценнера по литературным данным Peele, стр. 218, Oliver Bowles «The Technology of Marble Quarrying», стр. 53) в среднем определяется в 0,7—0,97 м²/час общего времени работы.

Канатная пила

Канатная пила представляет собою более простой механизм, в котором основную работу по распилу производит проволочная трехжильная струна. Последняя приводится в движение вращающимся на приводной трансмиссии желобчатым шкивом и, проходя по целому ряду направляющих роликов, производит в мраморе распил с помощью смачиваемого водой песка. М. Darra в своей книге (Париж 1929 г.) дает следующую историческую справку о канатной пиле. Один французский инженер по имени Engène Chevallier в 1854 г. взял патент на изобретенное им приспособление по применению тонкого бесконечного каната для распиловки камня. Этот год и следует считать годом изобретения канатной пилы.

Практическое применение канатной пилы при добыче мрамора по литературным данным (Carla Parnisari Mining World, март 1930 г.) начато в 1859 г. в Каррарских карьерах. По данным автора в этом году на небольшой установке с мотором в 8 л. с. был впервые применен способ распиливания добытых блоков мрамора с помощью канатной пилы. Новый способ дал хорошие результаты и начал понемногу развиваться. С этого же времени начали пользоваться канатной пилой для добычи мрамора непосредственно из карьера. Первое время рабочие колонки (монтансьеры) со шкивами, на которые одет канат, устанавливались в колодцах (шурфах), но впоследствии Монтиколо изобрел и применил стойку с алмазным буром, который пробуривает скважины для продвигающегося в них шкива с надетым на него канатом. Кроме этой стойки, в настоящее время работают и другие конструкции специальных буров (перфоратрис) для выбуривания таких скважин.

Применяемый в настоящее время в качестве пилы проволочный канат из трех сплетенных стальных проволок имеет толщину от 4 до 6 мм, причем

толщина канатной проволоки составляет от 2 до 2,6 мм. Хорошая канатная пила должна удовлетворять следующим техническим требованиям:

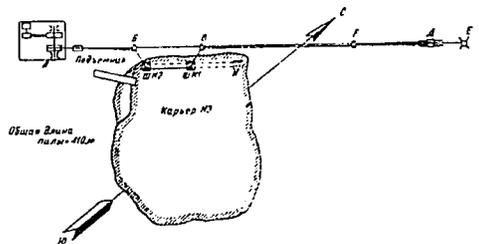
1. Временное сопротивление от 145 до 150 кг/мм²
2. Относительное удлинение от 2,25 до 3,50%*
3. Количество витков при диаметре проволоки в 2,1 = 12,14
 Количество витков при диаметре проволоки в 2,4 = 10,12
 Количество витков при диаметре проволоки в 2,6 = 8,10
4. Количество изгибов при диаметре в 5 мм
 и при диаметре проволоки в 2,1 мм = 8 — 10 витков
 и при диаметре проволоки в 2,4 » = 7 — 9 »
 и при диаметре проволоки в 2,6 » = 7 — 8 »

Изготавливается канат двух типов: с одинарной свивкой и двойной, т. е. с витками, имеющими по всей длине каната одно направление, и другой тип — через каждые 25 м направление витков изменяется в обратную сторону. Вторым тип каната предпочитается первому, так как он отличается более правильным действием в работе и повышает коэффициент использования режущего мрамор песка или другого применяемого абразива.

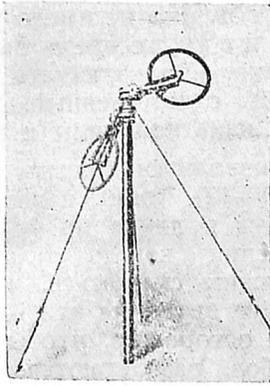
Схема установки канатной пилы изображена на фиг. 4.

Весь агрегат канатной пилы состоит из двух монтансьеров, приводной станции, нескольких стоек с поддерживающими канат желобчатыми роликами («Пото») и натяжного устройства.

Монтансьер представляет собою колонку из швеллерного, двутаврового или другой соответствующей формы железа, а в иных случаях из стальной трубы длиной от 4 до 8 м, вдоль которой укреплен винт для опускания и



Фиг. 4. Схема установки канатной пилы в Кселге

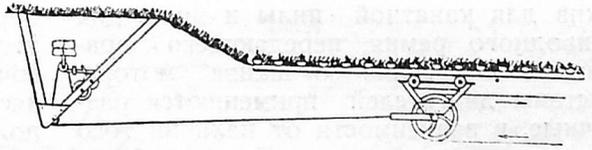


Фиг. 5. Поддерживающий стояк («Пото»)

поднятия направляющего ролика. Второй такой же ролик помещен в верхней части монтайсера на специальной кронштейне. Таким образом канат, проходя через верхний ролик, опускается к нижнему направляющему и, обогнув последний, входит в распил. Выходя из распила с другой стороны, канат снова огибает такой же направляющий ролик второго монтайсера, направляется вдоль колонки к верхнему ролику и затем через ролик «Пото» к приводной станции. Обогнув большой желобчатый шкив трансмиссии, канат направляется через ряд поддерживающих его роликов на «Пото» к ролику натяжной тележки и затем обратно к первому монтайсеру, описывая, таким образом, замкнутый круг.

В зависимости от длины каната и рельефа местности определяется и количество поддерживающих роликов. Поддерживающие или ориентирующие стояки («Пото») представляют собой трубчатые колонки, устанавливаемые на поверхности вертикально и укрепляемые с помощью трех оттяжек (фиг. 5). На такой стояк одеваются от одной до четырех чугунных муфт, закрепляемых на «Пото» стопорными болтами. К муфте через посредство вилки и двух взаимно-перпендикулярных осей прикреплен ролик, которому можно придать любое направление и в таком положении закрепить его. Эти ролики и служат для направления и поддержки каната.

Для применения канатной пилы в карьере основные рабочие колонки с желобчатыми шкивами (монтайсеры) устанавливаются таким образом, чтобы между ними образовать нужный про-



Фиг. 6. Натяжное устройство для канатной пилы

пил. Если глубина пропила должна быть произведена ниже поверхности дна карьера, то монтайсеры необходимо углубить, т. е. поместить в искусственно произведенное углубление таким образом, чтобы направляющий шкив,двигающийся на вилке вдоль монтайсера, мог увлечь проволоку до нужной глубины пропила. Глубина одного пропила не может превышать длину рабочей части монтайсера.

При отсутствии перфоратрис для установки монтайсеров в углублении делают в обоих концах будущего пропила шурфы глубиной 3—7 м, в которые и опускаются монтайсеры. Верхняя часть монтайсеров укрепляется с помощью оттяжек (фиг. 5).

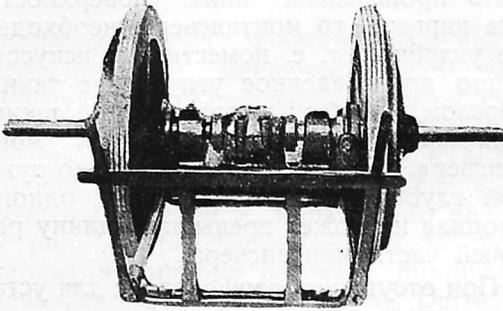
Натяжные устройства для натяжения каната применяются различных типов. Некоторые заграничные фирмы, как например германская Carl Meyer, изготовляет тележки,двигающиеся по наклонным направляющим станины, причем к верхнему заднему концу тележки прикреплен желобчатый ролик, огибаемый натянутым канатом. Стремясь скакнуться по направляющим вниз, тележка и производит натяжение каната. Степень натяжения каната регулируется грузом, помещенным на тележку. По мере углубления каната в пропиле тележка поднимается по направляющим вверх, сохраняя равномерность натяжения. При подъеме тележки по направляющим доотказа станина с направляющими продвигается несколько в сторону монтайсеров, и тележка снова опускается вниз.

Второй тип французского натяжного устройства, который был применен нами в Коелге, изображен на фиг. 6.

Здесь натяжная тележка движется по горизонтально уложенным рельсам. На фигуре изображена схема действия этого натяжного устройства.

Приводная станция обычно устраивается в закрытом помещении и представляет собой трансмиссионный привод, на валу которого одет желобчатый

шкив для канатной пилы и шкив для приводного ремня, передающего вращательное усилие со шкива мотора. Системы двигателей применяются различные, в зависимости от наличия того или иного вида энергии. Для одной работающей канатной пилы требуется около 15—20 л. с., в зависимости от длины пропила (фиг. 7—8).



Фиг. 7. Трансмиссия для трех канатов

Натяжение каната после установки всех частей агрегата канатной пилы производится следующим образом.

Прежде всего вращением винта монтажера нижние направляющие ролики монтажеров поднимают несколько выше поверхности будущего пропила, т. е. помещают их в исходное положение. Затем протягивают канат последовательно через все ролики стоек («Пото») у монтажеров, натяжной тележки и трансмиссии, причем натяжная тележка должна быть установлена посредине рельсового звена, по которому она передвигается во время работы пилы.

Следующая операция — соединение концов каната — производится таким

образом, чтобы оно не имело узлов или углощений и в то же время было достаточно крепко. Счалка каната представляет собой ответственный момент в подготовке канатной пилы к работе.

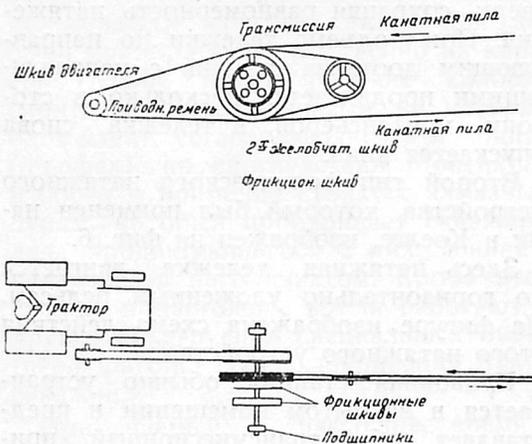
Она производится следующим образом (фиг. 9—12). Концы каната должны иметь допуск в длине на 4—5 м, т. е. при натяжении каната последние не только должны смыкаться, но и перекрывать друг друга на эти 4—5 м. Затем концы осторожно, чтобы не нарушить изгибов, расплетаются, и каждая из 3 проволок каната делается метра на 2—3 короче друг друга. Срезаются концы проволок, как показано на фиг. 9, тщательно избегая при этом нарушить установленный изгиб проволоки. Для этой цели могут служить обыкновенные кусачки. Каждый из двух концов, которые нужно срастить, должен быть подготовлен точно одним и тем же способом, причем необходимо следить за тем, чтобы срезать надлежащие проволоки, как показано на фиг. 1, так как иначе два конца каната не подойдут друг к другу. Длина расплетенных концов проволок делается обычно около 2—3 м.

Сложить вместе концы каната (фиг. 10) так, чтобы концы проволоки 2R и 2L образовали стык. Затем, начиная с одной стороны направо от сложенных концов 2R и 2L, начать вкладывать проволоку 1L в пространство, ранее занятое проволокой 3R. Продолжать вкладывать проволоку 1L до тех пор, пока не будет достигнут конец 3R. Фиг. 11 иллюстрирует эту стадию; концы проволоки 1L при этом будут несколько выдаваться по сравнению с концом проволоки 3R. Тогда эту лишнюю часть срезают, и концы складывают так, что они образуют стык.

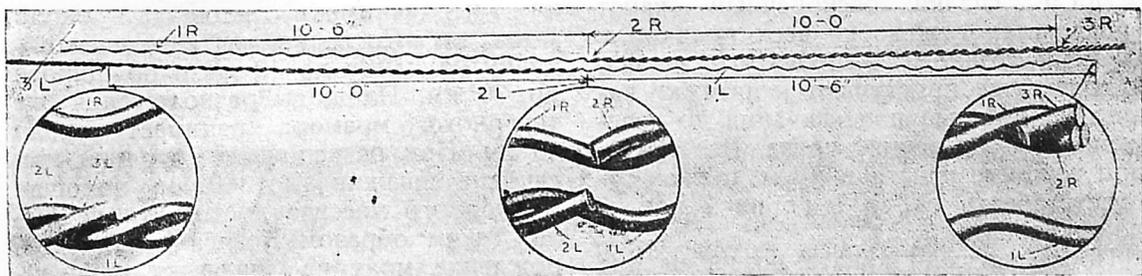
Поступать таким же образом с проволокой налево от сложенных встык концов 2R и 2L и вложить проволоку 1R в пространство, ранее заполненное проволокой 3L. Фиг. 12 показывает законченное сращивание.

Кончики обрубленных проволок не должны выступать из витков, а взаимно смыкаться, как бы представляя собой одну проволоку.

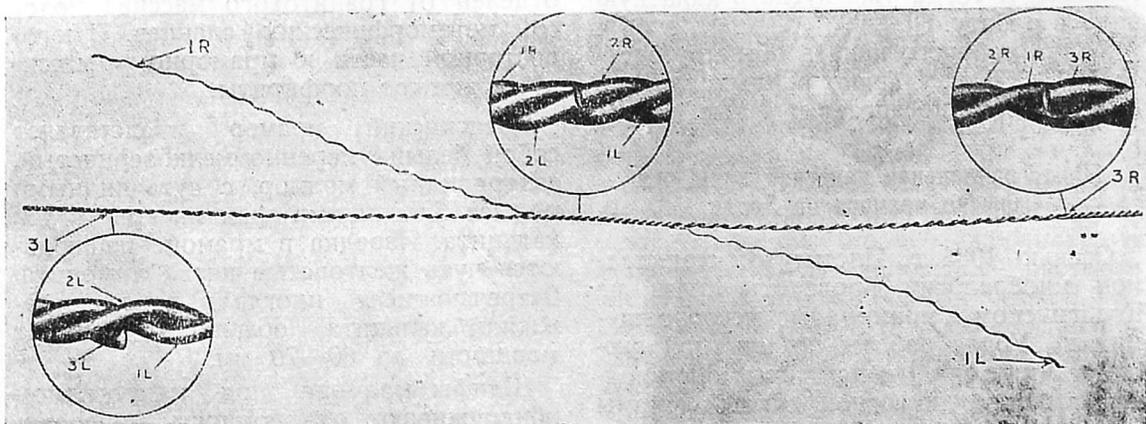
От умения и тщательности счалки каната зависит и бесперебойность работы пилы.



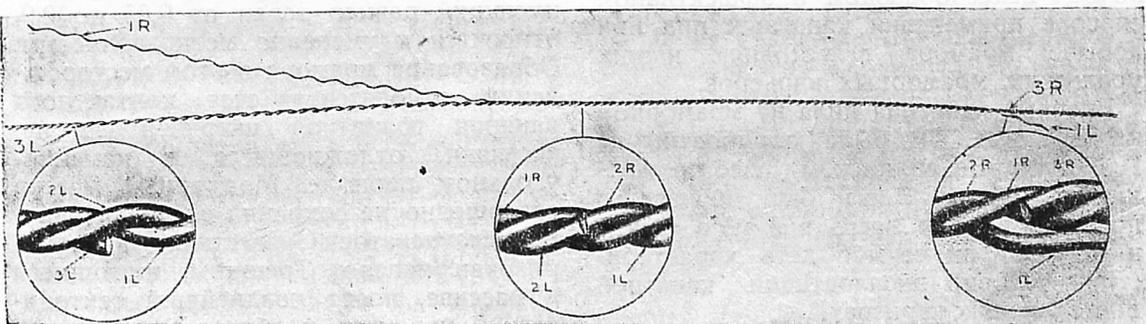
Фиг. 8. Приводная станция канатной пилы



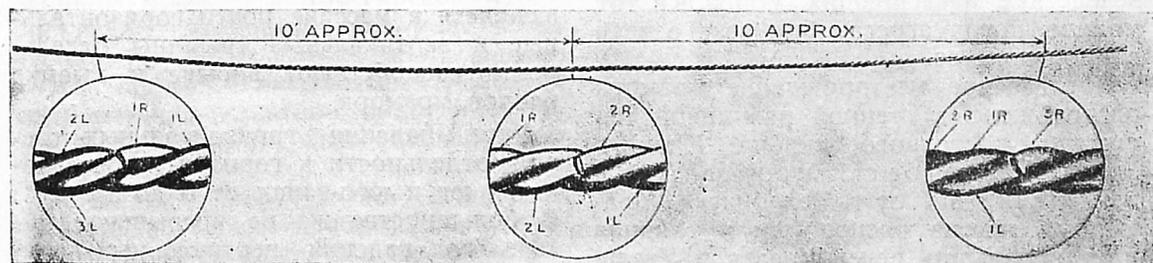
Фиг. 9



Фиг. 10



Фиг. 11



Фиг. 12

Фиг. 9—12. Способ и последовательность счалки каната

После счалки бесконечный канат вправляется в желобки всех роликов и трансмиссионного желобчатого шкива, и тогда уже приступают к натяжке каната с помощью подтягивания до взвешенного состояния груза. Вес груза, при толщине каната в 5 мм должен соответствовать около 1 кг на 1 пог. м длины каната.

После натяжки каната во избежание спадания его с роликов необходимо еще раз самым внимательным образом проверить направление роликов, закрепить таковые, и тогда уже пускать канатную пилу в работу.

Длина рабочего каната обычно берет-ся 400—500 м. Однако в иных случаях длина каната достигает и 1 тыс. м.

Опыт применения канатной пилы при добыче мрамора на Урале

Осенью 1933 г. Институтом прикладной минералогии проведены были на Коелгинском мраморном месторождении на Урале работы по опытной эксплуатации в производственной обстановке агрегата канатной пилы фирмы «Скам»¹.

Эти работы дали возможность разрешить ряд практических вопросов о наиболее целесообразном и эффективном способе применения канатных пил при добыче мрамора в условиях наших уральских мраморных карьеров.

Впервые канатная пила на мраморном карьере в СССР была опробована на Прохорово-Баландинском месторождении в 1932 г. Здесь был произведен пробный пропил всего в 8 м² в уступе и, конечно, он не мог дать характеристики условий эксплуатации канатной пилы в наших карьерах.

В Коелгинском карьере произведенный пропил в забойной траншее был равен уже 45 м², и работы прекращены вследствие наступивших морозов в тот момент, когда агрегат был уже освоен в производстве.

Коелгинское месторождение мрамора расположено в степной равнинной местности восточного склона Южного Урала, в 28 км от ст. Еманжелинской и в 50 км к югу от г. Челябинска. Мраморный массив расположен у слияния двух небольших речек Коелги и Увель-

ки и занимает площадь около 1 тыс. км². Последний вытянут по меридиану на длину до 40 км и по широте до 30 км. Площадь расположения же товарного мрамора занимает около 16 км. При разведочном бурении при глубине скважин до 80 м подошва мраморного массива достигнута не была. Таким образом Коелгинское месторождение мрамора является крупнейшим в СССР. Известково-мраморный массив с юга и запада прижат гранитами, причем с западной стороны мрамор отделен от гранитового массива полосой метаморфических сланцев. В юго-восточной части к мраморному массиву прилегают порфиристы.

Коелгинский мрамор представляет собой белый умеренно мелкозернистый, сахаровидный мрамор, с чуть видными на-глаз блестящими гранями кристаллов кальцита. Изредка в мраморе наблюдаются чуть желтоватые пятна лимонита. Встречающиеся иногда в породе прожилки кальцита обычно достигают мощности до 60—70 мм.

Шлифы мрамора под микроскопом обнаруживают однородность минералогического состава, почти целиком состоящего из кальцита. По классификации Фойта коелгинский мрамор, как имеющий размер зерен от 0,05 до 0,9, относится к умеренно мелкозернистым. Образование мрамора в этом месторождении относится за счет контактного влияния гранитной интрузии на известняки, отложившиеся в каменноугольном периоде. Мраморный массив совершенно не сохранил следов первичной сланцеватости известняка и мраморизован нацело. Трещины, имеющиеся в массиве, носят позднейший тектонический характер и образовались, по-видимому, вследствие влияния гранитной интрузии, охватившей массив с южной, западной и восточной сторон. Образовавшиеся в массиве почти горизонтальные и вертикальные трещины отдельности способствуют добыче и выемке блоков мрамора.

Угол падения горизонтальных трещин отдельности к горизонту составляет на юг и юго-запад от 0 до 15—20°. В большинстве же не превышают 5—10°. Угол падения вертикальных трещин отдельности составляет на юго-запад и северо-запад, а иногда и на северо-восток 70—85°.

¹ Непосредственное руководство на месте работ осуществлялось автором.

Расположение трещин отдельности в расстоянии от 1 до 3 м друг от друга дают возможность добычи монолитов до 6 и более куб. метров.

По мере углубления от поверхности монолитность мрамора увеличивается.

По физическим свойствам, определенным испытаниями, произведенными в лаборатории горных пород высокой твердости Института прикладной минералогии в Москве, коелгинский мрамор дал следующие показатели:

1. Среднее объемное сопротивление в 10^{10} ом—1,3—3,7.

2. Среднее удельное поверхностное сопротивление в 10^{10} ом—2,6—80.

3. Электрическая крепость в Veff мм—7,0.

4. Гигроскопичность в %—0,16.

5. Временное сопротивление изгибу 1 кг/см^2 —112.

Эти испытания производились всего на 2 образцах и не могут считаться окончательными для определения качества мрамора для всех зон месторождения.

Химический анализ показал следующее содержание:

Таблица 1

№ образца	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	CO ₂	Сумма
	в процентах					
1	55,73	0,34	0,002	0,35	43,89	100,31
2	53,81	0,09	0,003	0,66	43,95	98,51
3	54,72	1,30	0,001	0,64	47,78	99,44
4	55,35	0,08	—	—	44,00	—
5	55,90	0,31	0,005	0,18	43,88	100,27
6	55,73	0,27	0,001	0,26	44,10	100,36

На основании разведочных данных и подсчетов Б. М. Смирнова запасы товарного мрамора в Коелгинском месторождении достигают 16,5 млн. м³ по группе А₂.

Для производства опытных работ по эксплуатации канатной пилы руководством предприятия был намечен карьер № 3.

Последний представляет собою незначительно еще выработанный углубленный карьер (фиг. 13), более разработанный в юго-западной и менее в северо-восточной своей части. Карьер имел в длину у бровки около 75 м и в

ширину около 60 м при наибольшей глубине в 4,5—5 м. Сообразуясь с характером залегания мрамора и необходимостью не мешать добычным работам в карьере, установка монтажных станков на северо-западной части карьера.

На фиг. 14 схематически изображено расположение всех частей агрегата канатной пилы как в самом карьере, так и вне его.

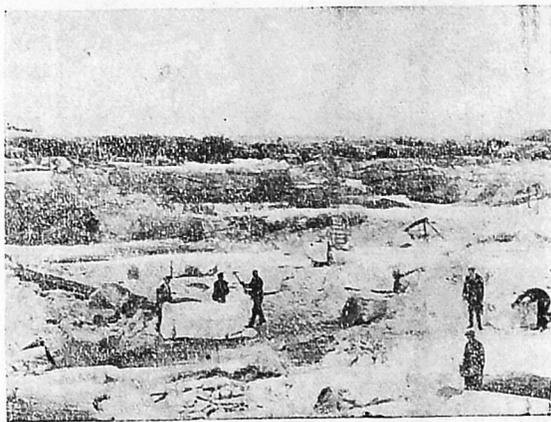
Состояние карьера и расположение в породе трещин отдельности указали на целесообразность использования канатной пилы здесь для пропиливания траншей, от которых затем и должна вестись разработка «пластов» мрамора с помощью пневматических перфораторов.

Отделение блоков от горной массы должно производиться по плоскостям, ориентированным по вертикальной трещиноватости отдельности с расчетом увеличения выхода годных блоков.

Подошвой каждого уступа должны быть горизонтальные трещины отдельности.

Замеры характерных направлений трещиноватости породы в карьере № 3 дали данные табл. 2.

Однако направление вертикальных тектонических трещин в карьере № 3 не имеет какого-либо закономерного и определенного характера, по крайней мере в верхнем горизонте залежей мрамора. Поэтому производство перпендикулярных пропилов для выпилки блоков прямо из массива здесь не может считаться рациональным во избежание перепиливания годных блоков, возмож-



фиг. 13 Коелгинский мраморный карьер

Таблица 2

Азимут прости- рания отдель- ности в градусах	Направление простира- ния отдельности	Угол падения отдельности в градусах
180	юг	0—5
280	северо-запад	85
20)	юго-запад	80
70	северо-восток	85

ным к выемке по тектоническим трещинам.

Установка монтансьеров, о которых подробно будет сказано ниже, производилась в специально пройденных для этого с помощью взрывных работ 2 шурфах, расположенных вдоль северо-западной стены карьера, в дне последнего. Между шурфами, на расстоянии 1,5 м друг от друга, должно быть сделано 2 пропила длиной в 19,5 м. Для этого необходимо было шурфы располагать на расстоянии 20 м друг от друга при сечении их $2 \times 1,6$ м. Фактически после проходки шурф № 1 имел при глубине 5 м сечение $2,10 \times 2$ м, а шурф № 2 при глубине 4,8 м сечение $1,7 \times 2$ м.

После образования обоих пропилов монтансьер, стоящий во втором шурфе, переносится в третий шурф, пройденный на одной линии с первыми двумя на расстоянии 20 м от шурфа № 1 в углу карьера таким образом, чтобы



Фиг. 14. Вид немеханизированного забоя в мраморном карьере

шурф № 1 оказался как раз посередине между шурфами № 1 и 3 и на одной линии с ними. Монтансьер, стоящий в шурфе № 1, поворачивается вокруг своей вертикальной оси на 180° . Таким образом вторая пара пропилов между шахтами № 1 и 3 дают продолжение первой траншеи, удваивая длину ее до 43,5 м вместе с шурфами (фиг. 14).

При распиле по вертикали 4 горизонтальных плоскостей отдельности представляется возможным получить 4 уступа забоев при длине каждого 43,5 м, т. е. при последовательном снятии верхнего (первого), второго и третьего «пластов» и образовании, таким образом, 4 уступов можно получить общий фронт всех работающих забоев $43,5 \times 4 = 174$ пог. м, что дает возможность значительно увеличить производительность карьера путем расстановки соответствующего количества рабочих.

Наблюдения над работой канатной пилы

Установленный в Коелгинском карьере агрегат канатной пилы после пробного пуска его обслуживался бригадой рабочих, состоящей из 2 рабочих у монтансьера, 1 слесаря, следящего за состоянием всех частей агрегата во время работы его, и 1 моториста у двигателя и приводной станции.

Перед пуском пилы в работу она была отпущена до соприкосновения каната (струны) с мрамором. На выпуклых местах мрамора под пилой были прорублены небольшие (1—2 см) канавки для концентрации в них песка, который мог движением пилы разбрасываться в стороны. С пуском пилы она постепенно стала углубляться в мрамор в выпуклых местах, и по мере увеличения общей длины пропила скорость опускания уменьшалась, так как поверхность трения или пиления увеличивалась.

Табл. 3 дает технические показатели работы пилы в течение 8 рабочих дней. В конце 4-го дня работы пилы у одного из монтансьеров лопнул верхний ориентировочный кронштейн.

После ремонта кронштейна пила снова была пущена в работу и работала без перебоев до наступления морозов.

Надо сказать, что после остановки (в первый день работы) пилы на ночь, по окончании работы пилы, канат был

Таблица 3

Технические показатели работы канатной пилы в Коелгинском карьере (длина пропила 19 м)

Чистое время работы		Показание глубины пропила в см				Средн. опускание пилы в 1 час в см	Производительность пилы в 1 час в м ²
		шурф № 1	середина	шурф № 2	ср. по-лож. пилы в пропиле		
час.	мин.	в см					
54	52	262	206	232	233	4,24	0,80

по неопытности оставлен в таком положении, в каком находился в работе. Ночью шел дождь, струйки воды затекали в пропил, увлекая с собой оставшийся на поверхности у щели пропила песок. Последний, отлагаясь в распиле на канатной пиле, настолько уплотнил и замыл канат, что на другой день пустить пилу не удалось. Пришлось с трудом высвобождать пилу, вытягивая ее с большими усилиями вверх и местами скалывая распиленный мрамор. Этот случай, а также и последующие наблюдения над работой канатной пилы доказали необходимость перед остановкой ее несколько приподнять канат, а перед более длительной остановкой (на ночь) и промывать пропил водой для удаления из него остатков песка и шлама. Такая предосторожность дает возможность на другой день легко пускать пилу для продолжения работы ее. После аварии кронштейна (когда канат не смог быть приподнят, а песок, находящийся в пропилах, не удален через 6 суток простоя пилы) канат был так сильно зажат в пропилах, что пустить пилу удалось лишь по высвобождению каната путем сколки части мрамора. Протащить канат в пропилах не удалось даже с помощью тали. Здесь сыграл роль зажим каната вследствие некоторого сужения пропила. Сужение щели пропила, замеченное во время работы в Коелгинском карьере, было настолько значительно, что требует к себе большего внимания, так как имеет весьма существенное влияние на способ производства работ.

Надо отметить, что при толщине каната в 5 мм ширина пропила была равна всего 6,5 мм, независимо от крупности

песка, так как более крупные песчинки, не попадая под пилу, продвигались в распиле сверху ее, не производя полезной работы. Мелкие песчинки, проникая под пилу, давали наибольший эффект в работе, но они не могли значительно расширить щель пропила. К сожалению, весьма ограниченное время производства работ лишило возможности более внимательно изучить этот вопрос. За время простоя пилы из-за аварии, т. е. в течение 6 дней, щель пропила в верхней своей части сузилась до 4 мм, а в конце работы канатной пилы, т. е. еще через 7 дней, щель распила почти сомкнулась. Это явление объясняется тем, что пропил производился почти у стены карьера в дне его, и внутреннее давление в этом месте в массиве было значительное. После пропила верхнего пласта мощностью всего в 0,6 наступило хотя и незначительное сдвигание верхнего распиленного пласта, потерявшего благодаря пропилу уравнивающее, встречное давление с другой стороны. Таким образом одностороннее сильное боковое давление при наличии наклонных трещин в породе и вызвало незначительное смещение пласта.

Это заставляет задуматься при решении вопроса о длине каната и глубине шурфов, так как при наличии возможности сужения пропила вверху и при износе пилы прежде, чем она опустится до конца намечаемой глубины пропила, заменить изношенную пилу новой уже не представится возможным, так как новая пила в суженный пропил не войдет.

При такой небольшой разнице между шириной щели пропила и диаметром пилы, как 1,5 мм, и при износе пилы до диаметра в 3,5 мм (тоньше которого пила работать не может и неизбежно лопнет) ширина пропила будет равна 3,5+1,5 мм. Таким образом для продолжения прерванного из-за износа пилы пропила надо новый канат опустить до дна его. Но так как он толще изношенного и просто не войдет в щель пропила, приходится снова расширять пропил с помощью песка и воды, т. е. вторично распиливать уже пройденный пропил. Поэтому невыгодно задаваться такой глубиной пропила, который нельзя пройти одним канатом без замены его новым.

Подбор песка для пиления мрамора

Песок, как было отмечено выше, играет весьма важную и, пожалуй, одну из основных ролей в экономичности и эффективности работы канатной пилы.

В начале работ для распиловки мрамора был намечен и взят песок с берега р. Коелги, расположенной в 3,4 км от карьера, где производились работы канатной пилы.

Этот песок (образец № 1) серого цвета представляет собой продукт выветривания гранитов, большие залежи которого находятся в верховьях р. Коелги. По минералогическому составу он представляет собой смесь кварцевых зерен с крупинками магнетита, титанистого железняка, листочками слюды, а также содержит крупинки глинистых сланцев и обломки раковин. Содержание кварца в песке доходит до 85—88%, остальное — другие примеси.

Ситовой анализ этого песка, произведенный лабораторией Института прикладной минералогии в Москве, дал следующие результаты (см. табл. 4).

Этот песок в начале работы пилы, казалось, обладал хорошей резкостью. Однако быстрый износ канатной пилы и большое сопротивление протаскиванию каната в пропилах, после углубления его, вскоре начал доказывать чрезмерную крупность песка.

При более внимательном наблюдении над работой этого песка оказалось, что усиленный износ каната объясняется тем, что отдельные песчинки фракции +30 меш, не проникая под пилу, закли-

ниваются между витками каната и стенкой мрамора и, катаясь между канатом и стенкой пропила выше линии соприкосновения его с последней, вызывают не столько разрушение мрамора, сколько изнашивание самого каната, а также и увеличение сопротивления движению каната в пропилах. В результате — малый эффект пиления и повышенный расход каната и горючего.

Указанный выше песок мог быть использован после просева через сито 30 меш, но тогда 56% его должно отойти, не считая отсеянного уже ранее.

Из Нижнеуельского района (в 30 км от Коелги) был привезен белый мелкий кварцевый песок, который показал хорошие абразивные свойства, снизил сопротивление движения каната в пропилах, уменьшил износ пилы, но давая весьма узкий пропил, затруднил подъем пилы в разрезе. Это грозило зажать пилу при малейшем уменьшении ширины пропила.

Ситовой анализ Нижнеуельского песка (образец № 2), произведенный ИМС в Москве, дал следующие результаты (см. табл. 5).

По минералогическому составу этот песок почти чисто кварцевый, и только весьма незначительное количество примеси в виде листочков слюды и других минералов снижают процентное содержание SiO_2 до 92—93%.

Грани зерен отдельных песчинок достаточно угловатые, но все же чрезмерная мелкость песка (от 0,175 и менее мм) не может дать требуемого эффекта в работе канатной пилы.

Таблица 4

№ сита	Отверстие в мм	Время просеивания в мин.	Вес фракции с посуд. в г P_1	Вес посуды в г P_0	Вес фракции в г P	Уд. вес фракции в % к общ. весу	% основной фракции
Вес испыт. песка . . .		10	100,87	22,446	78,424	—	—
20 м	0,834	—	22,534	22,446	0,088	0,1	—
20—30 м	0,834—0,501	—	66,400	22,446	43,963	56,0	80,8
30—40	0,508—0,381	—	41,762	22,446	19,318	24,8	
40—50	0,380—0,279	—	35,127	22,446	12,681	16,2	
50—80 м	0,279—0,175	—	25,592	22,446	2,146	2,6	
80 м	0,175	—	22,590	22,446	0,144	0,2	—
Потеря	—	—	—	—	0,081	0,1	—
						100	

Таблица 5

№ сита	Ширина отверстия в мм	Время просе- ивания	Вес фракции в посуд. в г P ₁	Вес посуды в г P ₀	Вес фракции в г P	Вес фракции в % к общ. весу	% основной фракции
Вес испыт. песка . . .		10	89,456	22,442	67,014	—	—
б. 30 м.	б. 0,500	—	22,593	22,442	0,141	0,2	—
30—40	0,508—0,380	—	22,655	22,442	0,213	0,3	—
40—50	0,380—0,279	—	23,555	22,442	1,113	1,6	—
50—80	0,279—0,175	—	29,200	22,442	6,758	10,5	—
80—100	0,175—0,147	—	43,122	22,442	20,680	31,1	80,1
100—150	0,147—0,104	—	55,630	22,442	33,188	49,0	
мен. 150 м.	0,104	—	27,352	22,442	4,910	7,3	

На отмели р. Коелги был взят песок, по цвету сходный с крупным коелгинским, но зерна его имели меньший размер. Этот песок даже без просева в смеси с белым Нижнеуевельским дал спокойную и продуктивную работу пыли. Примененный после без нижнеуевельского средний коелгинский несколько снизил производительность пыли.

Ситовой анализ указанного песка с отмели р. Коелги дал следующие результаты (образец № 3) (см. табл. 6).

Таким образом наиболее эффективным песком оказался такой, диаметр кварцевых зерен которого колеблется в пределах от 0,1 до 0,5 мм. Зерна же фракции, превышающей 30 меш, т. е. +30, являются вредной примесью, повышающей износ каната и расход горючего.

Литературные данные о крупности

применяемого для канатной распиловки кварцевого песка за границей как раз и указывают на наиболее подходящий размер зерен от 0,2 до 0,5 мм.

По нашим наблюдениям мелкие зерна песка, т. е. от 0,3 и меньше, быстрее и свободнее проникают через углубления витков каната под самый канат, где, попадая под придавленный к мрамору канат, разрушают породу, в то время как более крупные зерна размерами от 0,3 до 0,5, проникая под канат с большим трудом, действуют разрушительно на стенки пропила.

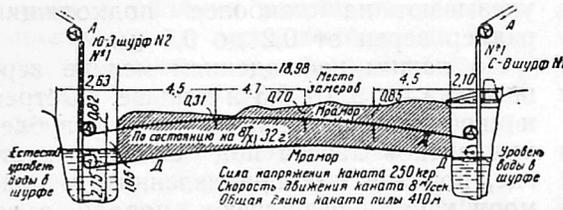
Повышение эффективности работы канатной пыли за счет прибавления мелкого кварцевого песка вызвано большей угловатостью зерен последних, нежели зерна коелгинского песка, что видно из прилагаемых микрофотографий (фиг. 16, 17, 18).

Таблица 6

№ сита	Ширина отверстия в мм	Время просе- ивания в мин.	Вес фракции с посуд. в г P ₁	Вес посуды в г P ₀	Вес фракции в г P	Вес фрак- ции в % к общему весу	% основной фракции
Вес испыт. песка . . .		10	86,582	22,446	64,136	—	—
б. 10 м.	б. 1,68	—	22,572	22,446	0,126	0,2	—
10—14	1,68—1,16	—	22,650	22,446	0,204	0,3	—
14—20	1,16—0,834	—	22,769	22,446	0,323	0,5	—
20—30	0,834—0,508	—	25,354	22,446	2,908	4,5	—
30—40	0,508—0,380	—	28,927	22,446	0,481	10,0	—
40—50	0,380—0,279	—	49,100	22,446	26,654	41,5	89,5
50—80	0,279—0,175	—	46,696	22,446	24,250	38,0	
80—100	0,175—0,147	—	22,334	22,446	0,388	0,6	
100 м	0,147	—	25,106	22,446	0,660	4,1	—
Потери		—	—	—	0,142	0,2	—

Количество песка и воды, расходуемое при работе канатной пилы, может значительно колебаться в ту или другую сторону. Во время работы в Коелгинском карьере № 3 по опытному применению канатной пилы нами установлено практически, что при расходе в течение 1 часа работы пилы песка 30 кг и воды около 100 л канат работает наиболее продуктивно и спокойно. Необходимо заметить, что повышение производительности пилы зависит не столько от увеличения количества песка, сколько от его равномерности и бесперебойности подачи его.

Увеличение количества подаваемого песка сверх нормы вызывает повышенный износ пилы и увеличение расхода песка без всякого эффекта, так как из-



Фиг. 15. Разрез по распилу канатом в Коелгинском карьере.

лишний песок, не попадая под канат, выносится им из распила и пропадает бесцельно.

Во время работы канатной пилы последняя издает звук шуршания. Звук

этот повышается при уменьшении или понижается при увеличении количества песка в пропиле. При отсутствии песка под пилой канат издает высокий визжащий звук, который происходит от трения каната непосредственно о мрамор. Таким образом по звуку, издаваемому канатом в пропиле, можно регулировать количество подаваемого песка. Незначительное увеличение подачи воды в распил улучшает работу каната, так как вода лучше распределяет песок, смывая его со стен пропила на дно последнего.

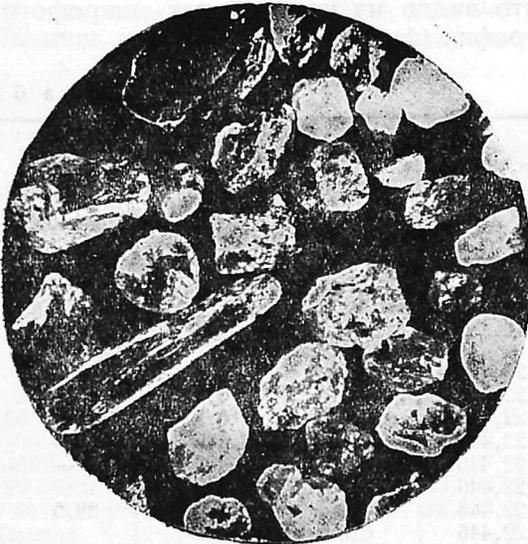
Условия работы каната и степень его износа являются существенными факторами себестоимости 1 м² тропиля.

По наблюдениям и данным, полученным при опытной работе канатной пилы на Коелгинских мраморных разработках, ускорение износа каната зависит от следующих основных причин:

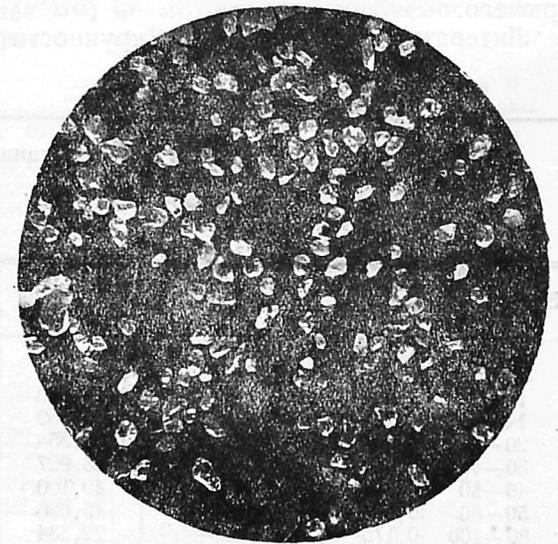
1. Включения в мраморе более твердых минералов (кварц и др.).
2. Искривление каната.
3. Избыток крупного песка в распиле.
4. Чрезмерная скорость движения каната.

При наличии включения более твердого минерала на пути каната во время распиловки (в данном случае попала жила кальцита повышенной твердости) было замечено следующее явление.

Перепиливание включения происходит несколько медленнее остального мраморного массива, причем этот мине-



Фиг. 16. Крупный коелгинский песок (ув. в 16 раз)



Фиг. 17. Мелкий нижеуельский кварцевый песок (ув. в 16 раз)

рал начинает первое время образовывать некоторую выпуклость, перед которой по ходу каната задерживается песок. Последний, действуя на канат шлифующе, и повышает износ его. Пила при этом издает визжащий звук.

Особенно усиленно и быстро изнашиваются всякие выпуклости изгибов самого каната, в результате чего происходит в этом месте порыв каната при хорошем и работоспособном еще состоянии всего каната. Невозможность новой правильной счалки изношенного каната принуждает оставлять его и ставить новый канат.

На фиг. 19 изображено 2 отрезка каната *a*, не бывшего еще в работе, и *b*, бывшего в работе в течение 39 ч. 20 м. Канат еще работоспособный, но при аварии кронштейна, лопнувший как раз на сильно стертom с одной стороны месте каната.

Это одностороннее истирание на протяжении всего 2—3 см произошло вследствие не замеченного и не исправленного своевременного изгиба каната (фиг. 20).

Наиболее эффективная работа песка в распиле по данным иностранной литературы и нашим наблюдениям достигается при линейной скорости движения каната от 6 до 8 м/сек. При увеличении этой скорости зерна кварцевого песка, не успевая продвигаться одновременно с канатом, в большинстве своем образуют трение каната о песок, чем и повышается его истирание.

Из сказанного видно, что при работе канатной пилы во избежание ускорения износа каната особенно внимательно надо следить:

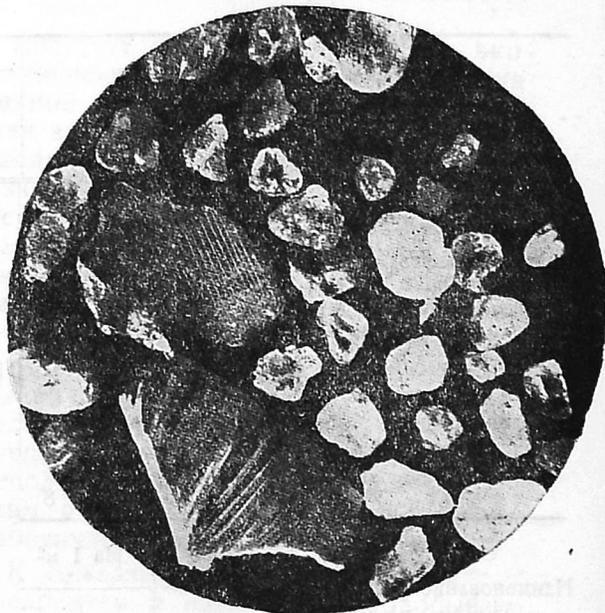
1. За своевременным и тщательным исправлением всех изгибов каната.

2. За равномерностью и непрерывностью подачи в распил песка тонкой струйкой, дающей расход около 30 кг песка в 1 час.

3. Не превышать скорость движения каната 8 м/сек, давая таковую лучше около 6—7 м/сек.

Во время работы канатной пилы во избежание спадания каната с роликов необходимо следить за правильной установкой роликов и основательным закреплением их, а также за их смазкой.

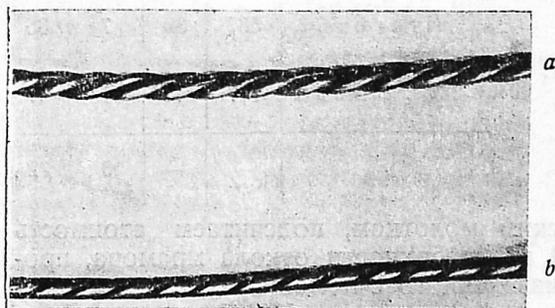
Производственные показатели при нормальной работе канатной пилы характеризуются табл. 7.



фиг. 18. Средний коелгинский песок ув. в 16 раз)

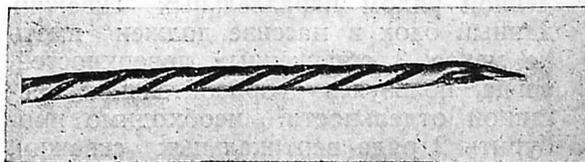
Калькуляция себестоимости 1 м² пропила канатной пилой при общей площади одного пропила 80 м² (см. табл. 7).

Следовательно, себестоимость 1 м² пропила канатной пилой составляет 8 р. 72 к.



Фиг. 19. Отрезки каната: новый (*a*) и бывший в работе (*b*)

С целью сопоставления полученной стоимости пропила в мраморе, производимого канатной пилой, с аналогичной работой, выполненной пневматиче-



Фиг. 20. Место разрыва каната

Таблица 7

Элементы расхода	Количество		Цена за единицу		Затраты на 1 м ² пропила	
	за 8 час. работы	на 1 м ² пропила	руб. коп.		руб. коп.	
			руб.	коп.	руб.	коп.
I. Материалы:						
Горючее (нефть) в кг	34,5	5,4	0	20	1	08
Смазочное в кг	1	0,15	0	50	0	08
Песок	24,0	37,5	0	01	0	38
Канат в м	38,5	6	0	10	0	60
II. Рабсила:						
В человеко-днях	2	0,31	7	10	2	20

Таблица 8

Наименование расходов	Сумма		На 1 м ²	
	руб.	коп.	руб.	коп.
1. Образование (проходка) шурфов	149	60	1	37
2. Установка агрегата канат. пилы	80	50	1	01
3. Рабсила	176	00	2	20
4. Материалы	78	40	0	98
5. Энергия	92	80	1	16
6. Амортизация	10	00	0	13
Итого	587	30	7	35
7. Накладные расходы 20%	117	46	1	47
	—	—	8	72

ским молотком, подсчитаем стоимость 1 м² поверхности откола мрамора, произведенного с помощью указанного молотка.

Для примера берем бурильный молоток БМ-13, который в эксплуатации уже несколько изношен, расходует воздуха около 2 м³/мин. Работа молотка производится при рабочем давлении воздуха 60 фут.

Для отделения блока мрамора от горного массива по плоскости, ослабленной рядом параллельных скважин, данный блок в массиве должен иметь не менее 3 обнаженных поверхностей, тогда, пользуясь горизонтальной трещиной отдельности, необходимо пробурить 2 ряда вертикальных скважин, расположив их по взаимно перпендикулярным линиям. Рассчитываем стои-

мость образования лишь одного ряда скважин. Для образования правильного откола на 1 пог. м его по поверхности необходимо по мрамору расположить от 8 до 12 скважин или в среднем берем 10 скважин глубиной по 1 м.

По данным хронометражных наблюдений бурильщик в течение 1 часа чистой работы может пробурить на этом мраморе при указанных выше условиях 5 пог. м шпуров. Таким образом для образования 10-м скважин требуется времени чистой работы $\frac{10}{5} = 2$ час.

В течение этого времени расход воздуха составит:

$2 \cdot 60 \cdot 2 = 240$ м³, что при стоимости 1 м³ в 2 коп. дает общую стоимость $240 \cdot 0,02 = 4$ руб. 80 коп.

Так как для смены бура, продувки скважин и перехода от одной скважины к другой требуется еще 100% времени, бурильщик будет занят $2+2=4$ час.

Зарплата бурильщика при ставке 5 р. 50 к. в 7-час. раб. день составит

$$\frac{5 \cdot 50 \cdot 4}{7} = 3 \text{ р. } 14 \text{ к.}$$

Соцстрах и дополнительная зарплата 20% — 0,63.

Таким образом стоимость 10 м бурения для отделения мрамора по желаемой плоскости площадью в 1 м² с помощью пневматического молотка составит следующую сумму:

1) Зарплата бурильщика	3 р. 14 к.
2) Соцстрах	0 » 63 »
3) Сжатый воздух	4 » 80 »
4) 2 заправки буров	0 » 40 »
	<hr/>
	8 р. 97 к.
Накладные расходы 20%	1 » 79 »
	<hr/>
	10 р. 76 к.

Следовательно, 1 м² пропила канатной пилой обходится по сравнению с 1 м² плоскости отделения мрамора с помощью перфоратора дешевле последнего на

$$10,76 - 8,72 = 2 \text{ р. } 04 \text{ к.}$$

Кроме указанных преимуществ канатной пилы, она дает еще следующие дополнительные выгоды:

1. Уменьшение потребного количества рабсилы.
2. Значительное увеличение выхода товарной продукции из горной массы и уменьшение отходов в несколько раз.
3. Улучшение качества добытых блоков (правильность формы, ровность поверхности и др.).
4. Устранение необходимости обтески выпиленных блоков.
5. Более быстрое углубление карьера и тем самым получение мрамора, лучшего по качеству и т. д.

Заключение

Несмотря на то, что опыты по применению канатной пилы на мраморе протекали в исключительно неблагоприятных условиях неподготовленности Коелгинского месторождения к правильной эксплуатации, и несмотря на то, что таковые производились на верхних трещиноватых и неблагоприятных для канатной распиловки слоях залегающих мрамора, установлена полная хозяйственная целесообразность применения канатных пил для разработки мощных «пластов» мрамора Урала.

При разработке верхних трещиноватых слоев канатная пила должна применяться на подготовительных работах, а по мере перехода к нижним, более монолитным слоям канатная пила должна стать основным оборудованием карьера по добыче полезного ископаемого.

Институт установил также, что **экономический эффект от применения канатной пилы может быть резко повышен за счет тех мероприятий, которые давно уже нашли свое осуществление в заграничной практике. Сущность этих мероприятий сводится к облегчению веса стояков (монтансьеров) и упрощению их конструкции, а также к механизации операций по проходке шурфов.**

Необходимо принять во внимание, что опытное применение канатной пилы на Коелгинском карьере было проведено при чрезвычайно ничтожных средствах, а также при совершенной неподготовленности предприятия к этим работам и полного незнакомства рабочих с агрегатом канатной пилы.

К сожалению, в дальнейшем дело с внедрением в нашей мрамородобывающей промышленности этого эффективного и несложного механизма осталось и по сейчас на мертвой точке. Больше того, есть тенденция это дело вообще прекратить, в то время как за границей канатные пилы пользуются огромным успехом в течение нескольких десятков лет не только при добыче мрамора, но и при обработке его на заводе. Почти на всех заграничных мраморораспиловочных заводах установлены канатные пилы.

Наши предприятия не могут или не желают использовать закупленные за границей агрегаты канатных пил, которые валяются в разных уголках Союза как ненужный хлам.

К сожалению, никто не занимается конструированием машин для добычи мрамора. Экспериментальные работы в этой области также отсутствуют.

Надо надеяться, что быть может теперь в связи с реконструкцией Москвы и др. городов НКТП по заданию СНК СССР примет соответствующие меры к быстрому и культурному развитию этой отставшей отрасли промышленности.

Инж. А. Г. Баюла

Флотация турмалина из хвостов ключевских руд

Настоящая работа проведена в обогатительной лаборатории Гинзолото, целью ее было выяснение возможности обогащения флотационных хвостов ключевских руд (Забайкалье) и выделения из них турмалиновых концентратов.

Потребность в боросодержащих продуктах, идущих в химическую и фармацевтическую промышленность для выделения борных соединений, а также в керамическую промышленность на получение глазурей и эмалей, весьма велика. Такое сырье могло быть получено при обработке флотационных хвостов ключевской руды, в виде турмалиновых концентратов.

1. Характеристика ключевского турмалина

В минерало-петрографическом описании руды I горизонта месторождения Ключи (Гинзолото, Станов С. С. и Негурей Е. П.) дана следующая характеристика турмалина.

«Турмалин в рудной массе содержится в количестве 48,55%. Выделение фракции чистого турмалина является почти невозможным даже при измельчении в 300 меш, так как последний тонкими иглами прорастает кварц. При измельчении даже до пределов в 500 меш освободиться от сростков кварца и турмалина не удалось».

Содержание кварца турмалина по данным Станова и Негурей в рудной пробе, измельченной до 200 меш (0,074 мм) и разделенной на мономинеральные фракции методом центрифугирования в слабодиффундирующих жидкостях, следующее:

Турмалин	48,55%
Кварц	41,90%

Размер зерен минералов, найденных в руде при микроскопическом изучении (табл. 1):

Таблица 1

	Наименьш.	Наибольш.	Чаще встречается
Кварц 1-й генерации	0,1	2-3	0,5—1,5
» 2-й »	0,03	1—2	0,1—0,5
» 3-й »	0,003	0,35	0,01—0,07
Турмалин (длин. приз.)	0,003	0,4	0,01—0,05
» (шир. »)	0,001	0,03	—
» (длина игл)	0,01	0,09	0,02—0,03

2. Изучение исходного материала (флотационных хвостов)

Первые опыты по установлению основных условий флотации турмалина были проведены над материалом флотационных хвостов ключевской руды, подготовленными флотацией руды I горизонта на полуроторной установке Гинзолото.

Опыты проводились с материалом, получающимся после сульфидной флотации в производственных условиях, при крупности материала в 85% минус 200 меш.

Для установления наимыгоднейшей степени измельчения, необходимой для максимального выделения турмалина, перед опытами флотации были проведены ситовые анализы хвостов как начальной крупности, так и доизмельченных при определенной продолжительности измельчения. В материале каждого класса определялось содержание B_2O_3 , по которому можно было установить распределение турмалина по классам.

Анализы на B_2O_3 по классам вполне подтвердили выводы, сделанные минералогами, о весьма тонкой вкрапленности турмалина и его взаимном прорастании с кварцем, на что указывает почти неизменный процент содержания B_2O_3 в классах +200, +300 меш, несмотря на значительное доизмельчение хвостов до 90% минус 300 меш.

Чем тоньше будет измельчаться руда при основной сульфидной флотации, тем больше будет освобождаться турмалина и тем выше должно быть его извлечение в концентрат в последующей флотации.

3. Выбор реагентов

До сего времени в литературе нет указаний на возможность селективной флотации турмалина (в нашем распоряжении не было таких работ).

Наиболее широко распространенным реагентом при флотации несulfидных минералов является олеиновая кислота и поэтому она была в первую очередь принята для испытания ее свойств при флотации турмалина.

Затем были приняты во внимание сообщения, высказанные проф. П. А. Ребиндером в его предыдущих опубликованных работах (7) и особенно в его книге «Физико-химия флотационных процессов», изд. 1933 г., о применении новых флотационных реагентов, продуктов окисления нефтяных масел, твердого окисленного парафина и карбоновых кислот, которые являются менее дефицитными и более дешевыми продуктами, чем олеиновая кислота. Кроме того, мы имели в своем распоряжении работы М. А. Эйгелес и Ф. Н. Белаш, помещенные в журнале «Минеральное сырье» № 6 за 1934 г., о применении твердого окисленного парафина и карбоновых кислот при флотации фосфатовых и плавико-

шпатовых руд, для которых эти новые флотореагенты дали хорошие результаты.

Таким образом для испытания флотируемости турмалина нами были приняты три реагента: 1) олеиновая кислота, 2) окисленный парафин и 3) карбоновые кислоты.

4. Методика проведения опытов

Опыты проводились в лабораторных флотационных машинах типа Фаренвальда и Рутс при отношении $T:Ж = 1:2,5, 1:3$. Навеска материала измельчалась в мельнице Гардинга при отношении $T:Ж:Ш = 1:0,5:6$.

Опыты проводились с водопроводной водой р. Ангары.

В начале испытывались мыльные растворы этих реагентов, приготовляемые в одинаковых условиях путем сплавления с едким натром и разбавляемые затем водой до концентрации в 0,5% (жидкое мыло) рН мыльных растворов было равно 9,2 по измерению компаратором Геллиже (Германия). Растворы задавались непосредственно в машину. Агитация проводилась до момента перелива пены через порог (2—3 мин.), после чего велась флотация до истощения пены (до 10 мин.). Оценка результатов опытов производилась по содержанию в продуктах B_2O_3 .

5. Установление условий флотации

а) Расход щелочи. Определения свободной и общей кислотности флотационных хвостов и руды (измельченной до 85% минус 200 меш), проведенные по методике, предложенной проф. В. Я. Мостович¹, показали, что для нейтрализации общей кислотности пульпы

¹ Проф. В. Я. Мостович, Методика исследования золота содержащих руд, изд. 1932 г., стр. 50—52.

от хвостов руды Ключевой потребуется весьма высокий расход щелочи (едкого натра) — от 3 до 4 кг/т. Первые же опыты флотации в кислой пульпе от флотационных хвостов с одним раствором олеинового мыла показали очень низкие результаты по содержанию B_2O_3 в концентратах, несмотря на большие загрузки мыла и вспенивателя («сосновое масло»). При введении же в пульпу соды результаты опытов начали повышаться вместе с увеличением расхода соды. Для установления наиболее выгодного расхода соды (щелочи) была произведена серия опытов, помещенных в табл. 2.

Как видно из таблицы, минимальный расход соды составляет 5 кг/т. Расход соды ниже 5 кг дает резкое падение процента извлечения B_2O_3 в концентратах. Дальнейшее увеличение расхода соды до 9—12 кг/т подымает выход концентрата и извлечение в него B_2O_3 (турмалина) за счет сродствок с преобладанием кварца, но это приводит к некоторому снижению процента содержания B_2O_3 в концентрате.

При этом извлечение B_2O_3 (турмалина) находится в пределах от 45,91 (5 кг/т) до 57,28% (12 кг/т).

рН среды в опытах с содой составил от 8,5 и до 9,2—10,3. Для сравнения были проведены также опыты с применением едкого натра. При расходе едкого натра от 2,5 до 5,0 кг/т хвостов результаты опытов по выходу концентратов и извлечению в них B_2O_3 были одинаковы с результатами опытов с содой, но имели более резкие колебания, в зависимости от расхода; содержание же B_2O_3 в концентратах оказалось более низким, чем в опытах с содой, и составило в среднем 3,5% (не превышая 4,0%), тогда как в опытах с содой — от 4,2 до 4,8%. Поэтому в качестве регулятора среды (щелочности) была принята сода.

Таблица 2

Расход соды

Реагенты кг/т рН			Наименование продуктов опытов	Выход в %	B_2O_3 в %		Примечание
сода	олеиновое мыло	среды при флотации			содержание	извлечение	
0,500	0,750	5,9	Концентрат	4,74	3,14	6,68	Машина Фаренвальда
			Хвосты	95,26	2,22	93,42	
			Исход. матер.	100,00	2,26	100,00	То же
2,5	0,250	8,5	Концентрат	5,21	2,96	6,80	
			Хвосты	94,79	2,23	93,20	
			Исход. матер.	100,00	2,26	100,00	,
5,0	0,250	9,2	Концентрат	14,61	4,20	24,04	
			Хвосты	85,39	2,27	75,96	
			Исход. матер.	100,00	2,55	100,00	,
9,0	0,250	10,3	Концентрат	23,48	4,84	45,91	
			Хвосты	76,52	1,75	54,09	
			Исход. матер.	100,00	2,47	100,00	,
12,0	0,250	10,3	Концентрат	25,16	4,73	51,45	
			Хвосты	74,84	1,50	48,55	
			Исход. матер.	100,00	2,31	100,00	,
			Концентрат	30,65	4,54	57,28	
			Хвосты	69,35	1,49	42,72	
			Исход. матер.	100,00	2,42	100,00	

При проведении же дальнейших опытов условно был принят наимыгоднейшим расход соды в 9—12 кг на 1 т хвостов.

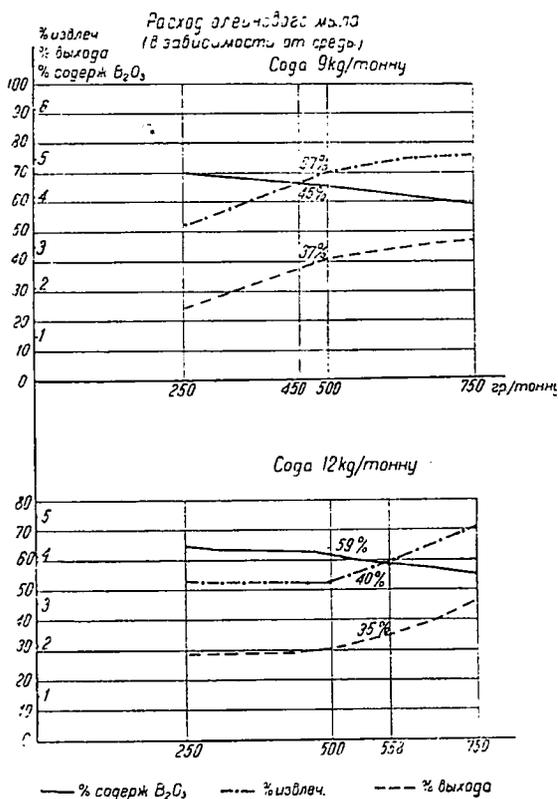
Известь как дешевый заменитель соды не могла быть применена, так как она дает трудно растворимые соли жирных кислот и тем самым уничтожает пену². Применение извести в основной сульфидной флотации может привести к чрезвычайно большому расходу жирных кислот в турмалиновой флотации и может даже совершенно уничтожить эту флотацию. Поэтому и в сульфидной флотации придется ограничиться применением соды (см. табл. 3).

б) Расход олеинового мыла (олеата натрия). Следующая серия опытов была поставлена для определения расхода олеинового мыла, при котором можно было бы добиться лучших результатов по извлечению турмалина.

Результаты этих опытов (табл. 3) показаны на фиг. 1.

Более высокие результаты опытов получаются при расходе соды в 9 кг; таким образом расход соды лежит в установленных выше пределах от 9 до 12 кг. При этом расход олеинового мыла составляет 0,500 кг/т; при более высоком расходе олеинового мыла в 0,750 кг/т качество концентрата понижается и извлечение растет незначительно.

² В. Люйкен и Е. Бирбрауэр, Флотация в теории и на практике, изд. 1933 г., стр. 34—40.



Фиг. 1. Расход олеинового мыла (в зависимости от среды)

Расход олеинового мыла для дальнейших опытов по установлению условий флотации был принят в 0,500 кг/т.

в) Установление расхода растворимого стекла. Ввиду того что в сульфидной флотации ключевских руд применяется растворимое стекло для депрессии пустой породы, была проведена серия опытов для установления его влияния на турмалиновую флотацию; так как материал для турмалиновой флотации представляет собой по большей части сrostки с кварцем, и турмалин также силикат, то большое количество растворимого стекла, введенное в пульпу, могло бы отрицательно сказаться на флотации турмалина (фиг. 2).

Как видно из результатов опытов, с увеличением расхода растворимого стекла от 0 до 0,250 кг/т качество концентрата растет (до 5,56% B₂O₃), но выход концентрата и извлечение из него B₂O₃ резко падают. Это явление происходит потому, что в первую очередь подавляется чистый кварц и сrostки с преобладанием кварца. С увеличением расхода растворимого стекла с 0,250 до 0,500 кг/т хвостов содержание B₂O₃ в концентрате также начинает быстро понижаться, тогда как выход концентрата и извлечение B₂O₃ снижается не так значительно. В этом случае от действия растворимого стекла начинают подавляться сrostки с преобладанием турмалина, а возможно и сам турмалин.

Предельное содержание B₂O₃ в концентрате достигнуто равным 5,56%, тогда как в образце ключевского турмалина содержание B₂O₃ составляет 7,22%. Таким образом можно предполагать, что извлекается в концентрат не чистый турмалин, а сrostки турмалина с кварцем, разделения которых нельзя достигнуть при измельчении руды до 85% минус 200 меш (75—80% минус 300 меш).

В связи с этим излишний расход растворимого стекла будет приносить вред при флотации турмалина.

Для дальнейших опытов нами был принят расход растворимого стекла в 0,050—0,100 кг/т, при котором извлечение и выход остаются еще неизменными, как и при флотации без растворимого стекла, а качество концентрата начинает расти за счет подавления чистого кварца.

г) Влияние измельчения на флотацию турмалина. Для установления наиболее выгоднейшей степени измельчения при флотации турмалина были проведены опыты с материалом флотационных хвостов различного времени до измельчения.

Результаты этих опытов приводятся в табл. 3.

Опыты проводились по следующей схеме, включающей основную флотацию и перечистку хвостов.

В основную флотацию задавалось 0,500 кг/т олеинового мыла при перечистке дополнительно 0,250 кг/т; расход растворимого стекла 50 г/т, соснового масла 33 г/т, соды 9 кг/т.

Таким образом эти опыты целиком подтвердили все сделанные выше заключения о выгоды тонкого измельчения порядка 85% минус 200 меш (75—80% минус 300 меш), что соответствует в опытах материалу с 10—20-минутным доизмельчением. Применение соснового масла улучшает результаты флотации.

д) Влияние плотности пульпы, температуры и времени флотации на извлечение турмалина из хвостов. Последующими опытами было установлено, что лучшие результаты по флотации турмалина могут быть достигнуты при плотности пульпы в пределах отношений $T:Ж = 1:1,5$ до $1:2,5$. Дальнейшее разбавление пульпы свыше $1:2,5$ до $1:4$ приводит к понижению результатов и является нежелательным.

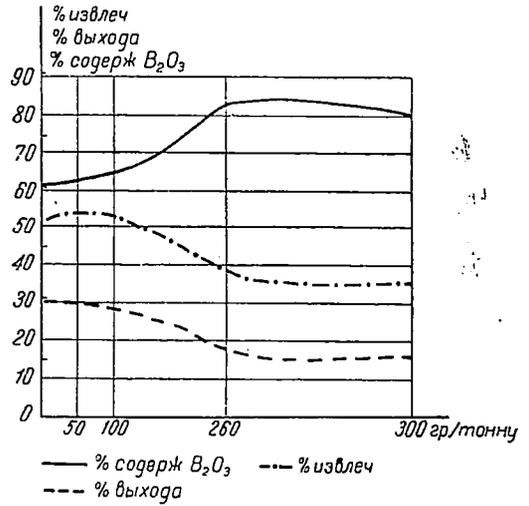
С возрастанием температуры пульпы от 10 до 22° извлечение B_2O_3 увеличивалось на $10-15\%$, так как при повышенной температуре происходило лучшее пенообразование, основанное на свойствах мыльных растворов, а также, вероятно, происходило и лучшее взаимодействие реагентов с поверхностью минерала.

Таблица 3
Влияние измельчения

Время измельчения в мин.	Реагенты в кг/т	РН среды при флотации	Наименование продуктов опытов	% выхода	B_2O_3 в %	
					содерж.	извлечение
Не изменен	в кг/т	9,1	Концентрат	26,83	4,34	53,10*
			Промпродукт	7,93	3,50	12,69*
			Хвосты	65,22	1,15	34,21*
			Исход. матер.	100,00	2,19	100,00**
10	»	9,2	Концентрат	36,23	4,06	64,69
			Промпродукт	9,36	3,29	13,54
			Хвосты	54,31	0,91	21,77**
			Исход. матер.	100,00	2,27	100,00
20	»	9,3	Концентрат	43,19	3,80	72,44
			Промпродукт	9,72	3,03	13,00
			Хвосты	47,09	0,70	14,56
			Исход. матер.	100,00	2,26	100,00

* Машина Фаренвальда. ** = 10° .

Подбор расхода растворимого стекла



Фиг. 2. Подбор расхода растворимого стекла

Продолжительность флотации в 10 мин. является вполне достаточной для извлечения турмалина определенного характера сростков с кварцем.

6. Перечистка концентрата

Чтобы определить предельное качество концентрата, которое можно получить за счет его перечистки, были проведены опыты по перечистке концентратов, полученных от прежних опытов, из которых была составлена синтетическая проба для опытов.

Опыты по перечистке дали в лучших условиях концентрат с $5,53\%$ B_2O_3 и ясно указывают, что получить концентраты с более высоким содержанием B_2O_3 нельзя даже и за счет перечистки. Этот процент содержания B_2O_3 будет являться предельным при данной степени измельчения (85% минус 200 меш).

Таблица 4

№ п/п	Наименование	Турмалин. концентрат	Образец ключев. турмалина	Состав турмалина по Болдыреву	
				в процентах	
1	Гигроскоп H_2O	0,31	0,05	от 1 до 4,5	
2	Кристалл H_2O	1,45	0,73		
3	SiO_2	51,74	35,76	от 34 до 41	
4	B_2O_3	4,41	7,22	от 8 до 13	
5	CaO	0,73	1,19	до 5	
6	MgO	3,00	4,75	от 0 до 14	
7	FeS_2	4,15	—	—	
8	FeO	2,37	3,10	от 0 до 17	
9	Fe_2O_3	10,97	14,37		
10	Al_2O_3	16,25	24,87	от 25 до 44	
11	MnO	0,03	0,02	до 3,5	
12	TiO_2	0,30	1,20	—	
13	Cr_2O_3	Следы	Следы	до 10	
14	K_2ONaO	2,99	2,64	0—2,5; 1—3,0	
15	Li	Следы	Следы	—	
16	F	»	»	—	

7. Химический анализ концентрата

Проба концентратов была подвергнута химическому анализу. Параллельно был проведен анализ геологического образца турмалина Ключевского месторождения.

Оба анализа приведены в табл. 4, где для сравнения показан примерный состав встречающихся турмалинов по Болдыреву³.

Сравнивая состав ключевского турмалина, полученного по анализу геологического образца турмалина, с примерным составом турмалина по Болдыреву, видно, что ключевский турмалин отличается прежде всего пониженным содержанием V_2O_5 — 7,22, тогда как в других турмалинах V_2O_5 составляет от 8 до 13%. Большое присутствие железа и щелочей и весьма малый процент Sr, Li, Mn и других элементов говорит за то, что по его составу ключевский турмалин можно отнести к щелочно-железисто-магниевым турмалинам с пониженным содержанием V_2O_5 .

8. Характеристика турмалинового концентрата Ключевского месторождения⁴

Минерало-петрографическое исследование турмалинового концентрата — 200 меш дало следующие результаты (в %):

Акцессорные минералы в убывающем порядке

Кварц	12
Сростки кварца с турмалином	55,5
Турмалин	24,5
Апатит	} 1,5
Эпидот	
Циркон	
Слюда	
Рутил	
Минералы рудного комплекса	6,5

Таким образом главная фракция турмалинового концентрата составляет 55,5% сростков турмалина с кварцем.

9. Подбор растворителя для олеиновой кислоты

Все вышеприведенные опыты по установлению условий флотации проводились с 0,5% водным раствором олеинового мыла (олеата натрия).

Одним из существенных недостатков водных (мыльных) растворов реагентов является их большой расход. Положительной же стороной водных растворов мыла является их полная безопасность в пожарном отношении. Другие жидкие растворители, как спирт, бензин, керосин, бензол, являются весьма огнеопасными, что создает в свою очередь некоторые технические затруднения при их использовании.

Для испытания были взяты в качестве растворителей олеиновой кислоты спирт, керосин и бензол в 10% растворах реагентов, чтобы изучить их влияние на флотацию турмалина.

Выход концентрата и извлечение в него турмалина непрерывно возрастают от опыта с олеиновой кислотой без растворителя (извле-

чение $V_2O_5 = 22,28\%$) к опыту с бензольным раствором (извлечение $V_2O_5 = 85,74\%$). Содержание V_2O_5 при этом все время колеблется, имея низшие точки в опытах с керосиновыми и бензольными растворами.

Лучшие результаты по всем показателям имеют опыты с водными растворами олеинового мыла и потому, учитывая их полную пожарную безопасность по сравнению со всеми остальными растворами, можно считать их лучшим методом введения олеиновой кислоты при флотации турмалина.

Большой же расход воды для растворения мыла или же ее недостаток в условиях Ключевой может частично компенсироваться за счет оборотных вод от сгущения и фильтрации турмалиновых концентратов.

10. Выбор коллектора

Для выбора коллектора были проведены предварительные опыты флотации окисленным парафином и карбоновыми кислотами.

В проведенных опытах с применением мыльных, керосиновых и бензольных растворов лучшие результаты по выходу концентрата и их извлечению в него V_2O_5 дала олеиновая кислота; худшие результаты дал окисленный парафин. Карбоновые кислоты в бензольных растворах могут быть применены, но все же их результаты менее удовлетворительны по сравнению с олеиновой кислотой.

Этим предварительным испытанием не решен окончательно вопрос о невозможности замены олеиновой кислоты более дешевыми реагентами, из испытанных нами или другими дешевых коллекторов; вопрос о замене олеиновой кислоты при флотации турмалина может составить предмет вполне самостоятельного сложного исследования.

11. Опыты последовательной флотации золота и турмалина и применение оборотных вод

Эти опыты проводились на ключевской руде I горизонта для проверки установленных выше условий флотации турмалина при последовательной флотации золота и турмалина из руды. Сначала снимался сульфидный концентрат, в котором определялось золото, а затем в той же пульпе проводилась флотация турмалина.

Сульфидная флотация

Сода	0,5 кг/т
Растворимое стекло	0,5 »
Ксантат	0,25 »
Сосновое масло	0,045 »
Агитация с реаг.	10 мин.
Флотация	15 »

Турмалиновая флотация

Сода	9 кг/т
Олеиновое мыло	0,5 »
Агитация	5 мин.
Флотация	10 »

Начальная плотность пульпы во всех опытах была принята в отношении $T:Ж = 1:1,5$. Перед каждой флотацией в пульпу задавались оборотные воды, получаемые от фильтрации концентратов.

Результаты опытов показаны в табл. 5.

³ А. К. Болдырев, Рабочая книга по минералогии, ч. II, стр. 210.

⁴ Исполнено в Гинзолото С. С. Становым.

Таблица 5

Опыты с оборотными водами

Турмалин. флот.	Наименование продуктов опытов	% выхода	Золото		В ₂ O ₃ в %		Условия опытов	
			Содержан. в г/т.	Извл. в %	Содержан. в г/т.	Извл. в %	Сульфидн. флота-ции	Турмалинов. флота-ции
9,4	Концентр. сульф. турмал.	18,54	17,0	78,24	—	—	Сода 0,50 кг/т	Сода 9,0 кг/т
	Хвосты	12,37	1,5	4,61	3,71	26,00	Раст. стек. 0,50 »	Олеин —
	Исх. материал . .	69,09	1,0	17,15	1,89	74,00	Ксантат 0,25 »	Мыло 0,5 »
		100,00	4,02	100,00	2,17	100,00	Сосн. масло 0,045 »	Агитация 10 мин.
					(1,76)		Агитация 10 мин.	Флотация 10 »
							Без оборотных вод	
—	Концентр. сульф. турм. I.	17,53	19,3	80,90	—	—	Оборотн. вода 15%	Оборотн. вода 15%
	» » II.	5,00	3,1	3,82	2,66	6,18	Флотация 15 мин.	Конц. I без реар.
	Хвосты	24,11	0,8	4,76	2,87	37,82		Флотация 7 мин.
	Исх. материал . .	53,36	0,8	10,52	1,92	56,00		Конц. II
		100,00	4,06	100,00	2,22	100,00		Флотация 10 мин.
					(1,83)			
8,4	Концентр. сульф. турмал.	17,40	16,6	84,37	—	—	Оборотн. воды 15%	Оборотн. воды 15%
	Хвосты	34,10	1,0	9,96	3,22	59,05	Сода 0,200 кг/т	Сода 1 кг/т
	Исх. материал . .	48,50	0,4	5,67	1,57	40,95	Раст. стекло 0,100 »	Олеин, мыло 0,25 »
		100,00	3,42	100,00	3,26	100,00	Ксантат 0,100 »	Агитация 5 мин.
					(1,86)		Сосн. масло 0,022 »	Флотация 10 »
							Агитация 10 мин.	
							Флотация 15 »	
8,8	Концентр. сульф. турмал.	17,55	18,3	85,09	—	—	Условия те же, что и в опыте № 79	Оборотн. воды 15%
	Хвосты	33,11	1,2	9,96	3,08	58,04		Сода 2 кг/т
	Исх. материал . .	49,34	0,4	4,95	1,47	41,57		Олеин, мыло 0,25 »
		100,00	3,99	100,00	2,12	100,00		Агитация 5 мин.
					(1,74)			Флотация 10 »
7,8	Концентр. сульф. турмал.	16,96	16,6	81,18	—	—	Оборотн. воды от опыта № 77—20%	Оборотн. воды опыта № 77—30%
	Хвосты	38,44	1,0	11,19	2,87	58,61	Условия те же	Сода 1 кг/т
	Исх. матер. . . .	44,56	0,6	7,72	1,75	41,39		Олеин, мыло 0,25 »
		100,00	3,46	100,00	2,27	100,00		Агитация 5 мин.
					(1,88)			Флотация 10 »

Там же приводятся и условия проведения каждого опыта. Для сравнения первым показан опыт без оборотных вод.

Оборотные воды составляли в обоих флотационных циклах 15% ко всему количеству жидкого в пульпе (при отношении $T:Ж = 1:1,5$).

С этим количеством оборотной воды и при сниженных наполовину расходах реагентов результаты в сульфидной флотации получились даже выше, чем в опыте без оборотных вод (80—85% извлечения золота вместо 78%).

В турмалиновой флотации, даже с одной оборотной водой без добавления соды и реагентов, уже началась флотация (опыт № 76 конц. турмалина, 1) чего совершенно не наблюдалось во всех предыдущих опытах.

При добавлении в пульпу того же опыта олеинового мыла в 0,250 кг/т без добавления соды выход турмалинового концентрата и извлечение в него В₂O₃ оказался почти в 1,5—2

раза выше, чем в опыте № 72 без оборотных вод, но при расходе соды 9 кг/т и олеинового мыла 0,500 кг/т.

Прибавление соды в 1—2 кг/т подымает выход турмалинового концентрата до 33—34% и извлечение турмалина до 58—59%, т. е. почти в 3 раза выше, чем в опыте без оборотных вод и с расходом соды в 9—12 кг/т.

Опыты при расходе соды в 1 и 2 кг/т дали одинаковые результаты, и таким образом расход соды в 1 кг уже является при применении оборотных вод вполне достаточным.

Поэтому в производственном процессе в первой, чрезвычайно непродолжительной стадии флотации потребуются вводить сначала нормальный расход реагентов с последующим понижением по мере введения в цикл флотации оборотных вод до какого-то стабильного расхода.

Расход реагентов представится в следующем виде:

Сульфидная флотация

Турмалиновая флотация

В начале флотации		Стабильный расход с применен. оборотн. вод в кг/т	В начале флотации		Стабильный расход с оборотными водами в кг/т
Сода	0,500	0,200	Сода	9—12	до 1
Раствор. стекло	0,500	0,100	Олеинов. мыло	0,500	0,250
Ксантат	0,250	0,100			— 0,350
Сосновое масло	0,060	0,045	Сосновое	0,033	—

Такое резкое снижение расхода соды (щелочи) может объясняться тем, что с применением оборотных вод вводятся с ними в пульпу растворимые мыла-олеаты в определенной концентрации и тем самым создается быстрое достижение равновесия между турмалиновыми мылами в растворе и на поверхности турмалина, для которого требуется значительно меньшее количество соды: 1 кг вместо 9—12 кг/т.

Такая схема процесса турмалиновой флотации и такое объяснение явления, происходящего с расходом соды, различного при флотации с оборотными водами и без них, вполне могут быть совместимы по нашему мнению с классической теорией Годэна и воззрениями Люйкен и Бирбрауера, высказанными ими на примере «одной простой флотационной модели».

12. Выводы

1. При тонкости измельчения в 85% минус 200 меш (70—80% минус 300 меш) турмалин в материале флотационных хвостов от сульфидной флотации ключевской руды еще не освобождается от сростков с кварцем, что создает значительные затруднения для его извлечения в концентрат.

2. В результате проведенного исследования установлено, что при данной тонкости измельченной руды флотация может быть наиболее совершенным методом для выделения турмалина из хвостов ключевской руды и может дать концентрат значительно обогащенный турмалином (по содержанию V_2O_5 до 5,5% и по извлечению до 50—60%).

3. Наиболее эффективным коллектором из принятых к исследованию реагентов — олеиновой кислоты, окисленного парафина и карбоновой кислоты — оказалась олеиновая кислота.

4. Вопрос подбора более дешевых коллекторов, чем олеиновая кислота, помимо испытанных в настоящем исследовании, окончательно не разрешен, так как этот вопрос требует специального исследования в этом направлении.

5. Лучшим методом задачи в флотацию

олеиновой кислоты является водный раствор его мыла. Растворы олеиновой кислоты в спирте, керосине и бензоле дали более низкие результаты.

6. Применение оборотных вод (от фильтрации и сгущения концентрата) снижает при последовательной флотации турмалина из руды высокий расход соды с 9—12 до 1 кг/т и дает значительно лучшие результаты флотации: в 3 раза выше по выходу концентрата и извлечению в него турмалина, чем в опытах без оборотных вод и с расходом соды в 9—12 кг/т.

В сульфидной флотации применение оборотных вод также повышает результаты флотации и приводит к снижению расхода реагентов.

Расход оборотных вод: 15—20% в сульфидной флотации и 20—30% в турмалиновой флотации.

Список использованной литературы

1. В. Р. Хохлов и А. А. Коньков, Исследование на обогащение ключевской руды II горизонта. Отчет 1934 г., Гинзолото.
2. С. С. Станов и Е. П. Негурей, Минерало-петрографическое описание ключевской руды. Отчет 1934, Гинзолото.
3. И. В. Чипанин, Отчет по исследованию руды I горизонта, 1934 г., Гинзолото.
4. Проф. П. А. Ребиндер, Физико-химия флотационных процессов, изд. 1933.
5. Ф. Н. Беллаш, Исследование продуктов окисления парафина и нефтяных масел в качестве флотореагентов для фосфатовых руд, «Минеральное сырье» № 6, 1934 г.
6. М. А. Эйгелес, О продуктах окисления парафина как флотореагентах для плавикошпатовых руд, «Минеральное сырье» № 6, 1934 г.
7. М. Е. Липец, П. А. Ребиндер, М. М. Римская, Физико-химические исследования твердого окисленного парафина как нового флотореагента, «Цветные металлы» № 3, 1932 г.
8. А. Годэн, Основы флотации, стр. 34—39, изд. 1933 г.
9. В. Люйкен и Е. Бирбрауер, Флотация в теории и на практике, изд. 1933 г., стр. 34—40.

Реализация научно-исследовательских работ в промышленности

I. Новый прибор для минерального анализа

В текущем году трест Геолснаб изготовил и выпустил в продажу первую партию пуш-интеграторов системы А. А. Глаголева, конструкция которых разработана во Всесоюзном институте минерального сырья.

Пуш-интегратор позволяет быстро, дешево и достаточно точно производить анализы горных пород, руд, концентратов, металлических сплавов, огнеупорных материалов и других зернистых агрегатов, зерна которых различимы под микроскопом непосредственно или после пред-

варительной обработки (протравливания или окрашивания).

Анализ с помощью пуш-интегратора дает непосредственно количественный минералогический состав агрегата, что имеет особое значение для обогащателей, металлургов и т. п.

Чрезвычайная быстрота и дешевизна анализа с помощью пуш-интегратора позволяют широко применять его в различных отраслях промышленности как при опробовании сырья, так и для текущего контроля технологических процессов.

В результате работ Всесоюзного института минерального сырья в последние 2 года пуш-интегратор с успехом применен: 1) при количественном минералогическом опробовании Кунградского меднорудного месторождения, 2) при опробовании скважин и забоев Саткинского магнетитового месторождения, 3) для контроля обогащения на Бертынской опытной обогатительной фабрике, 4) для контроля процессов обжига на заводе «Магnezит», 5) для анализа руд, горных пород и других материалов во многих научно-исследовательских институтах (ИМС, Гинцветмет, Петрографический институт Академии наук, ЦНИГРИ и др.).

По самым скромным подсчетам первая партия пуш-интеграторов (100 шт.) должна дать экономии народному хозяйству СССР около 2 млн. руб. в год. На одном только Прибалхашстрое при 2500 анализах в год экономия составляет не менее 40 тыс. руб. Кроме того, прибор освобождает СССР от необходимости импортировать заграничные приборы и позволяет организовать экспорт пуш-интегратора в другие страны, откуда ряд запросов уже получен.

Пуш-интеграторы изготавливаются на заводе «Аэрогеопробор» треста Геолснаб (Москва, Мясницкая, 8).

Продаются в магазинах Мосснабсбыта (Москва, Балчуг 22; контора точных приборов).



Пуш-интегратор в работе

Проектирование завода для получения флотационного мела по методу ИМС

Технический мел имеет широкое применение в качестве наполнителя в резиновой промышленности. Основные требования, которые к нему предъявляются, это высокая дисперсность и полное отсутствие примесей, имеющих остроконечное кристаллическое строение. До сих пор технический мел получался из природного осадочного мела или путем отмучивания или же путем сухого помола при помощи дезинтеграторов (откуда он получил название дезинтегрированного мела).

Первый способ отличается чрезвычайной производительностью, так как требует большого количества воды, а следовательно, и громоздкой аппаратуры. Второй — вследствие специфично-

сти природного мела (способность налипать, комковаться и т. д.) не дает достаточно тонкого помола, который смог бы удовлетворить потребителей. В течение 1932—1934 гг. Институтом минерального сырья изучался вопрос получения высококачественного технического мела, и в результате исследований институт остановился на получении технического мела методом флотации (рук. А. И. Иванов). Природный мел, являющийся по своему химическому составу на 98—99% CaCO_3 , имеет по своей структуре различные частицы углекислого кальция. С одной стороны, он представлен тончайшими частичками размером от 1 до 3 микрон, так называемым кокколитами, в

количестве до 85% от общей массы, с другой—фораминиферами, призмами *Ipsogamitis* и другими примесями. Метод флотации дает возможность получать высокодисперсный продукт, причем концентрат, полученный в процессе флотации, и состоит в основном из тонкой массы мела, т. е. кокколитов. Институтом была разработана технологическая схема, которая дает возможность получать тех-

нический мел по ориентировочным подсчетам не дороже отмыченного мела с выходом концентрата до 90%. Испытанный в резиновой промышленности флотационный мел дает высокие показатели прочности резиновых смесей. Метод, разработанный институтом, принят меловой промышленностью, и в настоящее время Наркомместпромом проводится проектирование завода на 40 тыс. т технического мела по предложению Совнарма.

З а м е т к и

К изданию силикатной энциклопедии

Давно задуманная мысль о снабжении работников силикатной промышленности и научных исследователей по силикатам большим справочником в виде силикатной энциклопедии приближается к осуществлению.

Значение силикатной промышленности недооценивается. В некоторых случаях отдельные производства, относящиеся к силикатной промышленности, составляют цеха других видов промышленности, например огнеупорные цеха в металлургии. Такое подчиненное положение и разбросанность заводов силикатной промышленности по различным ведомствам и хозяйственным организациям служат тормозом для быстрого развития силикатной промышленности и являются одной из причин тех нареканий, которые раздаются по отношению к некоторым отраслям силикатной промышленности, например огнеупоры лимитируют развитие металлургии, кирпич, стекло цемент—развитие строительства, электротехнический фарфор—расширение электрической сети, санитарный фаянс—улучшение жилищного быта и т. д.

Технология силикатов должна быть построена на таком же прочном научно-техническом основании, как это мы наблюдаем в металлургии. Отставание на фронте индустриализации силикатной промышленности от металлургии, угольной промышленности, развитие транспорта должно быть выравнено вниманием развитию силикатной промышленности и дружной работой громадного коллектива научных работников и всего технического персонала на заводах.

Издание силикатной энциклопедии может осуществить связь между научным исследованием и техническими запросами силикатной промышленности, в результате чего развитие силикатной промышленности пойдет более быстрыми темпами, осуществляя механизацию и рационализируя технологический процесс, в чем наблюдается большой недостаток.

В издании многотомной силикатной энциклопедии должны участвовать широкие слои научно-технических работников для того, чтобы это издание отвечало тем требованиям, которые предъявляют в настоящее время технические работники, лишенные во многих вопросах своей повседневной деятельности на заводе возможности найти ответ на эти вопросы, стремясь базировать свои выводы на твердом научно-техническом основании. Своевременно обратить внимание на составле-

ние и подготовку того материала, который должен войти в силикатную энциклопедию. Порядок изложения материала, разумеется, будет обычным как для каждой энциклопедии, т. е. алфавитным. Подготовка материала потребует строго продуманного плана, организации издания силикатной энциклопедии. Этот план должен после своей разработки быть передан на обсуждение широких научно-технических кругов, от которых редакция получит весьма много очень ценных замечаний и пожеланий.

В виде одного из вариантов составления такого плана печатается эта статья, имеющая своей целью заинтересовать широкие круги будущих читателей силикатной энциклопедии с той системой работы, которую необходимо осуществить для достижения лучших результатов при издании энциклопедии.

Далее приведен план распределения всего материала силикатной энциклопедии на отдельные части, которые должны быть связаны в одно целое и вместе с тем достаточно точно дифференцированы по своему назначению и по своей специфике. Каждый небольшой участок этих крупных отделов должен быть обеспечен соответствующим знатоком—специалистом, научным работником.

При такой системе в организации этого очень интересного дела мы получим силикатную энциклопедию, по своему значению единственную в мире. На английском языке была напечатана в 1929—1930 гг. «Энциклопедия керамической промышленности», издана эта энциклопедия в 3 томах с внешней стороны очень хорошо, но содержание многих статей, помещенных в энциклопедию, является очень слабым, что было мною отмечено в журнале «Керамика и стекло» № 1, 1933 г., стр. 26. В Америке издается «энциклопедия керамических продуктов». Издателями являются журналы «Ceramic Industry» и «Brick and Clay Records», которые выпускают эту энциклопедию через 2—3 года в виде небольшого тома в 400 стр., снабженного интересными иллюстрациями, часто рекламного характера, и некоторыми ценными таблицами, сведениями, характеристиками. Книжка читается легко и с большим интересом. В 1932 г. вышло 6-е издание.

Более систематично собраны сведения по химии кремния и химии силикатов. Эти сведения в виде очень больших глав приведены в следующих сборниках:

Год издания

1894. Dr. O. Dammer, Handbuch. der Anorg. Chemie II. g., Silicium . . . 441—592

1903. Dr. O. Dammer, Handb. der An. Ch., Fortschritte IV., Silicium, . . . 371—378
Glas Mortel, Zement, Tonwaaren . . . 694—721

1905. Henri Moissan, Traité de Chimie, Minerale II, Silicium, 385—488

1903. Dr. R. Abegg и Dr Fr. Anerbach, Handbuch der Anorg. Chemie, III—2, Silicium und Glas 288—394
» » 909—910
Kolloides Silicium 857—882

1912. Gmelin Krant's, Handbuch der Anorg. Chemie, III, 1 Silicium . . . 101—310

1912. Dr C. Doelter, Handbuch der Mineralchemie, B. I Silicate. . . . 557—965

1914. » B. II, 1 1—806

1917. » B. II, 2. 1—1076

1921. » B. II, 3. 1—444

1925. I. W. Mellor, D. Sc. A Comprehensive treatise on Inorganic and theoretical Chemistry, v. VI. Chapter XL Silicon 1—991

На русском языке мною были напечатаны следующие материалы по химии кремния и химии силикатов:

1. Обзор работ по кремневым соединениям за 1910—1911 гг., Журн. русск.-физ. хим. о-ва, 1914 г. отд. II, стр. 29.
2. Обзор работ по кремневым соединениям за 1912—1913 гг., Труды Гос. экспер. института силикатов, вып. 9, 1924 г.
3. Обзор литературы по кремневым соединениям за 1914, 1915, 1916 и 1917 гг., Труды Сиб. института строит. матер., Томск 1931 г.
4. Лешателье, Кремнезем и силикаты (перев. с франц.), 1929 г.

В 1934 г. проф. Б. С. Швецов издал курс «Введение в химию кремния», который является первой книгой по изложению химии кремния для учащихся.

Научная и техническая литература о силикатах громадна как на русском языке, так и на иностранных. Для того чтобы использовать этот огромный материал, необходимо построить систематично разработанный план, вариант которого здесь излагается.

Силикатная энциклопедия

1. Природные силикаты

1. Отдельные минералы.
2. Горные породы—простые и сложные.
3. Продукты разрушения минералов—горных пород. Глины. Пески. Почвы.
Характеристика строения, свойств, генезиса и превращений силикатов в природных условиях.

II. Силикаты, получаемые в промышленности

1. Стекло.
2. Растворимые силикаты.
3. Изделия из расплавленных природных силикатов.—«Петрургия».
4. Эмали.
5. Шлаки.

6. Плавный цемент.
7. Фарфор.
8. Фаянс.
9. Огнеупоры.
10. Керамические изделия:
а) с заглинкерованным черепком,
б) с пористым черепком.
11. Цементы.
12. Силикаты-краски (ультрамарин).
13. Адсорбенты (пермутиты, цеолиты, силикагель).
14. Абразивы.
15. Формовочные материалы.

III. Технологический процесс производства силикатных изделий

1. Требования, предъявляемые к изделиям силикатной промышленности:
а) условия службы силикатных изделий,
б) стандарты (союзные, иностранные).
2. Построение технологического процесса:
а) Физико-химические превращения, которые необходимо осуществить при производстве силикатного изделия,
б) Существующая схема технологических процессов,
в) Рационализация этих схем.
3. Взаимоотношение технологического процесса с факторами, от которых он зависит:
а) Качество сырых материалов,
б) Аппаратура,
в) Сушильные установки,
г) Печные установки,
д) Внутризаводской транспорт для осуществления материального потока при производстве,
е) Сооружения для осуществления технологического процесса и строительные материалы для этих сооружений,
ж) Экономические условия.

IV. Механизация в силикатной промышленности

1. Размельчение.
2. Разделение на фракции по величине зерна.
а) Сита,
б) Отмучивательные установки,
в) Воздушная сепарация.
3. Разделение смесей по агрегатным состояниям:
а) Отделение жидкой фазы от твердой—фильтр-пресса, вакуумные фильтры, отстойники,
б) Отделение твердой фазы от газообразной (пылеотделительные установки),
в) Разделение твердых смесей—обогащение.
4. Смешивание фракций различных зерен:
а) сухое,
б) мокрое.
5. Пластификация—подготовка массы к формовке.
6. Формовка:
а) на кругу,
б) выдавливание через отверстие,
в) вакуумный способ,
г) сжатие (в формах),
д) литье.

7. Механизированные сушила.
8. Механизированные печи:
 - а) шахтные,
 - б) вращающиеся,
 - в) туннельные.
9. Транспорт:
 - а) бесформенных масс,
 - б) изделий, имеющих форму.
10. Методика расчета механических установок, укрупненные характеристики и сравнительные оценки.
11. Экономические характеристики механизации в силикатной промышленности.

V. Сушилки

1. Методы удаления воды.
2. Способы теплопередачи при сушке.
3. Существующие конструкции.
4. Рационализация сушильных устройств.
5. Расчеты сушилок.
6. Экономические характеристики сушилок.

VI. Печи и генераторы тепла

1. Получение тепла для процессов, протекающих в силикатных массах во время термической обработки при высоких температурах.
2. Топки и генераторы.
3. Передача тепла силикатным массам путем конвекции, радиации и теплопроводности.
4. Достижение температуры, требуемой для процесса.
5. Тепловой поток в печи и его побудители—разрежение, нагнетание.
6. Изоляция свода, стенок и пода печи.
7. Конструктивные характеристики печи.
8. Классификация печей и описание отдельных типов печей.
Выбор печи и сравнительная характеристика печей.
9. Методика расчета печи и обслуживающих ее установок.
10. Влияние топлива и электрической энергии на термический процесс в печи.
11. Влияние огнеупоров на конструкцию печи.
12. Рационализация выбора системы печи.
13. Экономические характеристики печи.

VII. Научно-техническая база развития силикатной промышленности

1. Научно-исследовательские институты.
2. Заводские лаборатории.

3. Литература.
4. Кадры:
 - а) существующие,
 - б) подготовка кадров—инженеры, техники, мастера, рабочие.

VIII. Силикатная промышленность в СССР и иностранная

1. Отрасли силикатной промышленности и их положение в народном хозяйстве.
2. Описание отдельных заводов.
3. История.

IX. Перспектива развития силикатной промышленности и роль силикатов в технике будущего

Приведенный план является только схемой того подробного плана, который необходимо разработать для организации издания силикатной энциклопедии. Эта схема построена систематично, с охватом главных интересов со стороны работников силикатной промышленности. Насколько велик материал, который необходимо будет подвергнуть обработке, показывает книга, изданная Е. М. Романовским, «Справочник научно-исследовательской тематики и литературы по строительным материалам, огнеупорам, химически стойким изделиям минерального происхождения за 1930—1933 гг.». В этом справочнике приведено 3121 название. И это является только частью силикатной промышленности: в справочник не включены литературные сведения по стеклу, фарфору, фаянсу и др., а также не включена иностранная литература. Эта очень интересная книга послужит материалом при собирании сведений для силикатной энциклопедии.

Многую собрана литература по силикатам, расположенная в том порядке, как указано в приведенном выше плане. Это собрание литературы охватывает более 5 тыс. названий, собранных, главным образом, из иностранных источников.

Будем надеяться, что работники силикатной промышленности откликнутся на страницах специальных журналов на этот вопрос издания силикатной энциклопедии, сделают свои замечания и приведут пожелания тех изменений и дополнений, которые должны быть учтены при составлении энциклопедии.

Проф. Ф. Пономарев

Рефераты

Р. С. Фридман

Поведение сульфидов титана при процессе Хаглунда

(J. Kleffner, Metall und Erz, 1934, Н. 14)

Цель настоящей работы — изучение поведения сульфида титана в среде различных соединений (H_2, N_2, C , сульфид железа, окись титана, сульфид — окись алюминия) и диссоциации его. Для исследования были приготовлены сульфиды титана по следующим методам:

1. Способ Buthler: сплавление карбоната натрия, окиси титана и серы в угольном тигле до белого каления. Получаются медно-желтые, похожие на слюду листочки.

2. Rose: медленное пропускание паров сероуглерода через фарфоровую трубку с сильно раскаленной окисью титана $TiO_2 + CS_2 = TiS_2 + CO_2$; получается темнозеленый дисульфид титана.

3. Ebelmen: действие сероводорода на тетрахлорид титана при слабом красном калении $TiCl_4 + 2H_2S = TiS_2 + 4HCl$; получается такой же, как у Rose, дисульфид.

4. Müller: взаимодействие окиси титана, сульфида металла и угля при температуре вольтовой дуги $2TiO_2 + 3MS + 4C = Ti_3S_3 + 3M + 4CO$; получается возогнанный черный полоторный сульфид титана.

Свойства полученных сульфидов даны в табл. 1 и 2.

Таблица 1

Название	Состав	Ti%	S%	Уд. вес
Дисульфид	TiS_2	42,7	57,3	$d_{22} = 3,62$
Полоторный	Ti_2S_3	49,9	50,1	$d_{22} = 3,55$
Моносульфид	TiS	60,0	40,0	$d_{22} = 7,6$

Сульфид титана — окись титана. Опыты, проведенные автором, показали, что при известных условиях можно получить продукт сплавления сульфида и окиси титана. Аналогично сульфидам существует 3 окиси титана: TiO, Ti_2O_3, TiO_2 . Их взаимные растворы дают окислы с более сложными формулами. Литературные данные о точке плавления и о температуре восстановления TiO_2 весьма разноречивы.

Как наиболее вероятную, следует принять температуру плавления TiO_2 около 1850° , плавящиеся же ниже этой температуры окислы должны рассматриваться, как растворы Ti_2O_3 в TiO_2 или TiO в Ti_2O_3 с переменным составом, а потому и с разной точкой плавления. Опыты производились в криптольной печи с угольными стержнями. Исходные материалы — сульфид титана, полученный при 540° , окись титана (влажность — 0,4%, SO_4 — 0,65%), кристаллическая сера. Получающийся при этом сплав сульфида и окиси титана не является системой строго определенных по составу сульфидов или окислов. Сплавление производилось в печи, предварительно нагретой до $1560-1580^\circ$, причем соотношение компонентов $Ti_2O_3:Ti_2S_3 = 1:1$.

Полученные сплавы обладали следующими характерными свойствами: сплав с 57,2% TiO_2 и с 45% Ti_2S_3 дает черно-фиолетовый излом. Строение крупнокристаллическое. Сплав с 28,5% TiO_2 и 38% Ti_2S_3 обладает мелкокристаллическим строением. Приготовление шлифа возможно только для сплавов с 45% Ti_2S_3 и 38% Ti_2S_3 .

Вывод из описанных опытов следующий: сульфид титана (тем. пл. $1950^\circ \pm 50^\circ$) и окись титана (1850°) дают сплавы в области 20—65% Ti_2S_3 при температурах выше 1450° . Для этих сплавов ха-

Таблица 2

Название	Цвет	Кристалл. структ.	Отношение к	
			кислотам	щелочам
Дисульфид	Темнозеленый, медно-желтый и оливково-зеленый	Подобна пириту	Разбавл. $HCl + HNO_3 +$ конц. $HCl -$ разб. $H_2SO_4 -$ тепл. $H_2F_2 +$	Горяч. $KOH +$ $NH_3 -$
Полут. сульфид	Черный черво-зелен.	—	Разб. $H_2SO_4 -$ конц. $HNO_3 +$ горяч. $H_2F_2 +$	$NaOH -$
Моносульфид	Аморфно-черн. кристалл. коричнево-красн.	Подобна висмуту	Горяч. $HNO_3 -$ $HCl -$ $H_2F_2 +$	$KOH -$

Примечание. + — растворим
— — нерастворим.

рактрно то, что, даже будучи по составу близкими к эвтектике, они обладают очень небольшой прочностью и через несколько часов распадаются. В шлифах слабо выражена эвтектическая структура.

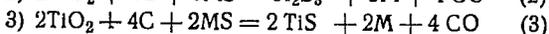
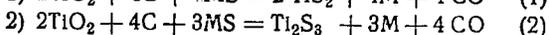
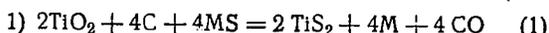
Сульфид титана — сульфид железа. При взаимодействии боксита — сульфида железа — угля титан в значительной мере (до 94% всего количества титана) переходит в виде сульфида титана в слой сульфида железа. Для изучения причин такой растворимости были проведены плавки сульфида железа с прибавлением разных количеств сульфида титана.

В литературе даны следующие точки плавления сульфида железа: 1187° , $1197 \pm 2^\circ$ (N_2 среда), $1175 \pm 5^\circ$ (H_2S среда), $1171 \pm 10^\circ$, 1194° , 1193° . Такие колебания объясняются, очевидно, тем, что сульфид железа не отвечает точному составу FeS , а содержит в себе разное количество серы, кислорода или металлического железа. Система железо — сульфид железа дает при 85° FeS эвтектику, затвердевающую при 985° . Кислород включен в сульфид железа в виде закиси FeO , которая дает с FeS при 42° FeO эвтектику, затвердевающую при 940° . Для получения сплава сульфид железа — сульфид титана были взяты полученный при 540° сульфид титана (56,7% S и 43,3% Ti), сульфид железа и кристаллическая сера. Сплавление производилось в угольной трубчатой печи сопротивления в сероводородной среде.

Наблюдения во время плавки, кривые охлаждения, полученные при переплавке сплавов в криптольной печи, и рассмотрение шлифов показали, что TiS при содержании его в сплаве 37,5% (а возможно и выше) дает с сульфидом железа твердый раствор. Расплав этот обладает гомогенным строением и сульфиды как железа, так и титана имеют гексагональную форму кристаллов. Так как исходный сульфид железа содержал кислород, параллельно была исследована роль кислорода при образовании сплава. Оказалось, что химическое сродство кислорода к Ti больше, чем кислорода к сере или кислорода к железу. Получающаяся окись титана рельефно выделяется в шлифе, образуя эвтектику с сульфидом титана.

При переплавке с прибавлением серы окись титана может снова перейти в сульфид титана.

Сульфид металла — окись титана — уголь. При процессе Haglund имеет место реакция $2TiO_2 + 4C + 3FeS = Ti_2S_3 + 3Fe + 4CO$ до сих пор мало исследованная. Для изучения ее были проведены опыты с цинком и сурьмой. Авторы предполагали, что при этом сульфид титана должен улетучиться и должен остаться металлический титанистый сплав. Но литературные данные и результаты опытов показали, что сульфид титана не обладает летучестью и если таковая и имеет место, то только в силу перегрева в условиях вольтовой дуги. В присутствии азота до 1700° получается нитрид титана, выше 1700° и в присутствии избытка угля — карбид титана. Выше 1800° образуются бедные серой сплавы металла, титана и углерода. Это показывает, что выше 1800° сродство углерода к титану больше, чем серы к титану. Реакции могут идти тремя путями:



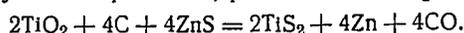
При температурах $1700—1800^\circ$ реакция идет по второму уравнению с образованием Ti_2S_3 , но в полученном сплаве все же имеются некоторые количества ди- и моносulfидов титана.

Сульфид цинка — окись титана — уголь. Исходные продукты для опытов: окись титана в виде рутила (98% TiO_2) или ангидрида титановой кислоты, сахарный уголь и сульфид цинка в виде цинковой обманки. Смеси этих веществ, рассчитанные по данным выше уравнениям, нагревались в угольной трубчатой печи сопротивления при медленном пропускании азота снизу вертикально поставленной печи, для предотвращения большого угара серы и для удаления летучих продуктов реакции — окиси углерода и металлического цинка. Температуры опытов $1200—1600^\circ$. Состав смеси:

1) 39,9% TiO_2	2) 32,0% TiO_2	3) 26,8% TiO_2
48,3% ZnS	58,4% ZnS	65,2% ZnS
11,9% C	9,6% C	8,0% C

Вследствие введения азота возможно образование нитрида титана. Но сродство серы к титану больше, чем азота к титану. Это видно из того, что при действии водорода и серы при температуре красного каления нитрид титана может быть превращен в сульфид титана. Так как в литературе имеются указания на большую летучесть сульфида цинка, особенно в присутствии углерода, следовало ожидать получения в результате опытов чистого сульфида титана. Опыты же не показали значительного улетучивания сульфида цинка, и выходящие при температуре выше 1100° белые пары состояли из испаряющегося металлического и отчасти окисленного цинка.

А потому в полученных, сильно спекшихся, темных продуктах наряду с сульфидом и окисью титана содержались некоторые количества сульфида цинка и углерода. Состав изменялся с температурой. Так, смеси, рассчитанные на соотношение сульфида Ti к окиси Ti = 1:1, дающие выше 1450° гомогенные продукты серого цвета, содержали 5—16% ZnS . Реакция образования сульфида титана начинается при 1200° и ведет при 1500° и при достаточном количестве ZnS к полному образованию сульфида титана. Максимальное количество сульфида титана (92,7% TiS) получилось при опыте, рассчитанном по реакции



Содержание сульфида цинка может быть снижено до 0,3—0,75%, причем все количество его выше 1500° переходит в раствор сульфида — окиси титана.

Сульфид сурьмы — окись титана — углерод. В следующей серии опытов сульфид цинка был заменен сульфидом сурьмы. Сульфид сурьмы Sb_2S_3 обладает следующими свойствами: точка пл. 540° ; при нагревании одновременно происходит испарение сульфидов сурьмы, диссоциация и испарение серы, после чего начинается кипение металлической сурьмы. Испарение сульфида начинается при 745° , кипение — при 1030° . Затем, после испарения серы температура поднимается до кипения металлической сурьмы 1635° .

Смеси для опыта приготовлялись из окиси титана (рутила 98% TiO_2), сульфида сурьмы (сурьмяный блеск 97% Sb_2S_3) и сахарного угля с 1,1% золы. Смеси на получение Ti_2S_3 рассчитывались по следующим уравнениям:

- 1) $2\text{TiO}_2 + \text{C} + \text{Sb}_2\text{S}_3 = \text{Ti}_2\text{S}_3 + \text{Sb}_2\text{O}_3 + \text{CO}$
- 2) $2\text{TiO}_2 + 4\text{C} + \text{Sb}_2\text{S}_3 = \text{Ti}_2\text{S}_3 + 2\text{Sb} + 4\text{CO}$
- 3) $2\text{TiO}_2 + 7\text{C} + \text{Sb}_2\text{S}_3 = \text{Ti}_2\text{S}_3 + 2\text{Sb} + 4\text{CO} + 3\text{C}$.

Смесь нагревалась в угольной трубчатой печи сопротивления при пропускании азота. Каждая из смесей нагревалась 1 час при 1330° и 1 час при 1530°. При 850° появлялись пары сульфида сурьмы, а при более высокой температуре в состав паров еще входила металлическая сурьма и немного серы. При взаимодействии сульфида сурьмы — окиси титана — углерода можно получить сплав, максимальное содержание сульфида титана в котором не превышает 40%. Больше всего Ti_2S_3 получено в том опыте, где было взято точно теоретическое количество угля, при температуре 1530°. Прибавлением избыточного по сравнению с рассчитанным количества сульфида сурьмы не удалось увеличить выход сульфида титана.

Сульфид железа—окись титана — уголь. Опыты с сульфидом железа были рассчитаны по трем, указанным выше теоретическим уравнениям (1) (2) (3). Опыты показали, что титан не оказывает влияния на уменьшение количества серы в железе, а только предохраняет от затвердевания кислородосодержащих эвтектик внутри выделившегося сульфида железа, так как раскисляет закись железа. В опытах, проведенных при температурах выше 1660°, по застывании получались 2 слоя — шлак и железо. В опытах при более низкой температуре не получается разделения на слои. В шлифе сплава, полученного при 1520°, можно найти сульфид железа, окись титана и металлическое железо с включениями серы.

Не вошедшая в реакцию окись титана находится в равновесии с раствором сульфида железа—сульфида титана. В случае повышенного содержания в смеси окиси титана она при нагревании переходит в нитрид или карбид титана. Содержание титана в железе возрастает с температурой.

Сульфид титана—сульфид алюминия—окись алюминия. Плавки, проведенные для определения растворимости сульфида титана в слое сульфида алюминия—окиси алюминия, показали, что при 1510° сульфид титана растворим в сульфиде алюминия только в малых количествах. Нерастворенный, крупнокристаллический темный сульфид титана заметно отличается от однообразного, тоннокристаллического серого сплава. Для опытов применялся сульфид алюминия, полученный синтетически из Al и S, или при взаимодействии сульфида цинка — окиси алюминия — угля. По первому способу при соотношении Al : S = 1 : 3 получается продукт с содержанием Al_2S_3 от 59,6 до 94%, остальное — Al_2O_3 . Сульфид

титана получался при взаимодействии сульфида цинка — окиси титана — углерода. Были проведены два ряда опытов: во-первых, сульфид титана прибавлялся к расплавленному сульфиду—окиси алюминия. Во-вторых, смесь сульфида цинка—окиси алюминия — окиси титана—угля нагревалась в угольном тигле. Опыты показали, что с увеличением количества сульфида титана (до 10—15%) точка плавления сульфида Al сильно повышается и при 1400° удается получить только вязкий неоднородный расплав. При опытах же, проведенных по второму методу (сульфид цинка—окись Al—окись Ti—уголь), удалось получить расплавы, содержащие только сульфид цинка (16% ZnS), но не сульфид Ti.

Резюме 1. По реакции $\text{TiCl}_4 + 2\text{H}_2\text{S} = \text{TiS}_2 + 4\text{HCl}$ при 550° получается сульфид титана, приблизительный состав которого TiS_2 . Теоретически при 450—500° должен получаться дисульфид TiS_2 и при 1100—1150° — полуторный сульфид Ti_2S_3 . При нагревании сульфида титана в нейтральной среде (азот) происходит диссоциация и получают продукты различного состава: при 1000° — Ti_2S_3 , при дальнейшем нагревании — раствор Ti_2S_3 и TiS. Выше 1400° начинается кипение и при $1950^\circ \pm 50^\circ$ расплавляется сульфид титана. Расплав имеет не совсем определенный состав, но содержит 45% S.

2. Сульфид и окись титана образуют, подобно сульфиду и окиси алюминия, жидкие растворы в пределах температур от 1440 до 1520°. Содержание сульфида титана колеблется от 20 до 65% в зависимости от температуры.

3. Сульфид железа и сульфид титана образуют твердые растворы. При этом сульфид титана действует, раскисляюще на содержащуюся в сульфиде железа закись железа.

4. При нагревании смеси сульфида цинка—окиси титана—угля образование сульфида титана начинается при 1200°. Полный переход в сульфид титана происходит при 1500° и достаточном количестве сульфида цинка.

5. При нагревании смеси сульфида сурьмы—окиси титана—угля удается получить только 40% сульфида титана в расплаве. Это следует объяснить сильной летучестью сульфида сурьмы.

6. Нагревание смеси сульфида железа — окиси титана — угля до температур выше 1540° (кипение) ведет к быстрому образованию сульфида титана. При этом получают 2 слоя; один — сульфида железа и сульфида титана, другой — слой металлического железа, содержащего при 1660° очень малое количество титана (0,9%). При недостаточном для полного перехода окиси титана в сульфид количестве сульфида железа в шлаковом слое присутствовали карбид и нитрид титана.

Р. С. Фридман

Прод
по ГС

налы
КЕ на 1935 г.

ГОРНЫЙ

Ежемесячный
технический с
ленности.

Подписная цена: на год—12 руб.,
на 3 мес.—7 р. 80 к.

УГОЛЬ ВОСТОКА

Ежемесячный технико-
кий и производственный журнал трес-
та Кузбассуголь. Издаётся в Ново-
сибирске.

Журнал рассчитан в основном на
средний адм.-технический персонал
угольного Кузбасса.

12 номеров в год

Подписная цена: на год—12 руб.,
на 6 мес.—6 руб., на 3 мес.—3 руб.

ЗА ТОРФЯНУЮ ИНДУСТРИЮ

Орган Главторфа и Научно-иссле-
довательского торфяного института.

Журнал является пособием для сту-
дентов торфяных вузов и технику-
мов.

10 номеров в год

Подписная цена: на год—12 руб.,
на 6 мес.—6 руб.,

РАЗВЕДКА НЕДР

Орган Главного геологического, ги-
дрогеологического и геодезического
управления НКТП СССР (ГГГГУ).

24 номера в год

Подписная цена: на год—10 р. 80 к.,
на 6 мес.—5 р. 40 к., на 3 мес.—
2 р. 70 к.

ПРОБЛЕМЫ СОВЕТСКОЙ ГЕОЛОГИИ

Орган Главного геологического, ги-
дрогеологического и геодезического
управления (ГГГГУ), ЦНИГРИ и
НИТО геологов.

12 номеров в год

Подписная цена: на год—26 р. 40 к.,
на 6 мес.—13 р. 20 к., на 3 мес.—
6 р. 60 к.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

Орган Института минерального сырья.

12 номеров в год

Подписная цена: на год—16 р. 80 к., на 6 мес.—8 р. 40 к.,
на 3 мес.—4 р. 20 к.

ГОРЮЧИЕ СЛАНЦЫ

Орган Союзсланца.
Рассчитан на инженерно-технический персонал предпри-
ятий, научных работников, хозяйственников, десятников
и мастеров.

6 номеров в год

Подписная цена: на год—9 руб., на 6 мес.—4 р. 50 к.

ПО НЕФТЯНОМУ ДЕЛУ

НЕФТЬ

Популярно-технический журнал
Главного управления нефтяной про-
мышленности НКТП СССР

Журнал рассчитан на рабочих сред-
ней и высшей квалификации, на тех-
ников и учащиеся нефтяных технику-
мов.

20 номеров в год

Подписная цена: на год—10 руб.,
на 6 мес.—5 руб., на 3 мес.—2 р. 50 к.

НЕФТЯНОЕ ХОЗЯЙСТВО

Ежемесячный орган Главного управ-
ления нефтяной промышленности
НКТП СССР.

12 номеров в год

Подписная цена: на год—30 руб.,
на 6 мес.—15 руб., на 3 мес.—7 р. 50 к.

ГРОЗНЕНСКИЙ НЕФТЯНИК

Ежемесячный научн.-технич. журнал,
орган Грознефти и Союза нефтяни-
ков.

12 номеров в год

Подписная цена: на год—20 руб.,
на 6 мес.—10 руб., на 3 мес.—5 руб.

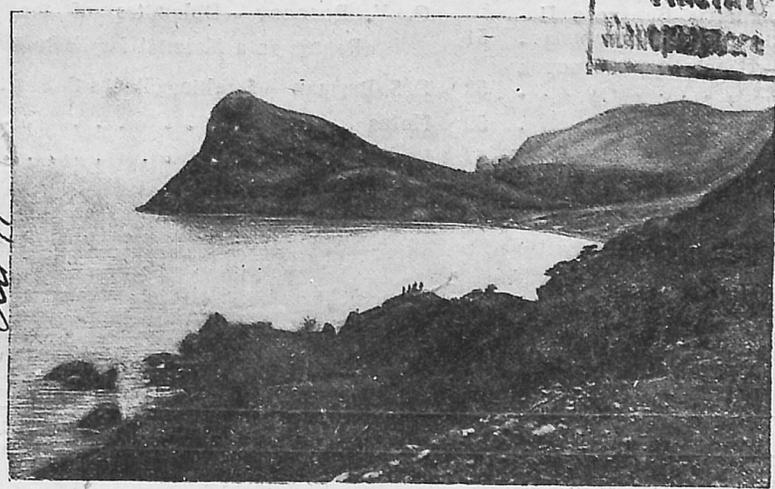
Подписку на журналы и деньги направляйте по адресу: Москва 19, Гоголевский бульвар 27, Главной
конторе периодических и подписных изданий ОНТИ „Техперидома“.

Деньги можно также перечислять на расчетный счет Главной конторы ОНТИ „Техперидома“ № 40157 в
Моск. обл. конторе Госбанка.

Подписка принимается: отделениями, магазинами и уполномоченными ОНТИ, снабженными соответствующими
удостоверениями, по квитанционным книжкам со штампом 1935 г. на квитанции (без штампа квитанционные книжки
недействительны), а также общественными сборщиками подписки на предприятиях, всеми отделениями и магази-
нами Когаза, всеми почтовыми отделениями и письмомосамаи.

151203 5/607 2051

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ



ГОС. ОБЪЕДИН. НАУЧНО-ТЕХНИЧ. ИЗД-ВО

№ 10

МОСКВА-ЛЕНИНГРАД

ГОД X

1935

	Стр.		Page
Передовая	1	Editorial	1
М. С. Гофштейн — База нерудного сырья Кузнецкого металлургического комби- ната	4	M. S. Hofstein — Nonmetallic Raw Materials for the Kuznezsk Metallurgical Combinat e	4
В. Г. Орловский — Добыча и переработка флюсовых известняков в США	12	V. G. Orlovsky — Mining and Teratment of Fluxing Limestones in USA	12
А. Д. Федосеев, К. Н. Кюнер, Л. П. Павло- ва — Огнеупорные глины Таварков- ского месторождения поля шахты № 54	27	A. D. Fedoseev K. N. Küner, L. P. Pavlova — Refractory Clays of the Tovarkovsky De- posit (Shaft № 54)	27
И. В. Шманенков, Э. М. Черномордик, М. М. Казанцева и Б. Н. Кац — Очист- ка доменного газа от хлористых сое- динений при плавке титаномагнетитов	33	I. V. Shmanenkov, E. M. Chernomordik, M. M. Kazantzeva, and B. N. Katz — Re- moving Chlorin Com pounds From Blast- Furnace Gas in Smelting Titaniferous Magnetites	33
М. А. Эйгельс — Обогащение графитосодер- жащих скрапов (спелн) литейного чу- гуна	41	M. A. Eigheles — Concentration of Graphite bearing Scrap of Foundry Cast Iron	41
Ю. А. Розанов — Доломиты Верхнего По- волжья как облицовочный материал	51	G. V. Rosanov — Dolomites of the Upper Region as a Material for Facings	51
Проф. С. С. Берман — Плавка горных пород в шахтных печах	53	S. S. Berman — Smelting Rocks in Shaft Kilns	53
Заметки	59	Notes	59
Библиография	62	Reviews	62

На обложке: Месторождение металлургического известняка в Крыму (Судак)

Ответственный редактор проф. Н. Ф. Федоровский
Уполн. Главлита В-30095
Тираж 2665 экз. Сдано в пр-во 23/IX 1935 г.
Число зн. в п. л. 80 тыс.

Технич. редактор О. Залышкина
Ст. Ат. Б5 — 176×250 1/16 доля
Подписано к печати 21/X 1935 г.
4 печатных листа

2/1175 6/607 Пролетарии всех стран, соединяйтесь!

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

О Р Г А Н
ВСЕСОЮЗНОГО ИН-ТА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

№ 10

1935 г.

БИБЛИОТЕКА
Института
Минерального Сырья

Год X

2/1175

Научно-производственная конференция по вопросам реконструкции Москвы

Грандиозный план работ по реконструкции пролетарской столицы, выражающий все величие новой эпохи человечества, эпохи социализма и сталинскую заботу о трудящихся, был встречен научно-технической общественностью страны с исключительным подъемом. Горячее желание как можно скорее ответить на решение ОНК СССР и ЦК ВКП(б) непосредственным участием в конкретизации великого плана работ, в его осуществлении, начиная с первых этапов, руководило общественностью Института минерального сырья, поднявшей вопрос об организации для помощи Моссовету производственно-технической конференции геологов и строителей Москвы по вопросам реконструкции.

Инициатива инженерно-технических организаций была поддержана Главным геологическим управлением НКТП и президиумом Моссовета. Созданная и работавшая под руководством акад. И. М. Губкина организационная комиссия привлекла к подготовке и участию в работах конференции большинство научно-технических сил столицы: Главное геологическое управление, научно-технические коллективы Института минерального сырья и Московского геологоразведочного треста; представители институтов Академии наук СССР, строительных и планировочных органов Моссовета, ВНИТОгео, ВНИТОруд, ВНИТОстроителей, Мосрайбюро ИТС и ЦБ ИТС союза геологоразведок и другие организации приняли активное участие в работах конференции.

Во вступительном слове на открытии конференции акад. И. М. Губкин охарак-

теризовал стоящие перед конференцией задачи и значение проблемы, поставленной перед научно-техническими силами и промышленностью страны решением партии и правительства о превращении в течение 10 лет Москвы старой, несущей следы средневековья и анархии капиталистического общества, в Москву новую, достойную столицу первого в мире пролетарского государства, достойную великой эпохи создания бесклассового общества, эпохи Сталина.

Грандиозный объем работ, намеченных к проведению по единому научно-разработанному плану, еще раз покажет трудящимся всего мира ту высоту, на которую способно подняться под руководством коммунистической партии творчество пролетарских и колхозных масс, творчество трудовой интеллигенции нашей великой родины.

Волпощенные в прекрасные архитектурные формы Дворец советов, здания наркоматов и Академии наук, сотни школ и других общественных учреждений, 2 500 крупнейших жилых домов, многоводная и судоходная река Москва с ее каналами и красивейшими набережными, новые магистрали в городе—все это останется памятником наших героических дней, дней труда и побед. Роль геологов и строителей в выполнении одной из великих задач нашего времени и почетна и ответственна.

На пленарном заседании начальник отдела планировки Моссовета г. Булышев подробно осветил ход работы по составлению великого плана работы, начатой по инициативе товарища Сталина и проведенной под руководством и при

непосредственном участии товарища Л. М. Кагановича.

Принятое направление работ по реконструкции, увязывающее исторически сложившуюся радиально-кольцевую структуру города с задачами коренного изменения всех условий жизни и транспорта в новой Москве, с задачами превращения пролетарской столицы в самый красивый и здоровый город мира, было выдвинуто первым московским большевиком, товарищем Л. М. Кагановичем.

К реконструированию в 10-летний срок города, складывавшегося в течение восьми веков, к созданию в 10 лет 15 млн. м² новой жилой площади, т. е. к постройке второй Москвы, но Москвы совершенно иной, Москвы социалистической, страна подошла через победы на фронтах борьбы за строительство тяжелой индустрии, борьбы за коренную перестройку сельского хозяйства, за укрепление оборонной способности, за создание и формирование в этой борьбе нового человека. И план реконструкции пролетарского города имеет одну отличительную особенность—он весь с начала до конца пронизан величайшей заботой и любовью к человеку, к строителю социалистического общества.

Ныне существующая плотность застройки, доходящая в центре до 50% при 2 и 3-этажных домах, дает заселенность жилого квартала в 1 000 чел. на 1 га. Увеличение этажности жилых зданий (минимум 6 этажей), уменьшение плотности застройки до 25% и увеличение площади жилого квартала с 1,5—2 до 9—15 га дадут полную возможность создать здоровые и радостные условия жизни, обеспечить квартал зеленью, физкультурными площадками, яслями и другими культурно-бытовыми учреждениями.

Для выполнения намеченных работ потребуется громадное количество каменного сырья и стройматериалов. Существующая мощность промышленности стройматериалов не может обеспечить запросы запроектированного строительства. На 10 лет потребуется бута 9 815 тыс. м³, гравия 13 100 тыс. м³, песка 22 400 тыс. м³, кирпича 10 488 млн. шт. Эта огромная потребность требует немедленного развертывания промышленности нерудных ископаемых, требует создания ряда новых производств, применения последних достижений техники,

организации крупных механизированных карьеров по добыче и заводов по обработке камня.

Уже в 1935 г. капиталовложения на нерудные материалы выражаются в 11,9 млн. руб., а на 1936 г. 16,2 млн. руб. Общий же объем капиталовложений на развитие промышленности строительных материалов определяется для 1935 г. 39 млн. руб. и для 1936 г. 168,9 млн. руб.

Имеющие место в настоящее время распыление добычи по мелким кустарным карьерам и крайне отсталая организационная форма нерудной промышленности Московской области, являющаяся в основном промышленностью самозаготовителей, должна быть переведена на путь крупной механизированной индустрии, должна быть заменена целеустремленной работой специализированных горных трестов, концентрирующих добычу бута, щебня и гравия в небольшом числе крупных карьеров. Для транспортировки бута, щебня и гравия необходимо максимально использовать главные водные артерии Московской области—Оку и Москва-реку. Помимо железнодорожного и водного транспорта, необходимо обеспечить доставку материалов из ближайших к городу районов автотранспортом. Вопрос о подземной добыче известняка под территорией Москвы в ее лесопарковой зоне может коренным образом изменить условия снабжения столицы каменным сырьем. Для снабжения строительства облицовочным материалом необходимо организовать добычу и обработку облицовочных плит на близко расположенных карьерах. Для обеспечения механизации карьерного хозяйства необходима организация производства на выделенных для этой цели предприятиях ченнелеров, канатных пил, станков для распиловки, шлифовки и фрезерования.

Для ускорения темпов строительства крупнейших промышленных учреждений, для вовлечения большего ассортимента строительного сырья и материалов и сокращения потребности их необходимо развивать каркасно-сборную систему гражданского строительства с применением взамен бута жестких бетонов с наполнителем из щебня и гравия.

В целях рационализации перевозок стройматериалов необходима организация в наиболее удобных прирельсовых и

приречных пунктах механизированных погрузочных и разгрузочных баз и применение специальных типов автомашин для перевозок стройматериалов. В непосредственной близости от погрузочно-разгрузочных баз должны быть размещены стройкомбинаты для централизованного приготовления бетонов и растворов, для изготовления железобетонных сборных конструкций и блоков—заполнителей каркаса.

Разведанность сырьевой базы нерудной промышленности в настоящее время страдает теми же недостатками, как и сама нерудная промышленность: разведанные ресурсы строительного сырья размещены и распылены в сотнях отдельных месторождений. Крупные суммарные разведанные запасы карбонатного сырья в Московской области не дают возможности проектировать добычу в больших масштабах в приречной зоне Оки и Москва-реки, несмотря на наличие в ней мощных залежей высококачественных известняков. Для устранения неэффективного расходования средств отдельными хозорганами на геологоразведочные работы по изучению сырьевой базы нерудной промышленности необходимо централизованное финансирование и планирование геологоразведочных работ и технико-экономических исследований для выбора точек, на которых возможна организация крупных механизированных карьеров при наилучших условиях транспорта каменного сырья, его переработки на стройкомбинатах и рационального размещения по объектам строительства.

Для участков, подлежащих застройке или предназначенных для инженерных сооружений, а также для участков с отрицательными физико-геологическими условиями (оползни, овраги, заболоченность, размыв и пр.), угрожающими устойчивости, должны быть проведены специальные исследования, масштаб и характер которых определяются как особенностями геологического строения и гидрогеологических условий подлежащих застройке участков, так и характером проектируемых сооружений. Необходимо проработать единую методику гидрогеологических и инженерно-геоло-

гических исследований, особенно в части способов проходки разведочных выработок, их документации, изучения физико-механических констант грунтов и оценки их строительных свойств. Совершенно необходимы проработка ряда методологических вопросов и составление инструкций по инженерно-геологическому картированию, по отбору образцов с ненарушенной структурой и естественной влажностью, по методике массового изучения физико-механических свойств горных пород, по изучению влияния подпора воды в речных долинах, водохранилищах и каналах на грунтовые воды городской территории и выяснение влияния последних на осадку существующих и возводимых сооружений, по разработке норм для проектирования типовых оснований и допустимых нагрузок на типичные грунты в районе Москвы, по применению геофизических методов разведки при инженерно-геологических исследованиях, по классификации горных пород для строительных целей, по охране подземных вод в отношении их ресурсов и качества и по изучению условий заложения фундамента в трудных инженерно-геологических условиях (оползни, размывы, заболоченность и т. д.).

Для глубокого всестороннего единого освещения всех научно-технических проблем, связанных с реконструкцией Москвы, необходимо провести оперативные мероприятия, обеспечивающие участие в этих работах всех геологических организаций и научно-исследовательских институтов столицы.

Успешное выполнение поставленных конференцией вопросов по обеспечению строительства высококачественным и дешевым минеральным сырьем, по гидрогеологическому и инженерно-геологическому изучению территории столицы даст возможность архитекторам и строителям своевременно и успешно выполнить великий заказ партии и правительства, перестроить и расширить современный город и в 10 лет превратить красную Москву в самый красивый, самый благоустроенный город не только нашей страны, но и всего мира.

М. С. Гофштейн

База нерудного сырья Кузнецкого металлургического комбината

Статья дает краткий очерк состояния сырьевой базы нерудных ископаемых Кузнецкого металлургического комбината. В результате плохой организации геологоразведочных работ комбинат в настоящее время оказался в тяжелом положении в смысле снабжения нерудным сырьем (известняком, доломитом, огнеупорными глинами и др.). В статье выдвигается ряд предложений для устранения допущенных комбинатом ошибок.

В 1935 г. для покрытия потребности заводов черной металлургии Союза необходимо добыть и отправить на заводы 9 млн. т металлургического известняка. Для 1936 г. эта цифра увеличивается до 10,5 млн. т, для 1937 г.—до 14 млн. т и в последующие годы, в частности для 1939—1940 гг., потребность заводов черной металлургии в известняке вырастает до колоссальной цифры—20 млн. т в год.

Столь интенсивный рост потребности в металлургическом известняке определяется только абсолютным увеличением объема выплавки металла как доменным, так и сталеплавильными цехами металлургических заводов, так как коэффициенты расхода флюсов для всех указанных лет нами планируются несколько понижающимися из года в год.

Одновременно с количественным ростом потребности во флюсах в процессе совершенствования всего комплекса металлургической технологии растут требования к качеству потребляемых заводами флюсов. Если технические условия поставки известняков прошлых лет и даже 1935 г. позволяли рудникам добывать и отправлять на металлургические заводы известняки с содержанием SiO_2 до 4% при габарите куска до 200 мм и с загрязнением низшими классами (0—25 мм) до 4,5%, то с момента введения стандарта на металлургические известняки, ныне уже разработанного, технические условия будут более жесткие: содержание SiO_2 не выше 2—2,5%, кусковатость в пределах 25—125 м, при минимальном содержании примеси низших классов (не выше 1—1,5%).

Требования качественного и количе-

ственного роста производства металлургических известняков определяют, с одной стороны, перспективы развития новых и эксплуатируемых месторождений, а с другой стороны—ставят перед промышленностью нерудных ископаемых новые задачи с точки зрения перегруппировки и перераспределения основного капитала этой промышленности, а также ее технического перевооружения.

Механизация и рационализация добычи, дробления, обогащения и сортировки металлургических известняков является тем единственно правильным комплексом методом обработки полезного ископаемого, который гарантирует качество его наряду с выполнением количественных показателей.

Подобная организация добычи и обработки совершенно естественно ведет к полному отказу от эксплуатации месторождений, промышленные запасы которых по количественным и качественным показателям не могут обеспечить организации и существования на их базе законченного механизированного горного предприятия на полный амортизационный период.

С этой точки зрения всю систему организации хозяйства нерудных ископаемых на Кузнецком металлургическом комбинате следует оценить как явно неудовлетворительную и не обеспечивающую нормальную работу комбината не только за пределами второго пятилетия, но даже и в 1936 г.

Решительные и энергичные шаги, предпринимаемые в настоящее время новым руководством комбината в лице т. Бутенко, направленные к оздоровлению всего хозяйства нерудных ископаемых Кузнецка, в том случае, если они будут реализованы до конца и в соответствии с выработанной программой, могут в значительной мере парализовать вредное влияние порочной системы организации хозяйства неметаллических ископаемых на работу комбината. Однако вне зависимости от этого ошибки остаются ошибками, причем на

Кузнецке были допущены настолько грубые ошибки, что о них полезно поговорить с той точки зрения, чтобы «другим неповадно было».

Кузнецкий металлургический комбинат для нужд текущего производства в настоящее время ежедневно употребляет 1500 т металлургического известняка, 200 т доломита, 100—120 т динасовых кварцитов и около 200 т огнеупорной глины. В соответствии с этой потребностью программа по добыче металлургического известняка для Кузнецкого комбината на 1935 г. установлена в размере 630 тыс. т, доломита 80 тыс. т, кварцитов 35 тыс. т, огнеупорной глины 60 тыс. т.

Сырьевые источники комбината в большинстве случаев находятся в значительном отдалении от него, в частности, гурьевские известняковые разработки расположены в 150 км от завода, антоновские кварцитные рудники (Суджинское месторождение) расположены в 500 км от завода, ариничские рудники огнеупорных глин—в 220 км, мойские рудники огнеупорных глин расположены на расстоянии 1700 км, ныне ликвидированный Качинский доломитный рудник расположен у Красноярска в 600—700 км от Кузнецка.

Столь значительное отдаление сырьевых баз от места потребления сырья могло бы быть признано основательным только в том случае, если бы промышленное значение всех перечисленных месторождений как с количественной, так и с качественной стороны не вызывало никаких сомнений и если можно было бы с уверенностью утверждать, что более надежных месторождений и притом расположенных ближе к комбинату не имеется.

Однако ни первое ни второе требования в данном случае не соблюдены, и на основе уже не геологического, а «эксплуатационного изучения» месторождений нерудного сырья Кузнецкого комбината приходим к выводу, что большинство из перечисленных месторождений является далеко не надежными сырьевыми базами для такого крупного завода, каким является Кузнецкий.

В чем заключалось это, так называемое местными работниками, «эксплуатационное изучение» и почему оно оказалось роковым и для месторождений и для Кузнецкого завода, мы расскажем

ниже, пока же мы вынуждены констатировать, что важнейшие и основные сырьевые предприятия Кузнецкого металлургического комбината заложены на месторождениях, совершенно неразведанных и ни в какой мере не изученных, причем результаты столь легкомысленного и пренебрежительного отношения ко всему комплексу вопросов, связанных с планированием и организацией нерудного хозяйства комбината, сказываются уже в настоящее время на его работе.

Краткое описание и характеристика ныне эксплуатируемых месторождений помогут нам глубже вскрыть сущность ошибок, допущенных Кузнецким комбинатом при решении почти всех вопросов, связанных с организацией неметаллической горносырьевой базы.

Гурьевские разработки металлургических известняков. План добычи на 1935 г. установлен в размере 630 тыс. т. Планируемая добыча на 1936 г.—700 тыс. т, на 1937 г. 820 тыс. т. В последние годы для покрытия потребности Кузнецкого комбината в известняках добыча по гурьевским карьерам достигнет цифры 1350 тыс. т в год.

Месторождение эксплуатируется открытым способом. Карьеры расположены на левом берегу р. Бочата при впадении в нее р. Салаирки. Месторождение известняков загрязнено большими включениями (карстовые карманы) красных и желтых глин, сланцев и мергелей. Разрабатываются месторождения тремя уступами мощностью от 3 до 5,5—6 м каждый. Бурение механизировано. Все остальные процессы производятся вручную, если не считать частично механизированного дробления известняков на временной дробилке Бергер производительностью около 30 т/час. Откатка преимущественно конная. В некоторых случаях для транспорта известняка к временной дробилке и на эстакады применяются выгажные лебедки. Рудник располагает тремя компрессорами по 20 м³ каждый и 17 перфораторами. Внутрикьерная откатка организована на колее 600 мм. Погрузка известняка осуществляется вручную и частично экскаваторами, установленными на погрузочных складах. На карьерах заняты 1500 рабочих. Ежегодная добыча на карьерах колеблется в пределах 1200—1500 т.

Разведка всего эксплуатируемого полигона не производилась, если не считать поверхностного опробования канавами склонов эксплуатируемого холма, а также опробования делювия. Несмотря на отсутствие разведок, составлен проект разработок, правда, до этого времени не реализованный.

В настоящее время определена полная неблагонадежность в отношении запасов всего ныне разрабатываемого участка и невозможность продолжать на нем эксплуатационные работы уже в ближайшее время. Максимальные запасы гурьевских карьеров могут быть оценены при использовании всех резервов в размере не превышающем 600—800 тыс. т известняка, часть которого к тому же не может быть вынута как находящаяся под откаточными путями известковым заводом и другими сооружениями. Если учесть еще то обстоятельство, что на базе именно этого участка Кузнецким комбинатом построена прекрасная, оснащенная современной техникой дробильно-обогащительная и сортировочная фабрика, начата постройка рабочего поселка, подведены пути к магистральным путям НКПС, сооружено капитальное здание компрессорной, то станет очевидным, в какой мере в настоящий момент усложнилась задача организации бесперебойного питания комбината металлургическими известняками. Поскольку в нашей статье речь идет об изучении ошибок, допущенных Кузнецким комбинатом, не лишенным интереса будет для характеристики положения гурьевских разработок в настоящий момент представить слово главному инженеру нерудных ископаемых комбината т. Зуеву.

Инж. Зуев сообщает: «Запасы известняка на гурьевских карьерах были определены в свое время в 6500 тыс. т по категориям А+В+С. В процессе работ выявилась сильная замусоренность месторождения красными и желтыми глинами и включениями сланцев и мергелей, а также сильное нарушение месторождения. В итоге произведенных в 1935 г. дополнительных разведочных работ выявилась неблагонадежность данного месторождения и невозможность продолжать на нем работы по добыче известняка». В свое время в период отставания черной металлургии, нарком тяжелой промышленности

т. Орджоникидзе имел все основания для того, чтобы обвинить южные металлургические объединения в недопустимо барском и пренебрежительном отношении к хозяйству неметаллических ископаемых черной металлургии. Из приведенных же слов инж. Зуева можем констатировать, что Кузнецкий комбинат в этой области последовательно не только совершил, но даже углубил те нездоровые тенденции, проявление которых на юге было в свое время категорически осуждено наркомом тяжелой промышленности т. Орджоникидзе.

В настоящее время задачу организации мощных разработок металлургических известняков для Кузнецка приходится решать со многими известными (железнодорожная ветка, подъездные пути, фабрика, рабочий поселок и пр.) и при одном неизвестном (месторождении). Вопрос сейчас состоит в подготовке к эксплуатации и притом в самые короткие сроки месторождения известняков, расположенного в непосредственной близости и к дробильной фабрике и к тому рабочему поселку, который в настоящее время сооружен и сооружается на старых гурьевских карьерах. Несомненно, что при этих условиях решение всех вопросов организации горного хозяйства очень сложно и трудно и таит в себе много органических пороков и, в известной мере, стимулирует паллиативность решения некоторых вопросов.

Кузнецким комбинатом в настоящее время ведутся срочные разведки месторождения известняков, находящихся в 5 км от старогурьевских разработок на правом берегу р. Бочата. Запасы этого месторождения по самым предварительным подсчетам могут быть оценены в 10—12 млн. т, причем загрязненность месторождения карстовыми карманами, выполненными глиной и мергелями, будет иметь место применительно и к этому месторождению. Таким образом даже в том случае, если в результате ныне организованной детальной разведки цифра в 12 млн. т известняка на новом месторождении будет подтверждена, мы не сможем считать Кузнецкий комбинат обеспеченным надежной флюсовой базой, не говоря уже о невозможности рационального использования основного капитала, вложенного в этот участок.

Таким образом флюсовое хозяйство Кузнецкого комбината остается и по сию пору проблемой, причем недельное и в известной мере пренебрежительное отношение комбината к этому участку в свое время бесконечно усложнило разрешение этой проблемы, сравнительно легко решаемой в условиях широкого распространения месторождений известняков в Сибири в непосредственной близости к Кузнецкому комбинату.

Антоновские карцитные рудники (Суджинское месторождение) расположены в 9 км от станции Суджинка, с которой соединены подъездной ширококолейной веткой, сооруженной Кузнецким комбинатом. От Кузнецка рудники находятся на расстоянии 500 км. Эксплуатация месторождения производится вручную. На базе этого месторождения выстроен рабочий поселок, подведена линия высоковольтной передачи, монтируются компрессора. Разведка месторождения так же, как и по гурьевскому, не производилась, причем основанием для промышленного освоения участка и капитального строительства на нем послужило исключительно поверхностное опробование его, произведенное в 1929 г.

Работа на этом месторождении показала, что эксплуатируемый участок перекрыт мощными наносами, что свыше 30% залегающих на этом участке кварцитов выветренные и загрязненные глиной и что запасы их весьма ограничены. Вот что по поводу этого участка пишет начальник геологоразведочного отдела Кузнецкого комбината инж. Фомичев: «Разведочные работы, поставленные здесь комбинатом в середине 1934 г., дают нерадостные результаты для будущности карьеров, так как запасы участка весьма ограничены, с одной стороны, а при дальнейшей добыче кварцитов, кроме вскрыши торфов, придется добывать и глину, включенную в кварциты, и, вероятно, сланцы, перемежающиеся с последними».

Свое описание всей этой «безрадостной картины» инж. Фомичев заканчивает предположительными мыслями о переносе добычи кварцитов в Горную Шорию или Салтонский район, «где поисковоразведочные работы в 1932—33 гг. показывают наличие больших массивов чистых кварцитов».

Таким образом проблему динасовых кварцитов для Кузнецкого комбината также нельзя считать разрешенной, причем вложение значительных средств, произведенное на Антоновском участке, определяет необходимость самого тщательного геологического изучения всего Суджинского месторождения с тем, чтобы обеспечить возможность амортизации основного капитала антоновских рудников.

У нас есть все основания предполагать, что в некотором отдалении от ныне разрабатываемого участка комбината будут найдены пригодные для изготовления динаса кварциты, однако и здесь организация горного предприятия на началах, аналогичных Гурьевскому району, создаст большие трудности и определит ряд затруднений в рациональной эксплуатации месторождения.

Качинский доломитовый рудник расположен около Красноярска. К руднику ведет построенная комбинатом подъездная железнодорожная ветка нормальной колеи протяжением 7,5 км. На руднике отстроен рабочий поселок. Начато строительство горно-промышленных объектов.

Разведки поискового характера производились на Качинском месторождении в 1927 г., и на основе данных этой разведки начато промышленное освоение района; однако к моменту пуска мартеновского цеха на Кузнецком комбинате выяснилось, что доломиты Качинского месторождения для металлургических целей являются непригодными, и по существу на Каче оказались не доломиты, а высококремнистые магnezальные известняки.

В 1934 г. качинский рудник ликвидируется. Кузнецкий комбинат начинает получать доломит с месторождения Большая Гора, расположенного в 0,5 км от рудника Темир-тау, где по данным геологических разведок 1932—1933 гг. имеются большие залежи приемлемого качества доломитов.

«Характерно,— сообщает Фомичев,— что в 1928 г. среди этих доломитов разведывалось железорудное месторождение этого же наименования, но на доломиты не обратили внимания». Кроме темирских доломитов, в Горной Шории в 1933 г. найдены первоклассные доломитовые залежи с неограниченными за-

пасами вблизи железорудного Шерегешевского месторождения.

На примере бесславной организации рудника на базе несуществующего Качинского месторождения доломита сказалось в самом сконцентрированном виде все то недлепо пренебрежительное отношение комбината к обеспечению своих же нужд в неметаллическом сырье, вся та неделовитость и легкомыслие, которыми вообще характеризовалась деятельность комбината в области организации хозяйства нерудных ископаемых до самого последнего времени.

Месторождения огнеупорных глин. К счастью, для этого вида нерудного сырья, добыча его на Кузнецке почти не организована, и поэтому повторение столь грубых ошибок по разработке месторождений огнеупорных глин не имело места. Правда, нужно считать большой ошибкой комбината отсутствие до сего времени организованного предприятия по добыче огнеупорных глин, однако отсутствие такого предприятия в данном случае меньше зло, чем наличие его на базе несуществующего или вырабатывающегося месторождения.

Кузнецкий комбинат питается огнеупорными глинами месторождений почти всего Союза. Ариничевские карьеры, заложенные на базе Ариничевского месторождения огнеупорных глин с выявленными запасами порядка 130—150 тыс. т в качестве основной базы питания Кузнецка огнеупорным сырьем, расценены быть не могут. То же относится и к Мойскому месторождению огнеупорных глин, находящемуся в Казахстане в 1700 км от Кузнецка. Оба эти месторождения благодаря дороговизне транспорта сырья на завод (с Ариничево до ст. Гурьевск 70 км автомашинами и со ст. Гурьевск до Кузнецка 180 км в вагонах НКПС, с майских карьеров до Павлодара по Иртышу с перевалкой в Павлодаре на железнодорожный транспорт) должны быть в течение одного ближайшего года заменены Березовским месторождением огнеупорных глин, расположенных в Салтонском районе в 130 км от завода. Это месторождение разведано, качественно опробовано и по запасам имеет благоприятную оценку (8—10 млн. т огнеупорной глины). К Березовскому месторождению в настоящее время комбинатом проводится узкоко-

лейная дорога. Гипроруда заканчивает проект вскрытия месторождения и его эксплуатации открытым способом.

Таково краткое описание основных месторождений и разработок неметаллических ископаемых Кузнецкого металлургического комбината.

Анализ и оценка каждого из элементов этого хозяйства в отдельности и всего комплекса хозяйства в целом сигнализируют о полном неблагополучии на этом участке и о полной непригодности этого хозяйства служить постоянной и надежной базой питания Кузнецкого завода нерудным сырьем.

Несмотря на то, что на организацию этого хозяйства по самым скромным подсчетам затрачено свыше 20 млн. руб. на капитальное строительство и освоение месторождений, несмотря на то, что по поводу «минеральной базы» Кузнецкого комбината написаны объемистые труды работниками самого же комбината, несмотря на довольно широкое распространение в Сибири месторождений известняков, доломитов и огнеупорного сырья, Кузнецкий комбинат, заканчивающий строительство своих гигантских металлургических цехов, не создал и не имеет надежного и крепкого тыла по неметаллическому сырью.

Такое положение вещей является особенно нетерпимым, поскольку снабжение Кузнецкого комбината сырьем из месторождений, расположенных вне Сибири, является совершенно невозможным.

Наоборот, все источники неметаллического сырья, организуемые ныне Кузнецким комбинатом, должны в будущем играть роль центральных баз для всей сибирской металлургии, а поэтому то, что сделано до настоящего времени Кузнецким комбинатом на этом участке, ни в какой мере не свидетельствует о дальновидности и экономической прозорливости организаторов этого хозяйства.

В условиях отдаленности Сибири от всех промышленных центров Союза в свете тех задач, которые поставлены перед сибирской черной металлургией правительством, мы должны при организации сырьевых баз для ныне работающего Кузнецкого металлургического комбината иметь в виду не только удовлетворение этим сырьем его потребностей, но обязательно строить рудники на базе таких месторождений, надеж-

ность которых гарантировала бы снабжение нерудным сырьем всей черной металлургии Сибири. К сожалению, вся ныне организованная неметаллическая база Кузнецка не отвечает всем указанным требованиям и это ее основной порок.

С точки зрения изучения ошибок Кузнецкого комбината не лишним будет остановиться на причинах, определивших столь неудачную организацию горносырьевых предприятий Кузнецкого комбината. Здесь мы вынуждены еще раз в качестве основной причины упомянуть о явно пренебрежительном и барском отношении, которое проявили строители металлургического гиганта к этой отрасли хозяйства.

Работники комбината недооценили роль геологоразведочных работ.

В результате этой недооценки почти все предприятия неметаллических ископаемых комбината оказались приуроченными к неблагоприятным низкокачественным и мало перспективным месторождениям.

Немалую роль в этом отношении сыграла недооценка проектирования этих предприятий, а в некоторых случаях даже отрицание необходимости в составлении проектов, в результате чего большинство предприятий нерудного хозяйства не имеет ни проектов ни смет и развитие их происходит в соответствии с желаниями и уменьем очень часто меняющегося хозяйственного и технического руководства.

До самого последнего времени хозяйство нерудных ископаемых не имело единого и стабильного управленческого руководства, и по свидетельству нач. геологоразведочного отдела комбината инж. Фомичева всякого рода управленческие реорганизации происходили не менее 2—3 раза в год.

Особенно показательным в этом отношении нужно считать передачу рудников по нерудному сырью в ведение управления подсобными предприятиями, у которого в период строительства доминирующими функциями было обслуживание кирпичных заводов, деревообделочных цехов и т. п.

Передача «на откуп» хозяйства нерудных ископаемых всякого рода хозяйственным единицам, ничего общего с этой отраслью промышленности не имеющим, вообще говоря, является

традицией, с которой пришлось вести большую и упорную борьбу и на юге Союза и на Урале.

Приходится жалеть, что молодой гигант советской металлургии, первенец пятилетки, повторил в своей практике эти давно осужденные традиции.

Примером такой недопустимой практики могут служить гурьевские известняковые разработки.

1. До 1930 г. эти разработки были в ведении Гурьевского завода.

2. В 1930 г. (в начале года) — в ведении горного отдела комбината.

3. В 1930 г. (середина года) — в ведении Гурьевского завода.

4. В 1930 г. (конец года) — в ведении бюро горных работ комбината.

5. В 1931 г. — в ведении управления подсобными предприятиями.

6. В 1932—1933 гг. (до сентября) — опять в ведении Гурьевского завода.

7. В 1933 г. (конец года) и в 1934 г. — в ведении горного управления комбината.

8. В 1935 г. (начало года) — в ведении управления нерудных ископаемых комбината.

9. В 1935 г. (середина года) — в ведении вновь организованного Гурьевского горнозаводского района.

Только одной этой «организационной свистопляски» совершенно достаточно для того, чтобы повернуть вспять развитие любого предприятия, и тем более этого было достаточно для гурьевских карьеров, ко всему этому обладавших целым рядом органических пороков и не имевших в лице руководства комбината твердого опекуна и попечителя.

Организационные неурядицы как одна из причин, определивших неблагоприятные неметаллической базы Кузнецка, нами приводятся для того, чтобы лишним раз подчеркнуть, что от вопросов организационного порядка вообще, а в том числе и на участке нерудных ископаемых нельзя отмахиваться как от вопросов второстепенных, а такие тенденции имели и имеют место не только в Сибири, но и на Урале.

Говоря о недооценке геологоразведочных работ, следует вернуться к тому способу утверждения своих ошибок, который работниками Кузнецка облечен в невинную форму «эксплоатационного изучения месторождений».

От этой формы изучения месторож-

дений Кузнецку впредь нужно отказаться категорически.

В переводе на технический язык эту форму следовало бы расценивать как эксплуатационную разведку, однако применение последней является целесообразным и необходимым в том и только в том случае, если у эксплуатационников имеется полная уверенность в надежности эксплуатируемого месторождения и если производству эксплуатационной разведки предшествовала детальная разведка всего месторождения.

Подмена детальной разведки того или иного полигона эксплуатационной разведкой никогда ни к чему хорошему привести не может, и в этом мы воочию убедились на практике Кузнецкого металлургического комбината.

Совершенно неприемлемой формой освещения месторождений является также подмена детальной разведки поверхностным опробованием.

Эта форма наряду с кажущимся и внешним восприятием «импозантности» месторождения почти во всех случаях будет чревата большими неожиданностями, причем применительно к Гурьевским карьерам эти неожиданности оказались особенно роковыми для Кузнецкого комбината.

Организаторы неметаллической сырьевой базы для Кузнецка просчитались в потребностях нерудного сырья для комбината, одновременно отождествив с точки зрения оценки того или иного месторождения потребности старого Гурьевского и Кузнецкого заводов. Ведь не случайно базой для снабжения Кузнецка известняками был избран Гурьевск. Мы не копались в анналах истории этого вопроса, однако для нас очевидно, что в данном случае имело место приспособление карьеров старого Гурьевского завода к потребностям Кузнецкого комбината, причем по существу в этом ничего плохого не было бы, если бы к оценке этого месторождения подошли не с точки зрения Гурьевского, а с точки зрения Кузнецкого металлургического завода. Именно этого в данном случае сделано не было. Переоценка возможностей Гурьевского месторождения не была произведена, и «демидовский» выбор оказался непригодным для целей обеспечения нормальной и бесперебойной работы советского металлургического гиганта.

Анализируя вторую причину, определившую неблагоприятное на этом участке, а именно недооценку роли проектирования предприятий нерудной промышленности, следует подчеркнуть, что даже тогда, когда под тем или иным нажимом комбинат решал нужным прибегнуть к составлению проекта строительства и эксплуатации того или иного месторождения, то даже и в этом случае, как это имело место применительно к гурьевским карьерам, выдача планового задания проектными организациями происходила с нарушением всех существующих и притом самых элементарных правил. Как иллюстрацию следует привести эпизод из истории проектирования гурьевских карьеров, когда самый важный и решающий элемент проекта — запасы данного месторождения — были приняты проектной организацией в количестве порядка 10—12 млн. т по гарантийному заявлению об этом представителей Кузнецкого комбината. Составленный проект гурьевских карьеров в настоящее время является морально устаревшим уже по одному тому, что он составлен применительно к месторождению, запасы полезного ископаемого на котором исчерпаны. Всячески порицая подобный способ проектирования, следует одновременно подчеркнуть, что Гурьевск в этом отношении не является исключением и что ни одно предприятие промышленности нерудных ископаемых Кузнецка не имеет проектов.

Заканчивая анализ причин, отрицательно повлиявших на развитие нерудной базы Кузнецкого комбината, следует прийти к выводу, что в данном случае имели место совершенно нетерпимые и грубые ошибки как технического, так и организационного порядка. Однако не следует эти ошибки расценивать как непоправимые. **Исправить все то, что сегодня лишает Кузнецкий комбинат уверенности в завтрашнем дне,** на участке нерудных ископаемых можно и нужно, однако при этом необходимо иметь в виду, что полумерами здесь обойтись не представляется возможным и что вся большая программа исправления ошибок, допущенных в прежние годы, должна быть реализована новым руководством комбината в лице т. Бутенко полностью и до конца.

1. Необходимо немедленно организовать детальные геологоразведочные работы на известняк во всем Гурьевском районе на территории 25—30 км² площади, территориально тяготеющей к сооруженным дробильно-сортировочной фабрике и рабочему поселку на старых гурьевских карьерах.

2. Одновременно с разведками в Гурьевском районе необходимо приступить к детальным разведкам всего Судженского месторождения кварцитов с целью установления количественной и качественной надежности этого месторождения.

3. Параллельно с производством геологоразведочных работ в Гурьевском и Судженском районах необходимо поставить промышленное опробование полезных ископаемых этих районов и произвести промышленную классификацию месторождений.

4. Наряду с геологической разведкой всех перечисленных месторождений необходимо организовать гидрогеологическое изучение этих же месторождений и, в частности, обратить особое внимание на изучение режима подземных вод на Гурьевском месторождении с целью определения максимальной глубины возможных разработок на всем этом полигоне.

5. В целях концентрации геологоразведочных работ, учитывая значительное промышленное освоение Гурьевского и Судженского районов, от поисков известняков и кварцитов в 1936 г. в других районах следует отказаться, концентрируя все внимание на максимальном количественном и качественном освещении этих районов.

6. На основе полученных геологических данных, а также в соответствии с результатами промышленного опробования всех указанных месторождений приступить к составлению технических проектов разработок, причем размеры проектируемых предприятий должны раньше всего определяться количественной и качественной характеристикой тех месторождений, на базе которых будут проектироваться рудники.

7. Имея в виду окончание геологоразведочных работ по Березовскому месторождению огнеупорных глин, приступить немедленно к составлению проекта разработки березовского рудника, поставив одновременно гидрогеологиче-

ское изучение месторождения, учитывая большое влияние режима грунтовых вод при разработках огнеупорных глин.

8. Вне зависимости от организации рудников на базе Березовского месторождения огнеупорных глин необходимо поставить разведку в Ариничевском районе с целью выявления новых линз огнеупорных глин на этом полигоне.

9. Учитывая естественные возможности березовского участка в части отсутствия на нем залежей высокоглиноземистого сырья, считать необходимым самое бережное расщепление высокоглиноземистых глин Ариничевского месторождения, применение которых в качестве легирующей добавки в шихту березовской глины позволит обходиться без завоза высокоглиноземистого сырья в Кузнецк со стороны.

10. Разрешение вопроса транспорта ариничевских глин впредь до окончания разведок всего района следует оставить открытым, не производя никаких значительных капиталовложений.

11. Упорядочить организационное управление предприятиями нерудной промышленности комбината.

Стабильность управления в этом случае является решающим моментом, и поэтому от какой бы то ни было дальнейшей организационно-управленческой перегруппировки нужно отказаться.

12. От производства каких-либо работ при отсутствии технических проектов и смет нужно категорически отказаться.

Ни в какой мере не рассматривая весь указанный выше перечень мероприятий как исчерпывающий, мы со своей стороны хотим только подчеркнуть тот стиль, которым должна характеризоваться работа Кузнецкого комбината по оздоровлению своего неметаллического тыла.

Если рекомендуемые нами и в полной мере разделяемые руководством комбината работы будут проведены, то никакого сомнения не остается в том, что все грубые ошибки, сделанные до сих пор, будут исправлены и что Кузнецкий металлургический комбинат будет иметь полную возможность, не оглядываясь на свой тыл, соревноваться с передовыми заводами черной металлургии и по объему производства и по дешевизне металла¹.

¹ Статья печатается в дискуссионном порядке.
Ред.

В. Г. Орловский

Добыча и переработка флюсовых известняков в США¹

В статье описывается состояние добычи известняков и доломитов, главным образом, для нужд черной металлургии в США и Германии. В ней освещаются вопросы бурения, вскрыши, добычи, транспортирования, дробления и кальциляции отдельных видов работы и готового продукта. Значительное место уделено вопросу подземной добычи известняков.

Среди многочисленных применений известняка в технике немаловажное значение имеет применение его в металлургии железа и цветных металлов.

Если даже оставить в стороне металлургию цветных металлов, для которой у нас не имеется цифровых данных потребления флюсового известняка, то получение только чугуна, стали и железа поглощает ежегодно огромное количество известняка.

Принимая во внимание то, что производственная мощность металлургических заводов в США определяется в 50 млн. т чугуна и стали в год, соответственно этому потребность в флюсовом известняке для американских заводов определится в количестве в 20—25 млн. т.

Поэтому нет ничего удивительного в том, что по имеющимся сведениям в некоторые годы в США добывалось до 40 млн. т, качественного известняка для общих металлургических надобностей.

Добыча, переработка и перевозка такого огромного количества флюсового известняка требуют и соответственно громадных капиталовложений на создание сложного и громоздкого горного хозяйства, т. е. рудников, обогатительных фабрик и транспортных средств, и поэтому в Америке еще до мировой войны все больше и больше начинают обращать внимание на эту отрасль народного хозяйства, а с 20-х годов текущего столетия изучение проблемы флюсовых известняков производится систематически.

В этом деле очень много сделано Американским горным бюро (Bureau of Mines, U. S. Department of Commerce),

¹ Статья представляет резюме книги «Известняки и доломиты в металлургической промышленности США и Германии» Курбатова Н. Я. и Орловского В. Г., которая в ближайшем времени выйдет из печати.

изданные труды которого, главным образом, и послужили материалом для настоящей заметки. Обстоятельные работы Dr. Oliver Bowles, посвященные вообще проблеме известняков в США, и J. R. Thoenen подземной добыче их, являются основными в этом отношении; в них впервые затрагиваются почти все вопросы данной проблемы. Много ценного материала, касающегося добычи и переработки флюсовых известняков, находим в статьях и других авторов в периодических журналах вроде Rock Products, Pit and Quarry, Explosives Eng. и др.

Распределение мест добычи флюсовых известняков в США

Различные отрасли промышленности, потребляющие известняки, предъявляют и различные требования к ним как в отношении физических, так и химических свойств и то, что в одних случаях считается недопустимым, в других считается повышающим качество того же известняка.

Окремнение понижает ценность флюсового известняка и в то же время повышает его твердость, а стало быть, и качество как строительного или дорожного материала.

Точно так же определенное содержание Al_2O_3 и SiO_2 только улучшает материал, если он предназначен для цементного производства, для химической же промышленности эти примеси являются загрязняющими. Определенная твердость необходима для известняка, идущего в доменную плавку или для обжига на известь, и в то же время является отрицательным признаком, если известняки предназначены для цементного производства, ибо в последнем случае их приходится перемалывать в тонкий порошок. Приведенные примеры, во-первых, показывают, что большинство известняков как различных месторождений, так и различные сорта одного и того же месторождения всегда могут найти применение в той или иной отрасли промышленности. Поэтому на современных известковых карьерах

Америку не ограничиваются добычей известняка только определенного сорта, а стараются использовать всю добываемую массу, подготавливая многие сорта известняков для различных надобностей. Отсюда получается общность и однообразие приемов разработки известковых месторождений.

Месторождения известняков в США чрезвычайно многочисленны и разнообразны, они хорошо изучены геологически и в большинстве случаев даны их минимальные запасы, но детальное изучение их производится, конечно, только в процессе разработки. В зависимости от географического положения и транспортных условий одни из них приобрели крупное промышленное значение, тогда как другие, находясь далеко от промышленных районов, лежат втуне. Решающим фактором в деле разработки их являются, помимо качественной характеристики, также условия транспорта, и месторождения, расположенные по берегам больших рек и Великих озер, имеют преимущества перед разработками, доставляющими потребителям свою продукцию сухим путем².

Огромного развития добыча флюсовых известняков достигает в промышленных районах Охайо и Пенсильвании, где сосредоточена главным образом железодобывающая промышленность США.

Крупнейшие металлургические заводы в районе Чикаго, Клевленда и Буффало обязаны своим возникновением наличию дешевого водного транспорта железных руд, добываемых в рудном районе Верхнего озера, а флюсового известняка — на берегу озера около городов Роджерс и Кальцит. Около г. Кальцит известняк добывается примерно в количестве 12,5 млн. т в год, из коих около 3,5 т флюсового известняка. Много металлургического известняка добывается также в штате Западная Вирджиния для заводов Пенсильвании. Карьеры в штате Алабама снабжают известняком заводы Бирмингама.

По данным 1926 г. добыча флюсового известняка в США распределялась следующим образом (см. табл. 1).

Особые требования, предъявляемые металлургами к флюсовым известнякам

Таблица 1

Штаты	Короткие тонны
Пенсильвания	8 694 870
Мичиган	6 627 000
Охайо	2 851 980
Зап. Вирджиния	2 155 410
Алабама	908 820
Иллинойс	673 340
Колорадо	460 420
Все прочие	1 478 770
Итого	23 849 700

в отношении их качества, постоянства химического состава, и не загрязненности их глиной и песком, а также условия залегания и вторичные явления, которым они зачастую подвержены, вызывают потребность в выработке своеобразных условий добычи и переработки, отличных от таковых при добыче других полезных ископаемых.

Разведка

В настоящее время в США при общей тенденции укрупнять карьерные работы по добыче известняка с полной их механизацией, что требует крупных капиталовложений, изучение разрабатываемого месторождения, знание о запасах известняка, об условиях залегания и качественных показателях является необходимым, причем запасы качественного известняка должны обеспечивать предприятие минимум на 20 лет.

Для выявления указанных показателей применяются разведочные работы как поверхностные, состоящие из расчисток, канав и мелких шурфов, так и глубокие, проходимые преимущественно при помощи буровых скважин.

Для глубоких работ применяется ударное бурение и колонковое, но последнему, хотя и более дорогому³, отдается предпочтение. Главные преимущества колонкового бурения заключаются, во-первых, в том, что, применяя этот способ бурения, можно задавать скважины в любом направлении и полу-

³ Rock Products, June 3, 1932. По данным Louisville Company на буровых работах, произв. в 1928 г. на карьере Milltown в штате Индиана, проходка 1 фута колонкового бурения обошлась в среднем 3,75 долл., из коих 2,48 долл. — рабочая сила, 0,70 долл. — материал и 0,57 долл. — износ алмазов.

² O. Bowles and W. M. Meyers. Quarry Problems in the Lime Industry. U. S. Bureau of Mines, Bull. 269, 1927.

чать материал в виде крупных кусков (керны), тогда как скважины ударного бурения можно вести только в вертикальном направлении, а извлекаемый материал является в виде мелочи, непригодной для физических испытаний. Имеется также целый ряд и других менее существенных преимуществ. На основании данных, полученных путем таких разведочных работ, составляется геологическая карта, структурные разрезы, определяются запасы полезного ископаемого, количество пустой породы, подлежащей в отвал, и ряд других необходимых сведений для оценки месторождения.

Обычно эксплуатация ведется по данным разведки, и никакого опробования забоев не производится во время добычи.

Разработка месторождений известняка

Флюсовый известняк, будучи недорогим камнем (по американским ценам от 60 до 70 центов за тонну), требует в огромном большинстве случаев выбора наиболее дешевых способов разработки. Таковыми же являются обычно карьерные открытые выработки или в виде бортовых разработок или же глубоких разрезов. Выбор зависит от условий залегания пластов известняка: при горизонтальных или слабо наклонных пластах применяется первый способ, а при крутопадающих — второй. Добыча бортовыми разработками обычно обходится дешевле, главным образом, благодаря транспорту по горизонтальным или слабо наклонным путям, тогда как в случае глубоких разрезов добытый материал приходится выдавать на поверхность с помощью кранов, дерриков и других приспособлений.

Очень важным фактором в экономике карьерного хозяйства является вскрыша пустой породы. При известном соотношении мощностей вскрыши к толщине известняков открытые работы делаются невозможными экономически, и приходится переходить на подземную добычу известняка. Одинаково существенным является также качественный состав известняков, и наличие загрязняющих посторонних примесей, зачастую определяющий выбор того или другого метода горных работ, а пото-

му важное значение приобретает знание самого вещества известняков и источники загрязнения их.

Загрязнение известняков идет преимущественно за счет SiO_2 и Al_2O_3 . Что касается кремнезема, то он или входит в состав самих известняков в виде мелко рассеянных частиц халцедона или опала, или в форме крупных конкреций и линзообразных пропластков, или, наконец, в состав тех или других глин. Глинозем же, главным образом, происходит из глин наносов, кроющихся известняки, из карстовых заполнений и пропластков в самих же известняках. Отделение кремнезема, рассеянного в породе в мелком виде, является обычно невозможным, тогда как крупные конкреции могут быть отбираемы или при погрузке в вагоны, или же на рудоразборной ленте на дробильной фабрике, или при отправке на склад.

Во избежание загрязнения известняков глиной из кроющихся наносов должно быть обязательным прежде всего удаление этих наносов тем или другим способом перед добычей известняка. Борьба же с глиной, происходящей из заполнений карстовых пустот и пропластков, является более трудной задачей и осуществляется или во время погрузки вручную известняка в вагоны или на дробильной фабрике при помощи грохочения и просеивания. В некоторых же случаях приходится прибегать к промывке известняка водой.

Сера и фосфор допускаются в известняках в количествах, не превышающих 0,5% для серы и 0,01% для фосфора, однако, в американских известняках обычно этих вредных примесей бывает значительно меньше, и поэтому никаких мер не предпринимается для их удаления, за исключением тех случаев, когда замечаются крупные скопления пирита и марказита.

Роль магнезии в металлургических процессах не совсем ясна, но в большинстве случаев ее не считают вредной примесью и допускают на американских заводах в количестве до 10% для доменной плавки и 5% в мартеновских печах.

Вскрыша

В огромном большинстве случаев залежи известняков бывают покрыты с

поверхности большей или меньшей толщey наносов, состоящих обычно из глин, песков и других рыхлых материалов. Эти наносы являются загрязняющим материалом для добываемых известняков и потому подлежат удалению тем или иным способом. Мощность наносов бывает самая разнообразная и очень изменчивая в зависимости от рельефа поверхности известняков. Поверхность известняков никогда не бывает ровной, а представляет собой ряд промоин, воронок, чередующихся с известковыми гребнями, как результат растворяющей деятельности поверхностных вод. Ввиду указанного удаление наносов не всегда представляет простую и дешевую задачу. В случае же очень большой мощности наносов соотношение стоимости вскрыши и стоимости полезного известняка может быть настолько неблагоприятным, что придется останавливать открытые работы и переходить на подземные.

В зависимости от условий вскрышу производят или до очистной добычи известняков или же одновременно, отбирая пустую породу при погрузке известняка в вагоны, а также на обогатительной фабрике. Самую вскрышу производят в сравнительно редких случаях вручную, а чаще механическим путем, применяя экскаваторы, драглайны и, наконец, гидравлический способ.

Гидравлическая вскрыша при известных условиях может быть самым эффективным и самым дешевым способом. Необходимыми же условиями для этого являются прежде всего: 1) наличие достаточного количества воды, которой требуется около 10 м³ на 1 т смываемых наносов; 2) требуется дешевая энергия; 3) наносы должны быть достаточно рыхлыми, поддающимися размывающему действию воды, и состоять из мелких частиц, хотя иногда прибегают даже к маленьким взрывам для разрыхления слежавшихся наносов; 4) требуется достаточно обширная площадь для спуска смытых наносов и осадения последних, дабы не засорять культурных полей и рек; хотя наличие всех перечисленных условий редко наблюдается, тем не менее гидравлический способ очень часто применяется в США, в этих случаях даже комбинируя с отвозкой осаденного материала на грузовиках. При наличии же глубоких кар-

манов, воронок и очень неровной поверхности гидравлический способ является незаменимым.

Механические способы вскрыши

Наиболее удобным механическим прибором для вскрыши наносов является драглайн, позволяющий с большим удобством выбирать наносы из не очень узких воронок и обладающий большим радиусом действия благодаря значительной длине стрелы и выносу черпака. Менее удобным, но также имеющим широкое распространение служит экскаватор с грейфером или черпаком. Наиболее удобно их применять там, где поверхность известняка более или менее ровная и мощность наносов достаточная, но их можно с успехом применять и на неровной поверхности, прибегая к предварительным взрывам известковых гребешков, разделяющих между собой углубления, если же наносы имеют недостаточную мощность, то их предварительно переваливают в одну гряду при одном заходе экскаватора, а при обратном ходе грузят в думпкары.

Размеры применяемых экскаваторов для этой цели обычно небольшие, емкость черпака около 0,5 м³. Отвозка наносов в отвал обычно производится или в ж.-д. вагонах или же на грузовиках.

Буро-взрывные работы

Трещиноватость известняков, присущая им в той или иной степени, зависит, с одной стороны, от способа образования известняков как осадочных пород, а с другой стороны, — от вторичных тектонических процессов, разбивающих массу известняков на ряд отдельных в горизонтальном и вертикальном направлениях. Трещины, будучи иногда открытыми, обычно заполнены глиной или другими рыхлыми материалами или же являются полостями, по которым циркулируют поверхностные воды и, размывая стенки, увеличивают их, образуя различные пустоты, которые в свою очередь заполняются рыхлым, обломочным материалом (карсты). Наличие указанных явлений в известняках заставляет прибегать к особым приемам добычи известняков.

Трещиноватость известняков, оказывающая существенное влияние на эффективность буро-взрывных работ, тща-

тельно должна быть изучена, ибо без этого много буро-взрывных скважин может пропасть совершенно или оказаться мало производительными, применив их для взрывов.

Еще недавно в США на известных карьерах бурение производилось главным образом при помощи воздушных перфораторов, однако в последнее время определенно стали (с переходом на массовые взрывы) давать предпочтение канатно-ударному бурению, оставляя пневматическое только для вторичного разбивания крупных блоков. Преимущество пневматического бурения заключается прежде всего в том, что приборы для этого бурения легки и удобоподвижны, скважины можно задавать в любом направлении, к отрицательным сторонам нужно отнести малый диаметр скважин и сравнительно небольшую глубину их.

Диаметр же скважин, особенно при массовых взрывах, имеет существенное значение, так как скважина большого диаметра вмещает и большее количество взрывчатого материала. Правда, и скважины малого диаметра путем повторных небольших взрывов можно значительно расширить и таким путем получить камеры, достаточные для помещения в них 1—2 ящиков взрывчатого, но теперь все-таки предпочитают сразу задавать скважины диам. 5—6, в особенности, если такая скважина предназначена на глубину 100 и более футов.

В сильно же трещиноватых породах преимущество остается за пневматическими скважинами, позволяющими в зависимости от расположения трещин разместить шпур, чего нельзя сделать, применяя канатно-ударное бурение. Техника пневматического бурения на известняковых карьерах продолжает развиваться, и теперь можно часто встретить станки пневматических перфораторов, смонтированные на тележке, позволяющие бурить скважины диам. 3—4 дм., причем применяются пустотельные штанги длиной в 32 фута.

Несмотря на все это, многими предпочтениями в Америке предпочтение отдается другому виду бурения, а именно канатно-ударному. Благодаря применению последнего явилась возможность вести работы на карьерах в один уступ, зачастую достигающий высоты 100 фут, что имеет немаловажное значение для

безопасности работ, упрощает погрузку и откатку материала из забоя, дает возможность бурить скважины одного диаметра сверху до низу, причем последние могут быть больших размеров как по длине, так и по диаметру и, наконец, целый ряд других менее существенных преимуществ. Хорошие результаты получаются (главным образом при глубоких скважинах, тогда как для мелкого бурения лучшими оказываются перфораторы), когда известняк залегает горизонтально или под небольшим углом и однороден по своему составу. При круто падающих пластах, особенно когда известняки переслаиваются с другими породами, бурение этим способом делается очень затруднительным, и требуется целый ряд приспособлений и приемов, чтобы не искривить скважину. Равным образом при неравномерности состава пластов, применяя селективную добычу, когда приходится выбирать отдельно небольшие пачки пластов, предпочтение нужно отдать перфораторам.

Большие затруднения вносят в взрывное дело часто встречающиеся среди известняков глинистые прослойки и карстовые заполнения, хотя в борьбе с этими явлениями выработаны уже приемы, дающие удовлетворительные результаты.

В отношении станков канатно-ударного бурения нужно заметить, что они ничем не отличаются от применяемых на других открытых горных работах. Применяются станки типов Армстронг, Кистойн, Сандерсон, Люмис и др., и предпочтение, отдаваемое тому или другому типу, зависит от многих обстоятельств. Диаметр их долот бывает обычно от 4 до 6 дм. Скорость проходки по известнякам в течение рабочего дня—от 35 до 75 фут. для скважин диам. в 6 дм. и от 50 до 115 фут. для 5-дм. Стоимость проходки от 20 до 50 цент. за фут.

Скважины обычно закладываются в ряд параллельно кромке забоя и на расстоянии 12—15 фут. от него для уступа высотой 35—40 фут., а расстояние между скважинами—10—12 фут. При уступах более высоких эти расстояния увеличиваются до 20 фут. и только для самых глубоких скважин расстояние доходит до 25 фут.

Эффективность буро-взрывных работ во многом зависит от способа залегания

известняков. Наиболее благоприятным в этом отношении является горизонтальное или слабо наклонное положение пластов, тогда как крутое падение пластов в сторону ли подвигания забоя или в обратном направлении создает большие затруднения как в смысле производства самого бурения, так и в деле выравнивания пола карьера. В случае крутопадающих пластов наиболее рациональным будет ведение забоя по простиранию пород. Для выравнивания пола скважины приходится бурить примерно на 5 фут. глубже нормальной высоты данного забоя и закладывать дополнительные подошвенные скважины для подрыва основания уступа.

На некоторых карьерах Америки всю добычу производят исключительно при помощи указанных выше подошвенных скважин, пробуриваемых горизонтально у основания забоя выше пола карьера на 2—3 фута. Получаемые скважины последовательно растрескиваются малыми зарядами, и когда в результате образуется камера, достаточная для закладки большого заряда, производят соответствующий взрыв.

В других случаях применяют так называемый тоннельный способ (tunnel method, coye method), состоящий в проведении узкой штольни у основания забоя, которая в конце разветвляется на два орта в обе стороны параллельно забую.

Эти боковые ответвления закладываются большими зарядами взрывчатого материала порядка 25—50 тыс. фунтов, и производится взрыв опромной массы породы.

Взрывчатые материалы. В американской практике особое внимание уделяют взрывным работам. Имеется огромный выбор взрывчатых материалов, и обычно руководство взрывными работами как в деле подбора взрывчатого материала для данного месторождения, так и количества его, а также и направления работ берет на себя сам завод, поставляющий взрывчатый материал данному предприятию. Для этого в распоряжении завода имеется целый штат опытных инженеров и консультантов, которые и руководят взрывными работами.

Для сравнения между собою различных взрывчатых материалов, применяемых на рудниках Америки, за основу

обычно принимается 40% динамит. В табл. 2, составленной Американским горным бюро, указаны сравнительные потенциальные энергии различных взрывчатых материалов, а также их дробящий и метательный эффект, принимая за основу 40% динамит.

Таблица 2

Класс и степень	Потенциальная энергия	Средний дробящий эффект	Средний метательный эффект
40% динамит	100,0	100,0	100,0
50% »	111,0	109,0	107,0
60% »	104,0	119,8	114,0
60% » не замерзающий	60,2	93,5	91,2
40% аммиачный динамит	101,8	67,9	99,1
40% студенистый динамит	105,7	78,4	95,8
Нитрированный порох	67,6	21,6	53,3
Черный минный порох	71,6	6,8	58,6

Преимущественно взрывчатые вещества средней бризантности—40% динамиты и аммиачные динамиты.

Чрезвычайно важным является определение количества взрывчатого необходимого для отбойки данной массы известняка. Точное определение этого количества — дело сложное, так как зависит от очень многих факторов, вроде твердости породы, однородности ее, наличия трещин в породе, высоты уступа, положения скважин, их глубины, состава взрывчатого вещества и целого ряда других причин, и вырешается лишь опытным путем.

Для определения этого количества подсчитывают массу известняка, подлежащего отбойке, и, полагая, что в среднем 1 фут 40% динамита взрывает около 4—5 т известняка, заряжают скважины соответствующим количеством взрывчатого и производят взрыв. Если взорванная масса не соответствует первоначальному расчету, то вносят соответствующие поправки или применяют другое взрывчатое. Для правильной же зарядки отдельных скважин пользуются специально составленными таблицами, в которых указано, сколько вмещает 1 пог. фут скважины определенного диаметра. При взрыве добываются получения не только максимального количества породы на единицу взрывчатого,

но также и степени ее кусковатости, соответствующей заданию, и, наконец, чтобы взрываема порода не была разбросана далеко по карьере.

Для правильного размещения заряда в скважине требуется знание тех усилий, которые необходимы для отрыва данной массы известняка. В породах однородных сверху донизу достаточно равномерного распределения заряда по всей длине скважины, в тех же случаях, когда имеется чередование известняков крепких и рыхлых, в местах больших усилий помещают большее количество взрывчатого или более крепкие сорта их, а в местах слабых—наоборот. Равным образом и по длине скважины в нижней части требуется большее напряжение, чем наверху, и поэтому здесь помещают больший заряд, а иногда и более сильное вещество.

В некоторых случаях бурят скважины двух родов: глубокие большого диаметра до подошвы уступа и в промежутке между ними мелкие—малого диаметра, которые и заряжаются соответственным количеством взрывчатого. Глубокие скважины предназначаются для отбойки породы в основании уступа, тогда как мелкие—для верхней части, где требуется меньшее усилие. Помимо указанного, практика выработала целый ряд и других правил распределения взрывчатого вещества по скважине.

Забойка и трамбовка зарядов производятся при помощи влажной глины, песка и мелкого известняка. Во избежание загрязнения извести глиной и песком избегают применять последние для забойки. Забивку и трамбовку производят деревянными забойниками.

Паление шпуров производится двояким способом: или при помощи электрического детонатора, или же детонирующего шнура, причем последний способ приобретает все большее распространение. На американских карьерах добыча производится почти исключительно при помощи массовых взрывов, а для успешности последних необходимо, чтобы взрывы в отдельных скважинах происходили одновременно. Детонирующие шнуры по данным американской практики оказываются в этом отношении лучшими. Кроме того, эффективность взрыва зависит от достаточной силы детонатора, а потому в Аме-

рике не скупаются на детонаторы, применяя наиболее сильные из них (№ 8) и помещая в отдельные скважины по 2 и более детонаторов. Включаются они в цепь или параллельно или последовательно. Так как при очень больших массовых взрывах требуется ток очень большой силы, а при последовательном соединении высокое напряжение, то в таких случаях детонаторы разбивают на группы, которые соединяют параллельно, а группы в свою очередь, последовательно. Детонаторы до зарядки испытываются на сопротивление.

Предпочтительность применения детонирующего шнура кордо или кордобикфорда для запала основано, главным образом, на большой скорости распространения детонирующей волны. По испытаниям Горного бюро, а также фабрикантов этих детонаторов скорость детонации этого шнура свыше 15 тыс. фут. в секунду, и потому отдельные скважины, соединенные при помощи такого шнура, дают практически одновременную детонацию по всей линии, а стало быть, вызывают и одновременность взрыва всех скважин, что, как было указано, в свою очередь обуславливает высшую эффективность взрыва. Шнур кордо, представляющий собою свинцовую трубку диам. 5—6 мм, наполненную тринитротолуеном, опускается в каждую скважину до самого дна, а верхние концы соединяются с таким же шнуром, проложенным на поверхности вдоль всего ряда скважин, этим достигается полный контакт всей взрывчатой массы с детонатором, а при указанной выше скорости распространения детонирующей волны тем самым обуславливается одновременный взрыв всех отдельных зарядок.

Однако преимущества этого детонатора перед электрическим рельефно выделяются лишь при применении сравнительно слабых взрывчатых веществ, в которых скорость детонации меньше, чем в самом шнуре кордо. В нитроглицериновых же динамитах 40 и 60% крепости скорость детонации больше, и поэтому шнур действует так же, как электрический детонатор.

Несмотря на это, шнур кордо находит широкое применение и при работе сильных динамитов благодаря большей безопасности обращения с ним, так как тринитротолуен менее чувствителен, чем

40% динамит, а тем более, чем гремучая ртуть. Он не взрывается ни от удара, ни от трения, не боится ни холода, ни тепла и взрывается только от детонации, а потому в обращении с ним не бывает несчастных случаев, что так часто бывает с обыкновенными детонаторами. Конечно, и в обращении со шнуром кордо нужно соблюдать ряд предосторожностей, чтобы обусловить надежность его действия. Стоимость паления при помощи шнура кордо по американским ценам почти в 4 раза дороже, чем электрическим запалом, однако это компенсируется эффективностью взрыва при употреблении низкопроцентных динамитов и меньшим количеством взрывчатого вещества.

Как пример добычи известняков с применением массовых взрывов можно указать на имевший место в 1932 г. на известковом карьере Inland Lime and Stone в шт. Мичиган и принадлежащий обществу Inland Steel Co., когда было израсходовано сразу 440 966 фунтов взрывчатого материала⁴. На площади в 4400 фут. в длину и 200 в ширину было пробурено 4031 скважина канатно-ударного бурения общей проходки 125 тыс. фут., которые бурились в течение 3 $\frac{1}{2}$ мес. девятью канатно-ударными станками. Скважины заряжали динамитом марки Gelatine A. и L. F. Gelatine. Детонатором служил шнур кордо, которого было израсходовано около 38 миль. Одной известняковой забойки было израсходовано около 40 вагонов.

Погрузка взорванного известняка на американских карьерах производится главным образом механизированным путем, однако наряду с этим и по сие время в большом ходу ручная погрузка. Несмотря на то, что в американских условиях всегда механизированная работа дешевле ручной, последняя еще сохраняется и составляет примерно $\frac{3}{8}$ от общей погрузки. Ручную погрузку применяют мелкие предприятия, производительность которых не может оправдать больших затрат на оборудование или, когда получается очень загрязненный материал, соединяя погрузку с отборкой известняка. По данным Bowles производительность одного рабочего на механизированной погрузке примерно в

7 раз больше, чем при ручной. Ручная погрузка при помощи вил всегда сопровождается разбивкой крупных кусков балдоу, отбором примесей загрязняющих известняк и отсевом мелочи, которая поступает в отвал. На некоторых карьерах ручную погрузку используют также для качественного выравнивания добываемого известняка путем последовательной подачи вагонов груженых известняком с различных участков карьера. Этими же причинами, вероятно, нужно объяснить и сравнительную медленность внедрения в практику известняковых карьеров механизированной погрузки так же, как и при добыче известняка для выжига извести. Определенные требования к качеству известняка зачастую делают невозможным механическую погрузку; особенно вредными в этом отношении являются различные кремнистые включения и пропластки, которые можно отобрать при ручной погрузке.

Однако, работая несколькими экскаваторами, расставленными в различных пунктах карьера, и производя отбойку известняка одним уступом большой высоты при помощи массивных взрывов, в настоящее время научились получать хорошие результаты по усреднению и выравниванию качественного состава известняка.

Поэтому все современные известняковые карьеры Америки полностью механизированы, тем более, что при современных масштабах производства погрузка такого огромного количества материала возможна только механизированным путем. В этом деле важное значение имеет дешезизна механизированной погрузки в сравнении с ручной, а также возможность грузить крупные блоки, которые дробятся на фабрике механически, а не вручную у забоя.

Все это создает такую экономию времени, средств и настолько расширяет перспективы производительности карьеров, что механический способ все больше и больше входит в практику по добыче качественных известняков.

На известняковых карьерах Америки не ограничиваются добычей какого-либо одного сорта известняка, а стараются использовать весь полученный известняк для различных отраслей промышленности соответственно физико-химическим свойствам различных пластов.

⁴ Rock Products № 9, 1932, vol. XXXV.

Сообразно с этим как способ добычи, так и буро-взрывные работы и погрузка значительно изменяются на различных карьерах в зависимости от структурных и качественных особенностей известняковой залежи.

Наиболее крупными районами по добыче известняка в США являются штаты Пенсильвания, Мичиган и Охайо.

В 1929 г. в Пенсильвании было добыто:

Таблица 3

С о р т а	Количество в т	Стоимость в долл.
Строительный камень . . .	64 140	87 044
Дробленый известняк для бетона и дорог	5 277 580	6 127 843
Дробленый для ж.-д. ба- ласта	50 570	47 059
Флюсовый камень	8 621 270	6 721 767
Для стекольных заводов . .	98 560	177 838
» бумажных фабрик	30 650	35 015
» удобрений	67 910	221 083
Прочие	314 400	606 638
	14 525 080	14 024 287

Огромного развития добыча известняка достигла в штате Мичиган и объяснена своим происхождением наличию чрезвычайно дешевого водного транспорта по Великим озерам. Здесь около г. Роджерс имеется карьер «Кальцит», принадлежащий компании Michigan Limestone and Chemical Co⁵, возможная производительность которого оценивается в 12,5 млн. т за сезон в 200 дней.

В 1930 г. на этом карьере было добыто 3,5 млн. т флюсового известняка, 125 тыс. т известняка для удобрений, и около 6500 тыс. т для цементной промышленности и других надобностей.

Другой карьер Rockport на полуострове Аллена разрабатывает известняка для металлургических целей. Годовая производительность его около 2 млн. т.

Первый карьер, расположенный у порта Кальцит, вероятно, является самым крупным в мире карьером по добыче известняка. Фронт его работ растянул-

ся почти на 5 миль, высота забоя от 150 до 125 фут. Добыча производится электрическими экскаваторами крупных моделей. Суточная производительность 50—60 тыс. т в 20 час. Откатка паровозами в думпкарах. Дробится камень на гирационной дробилке № 60, затем при помощи ленточных конвейеров поступает на обогатительную фабрику, где проходит через ряд конических грохотов и вибрационных сит и рассортировывается на 8—9 классов. Грохочение мокрое. Из фабрики известняк поступает по ленточным конвейерам на склады, откуда опять-таки по ленточным конвейерам в порт для погрузки на суда. Склады устроены особым образом, позволяющим смешивать известняк для выравнивания его качественного состава. Отправка известняка производится на саморазгружающихся судах, причем за навигацию грузится около 1000 судов со средней грузоподъемностью в 10 тыс. т.

Что касается экскаваторов на американских карьерах, то хотя и по сие время встречаются паровые лопаты на рельсовых путях железнодорожного типа, однако всюду уже замечается переход на более совершенные электрические экскаваторы на гусеничном ходу.

Обычно применяются машины средней мощности с черпаком в 2—3—4 куб. ярда, хотя как исключение встречаются экскаваторы с черпаком и до 5 куб. ярдов.

Транспорт известняка в карьерах

Способ погрузки, практикуемый на данном карьере, предопределяет и вид транспорта как в отношении путей, так и в отношении перевозочных средств. Там, где применяется ручная погрузка, расположение путей, в основном зависит от формы карьера, делается таким образом, что от главного магистрального пути, который идет вдоль забоев, делаются ответвления к каждой отдельной точке. В другом же случае эти ответвления начинаются от конца магистрали и расходятся радиально по карьере к его забоям.

Все ответвления бывают двойными, в виде буквы V, предназначенные для груженых вагонов и порожняка.

При механизированной погрузке откаточный путь всегда идет параллельно

⁵ Henry H. Hinds h a w, Geology of the Alpena. Mich. District. Rock Products № 5, 1930, vol. XXXIII.

забою, а иногда и два пути: один для груженных вагонов, другой для порожняка и в таком расстановке, чтобы удобно было работать экскаватором.

Ширина колеи бывает от 24 до 42 дм, смотря, какая погрузка применяется. При механизированной добыче рельсы употребляются самого тяжелого типа. На устройство хороших откаточных путей и содержание их в Америке не скупятся, считая, что хорошее состояние их является необходимым условием правильной и эффективной работы всей системы карьера и обогатительной фабрики.

Поэтому обращается самое тщательное внимание на состояние пути, стрелок, крестовин, закруглений и пр., особенно после массовых взрывов. Для предохранения путей от повреждений во время взрывов иногда их прикрывают камнем, на некоторых же карьерах рельсовые пути со стальными шпалами составляются из отдельных звеньев, которые при помощи крана легко могут быть убраны в безопасное место во время взрыва и снова поставлены на место.

Применяемые на карьерах вагонетки самых разнообразных типов. Для ручной погрузки обычно 2—2½ т, низкие для удобства работы, а на экскаваторной — емкостью в 5—6 т для малых экскаваторов и значительно больше для крупных — до 75 т. Кузова вагонов изготовляются или из листового стали или делаются деревянными из толстых дубовых досок (4 дм) или же, наконец, из таких же досок, но покрытых внутри тонкими стальными листами. Этим достигается особая прочность вагонов. Двигатели применяются самых разнообразных типов, начиная от самых примитивных способов при помощи мулов и лошадей и кончая современными электровозами. До последнего времени в большом распространении были газолитровые двигатели и обычные паровозы тандем без тендера. При больших подъемах применяются паровозы с зубчатой передачей. Электровозы считаются наиболее дешевыми в эксплуатации. На некоторых больших карьерах применяется центральная контролирующая электрическая трехрельсовая система Woodford, позволяющая оператору управление движением производить из центральной башни, откуда видны все участки пути.

Если дробильная фабрика расположена выше карьеров и добытую породу надо подымать из карьера, применяют или бремсберги или же скиповую систему. Для перевозки камня за последнее время все больше стали применять автотранспорт. Несомненно, этот способ имеет очень много преимуществ. Прежде всего он совершенно не связан с рельсовыми путями и нет зависимости одной такой транспортной единицы от другой. Благодаря этому отпадают задержки в работе из-за аварий в пути, во время перемены путей и т. п. Но, с другой стороны, грузовик имеет и свои недостатки, как то: его малая пригодность при ручной погрузке, недостаточная емкость при экскаваторной, быстрый износ шин в условиях карьерной работы. Однако эти недостатки уже устранены в значительной степени у грузовиков, специально приспособленных для работы в карьерах. Тоннаж их доведен до 12—14 т, резиновые шины заменены стальными лентами гусеничного типа, и теперь этот вид транспорта является конкурентом железнодорожного. Обычно считают, что автотранспорт дешевле железнодорожного на небольшие расстояния, не больше 1 мили, тогда как при транспортировке на дальние концы преимущество остается за железнодорожным транспортом.

Определение стоимости карьерного транспорта является чрезвычайно затруднительным, так как зависит от целого ряда переменных величин. По данным Американского горного бюро стоимость карьерного транспорта колеблется от 2½ до 65 центов на тонну известняка, в 1922 году нормальным считались цены в 5,5, 7,5 и 10 центов за тонну.

Подземная добыча известняка ⁶.

Подземная добыча известняка в США в настоящее время сделалась обычным явлением, но если ее сравнивать с добычей в карьерах, то она значительно уступает ей по своему объему, составляя в общем не больше 4,5% от общей добычи.

Thoenen считает, что известняк из подземных работ обходится на 30 цент.

⁶ J. R. Thoenen, Underground Limestone Mining. U. S. Bureau of Mines. Bull. 262, 1926.

дороже, чем в открытых выработках, и поэтому нужны исключительные условия, заставляющие перейти на этот способ работ. Главными же побуждающими причинами обычно являются непомерная мощность наносов, подлежащих вскрыше при открытых работах или же очень крутое падение пластов известняка.

Преимущества подземных работ следующие:

- 1) совершенно отпадает необходимость в вскрыше наносов,
- 2) независимость работы от времени года и состояние погоды,
- 3) большая возможность применения селективной добычи качественных известняков с оставлением в целиках низкопробных,
- 4) возможность производства работ в пределах рудничного отвода, что имеет немаловажное значение в американских условиях.

С другой же стороны, подземные работы влекут за собою и ряд неблагоприятных моментов, благодаря которым удорожается добыча известняка. К таким нужно отнести необходимость крепления выработок тем или другим способом, вентиляцию, освещение, меньшую эффективность взрывных работ и, наконец, получение большего количества мелочи, что особенно невыгодно при добыче флюсового известняка. Кроме того, для возможности ведения подземных работ необходимо наличие ряда определенных условий. Так, ввиду того что известняк из подземных выработок по своей стоимости должен, елико возможно, приближаться к стоимости известняков из открытых выработок, очевидно, все добавочные статьи расхода, возникающие при подземной добыче, должны быть сведены до минимума. Из них наиболее важным следует считать крепление. Добыча известняка как продукта дешевого возможна только в месторождениях, сложенных из крепких известняков, позволяющих вести очистную добычу без крепления и без закладки пустой породой выемочных пространств. Для этой цели применяется главным образом так называемая камерно-столбовая выемка, причем для поддержания кровли оставляют целики того же известняка на расстоянии примерно 30—35 ярдов друг от друга, а по-

этому в кровле должна быть крепкая, не трещиноватая порода. Крепление лесом или другим материалом допускается только в откаточных штреках и то в ограниченном количестве. В предохранительных целиках и в кровле обычно трещается до 40—50% известняка, который мог бы быть выбран в случае открытых работ. Ввиду сказанного применение подземных работ возможно только в сравнительно мощных толщах известняков.

Достаточная мощность необходима также и для возможности вести более эффективную выработку в несколько уступов с применением экскаваторов для погрузки добытого материала. При наличии указанных благоприятных условий подземные выработки известняков в Америке зачастую достигают огромных размеров. Обычно выработки начинаются проходкой штольни из забоя карьера или со склона холма, иногда двумя штольнями, иногда даже большего количества, которые соединяются между собою ортами на расстоянии примерно 150 фут, один орт от другого. Нарезанные таким образом целики и подлежат очистной добыче с оставлением предохранительных целиков. Добыча производится, применяя или почвоуступную или потолкоуступную систему работ. При почвоуступных работах бывает 1 уступ, 2, 3 и до 5. В таких случаях высота выемки достигает 35 и больше футов. Пол выработки ведется или горизонтально или со слабым уклоном к выходу, чем достигается более легкая откатка добытого известняка и свободный сток рудничных вод. При такой системе работ ведущим забоем является верхний. Бурение производится воздушными перфораторами на треногах или тяжелыми молотками, скважины бурятся вертикально. Материал, полученный после взрыва, приходится перелопачивать с уступа на уступ. Главным недостатком таких работ является возможность падения с потолка кусков породы, отслаивающихся время от времени, которые при падении с большой высоты могут причинить повреждения рабочим.

Другой широко применяемый способ работ — потолкоуступный. Этот способ позволяет одновременно разрабатывать толщи известняков огромной мощности до 200 фут. Ведущим забоем здесь де-

лается нижний, а последующим — все выше лежащие. После взрыва порода валится на пол выемки и ее не приходится переваливать с уступа на уступ, как во время почвоуступных работ. При этом способе вся добытая порода целиком не убирается, а примерно половина ее остается, образуя постоянный завал около забоев, на котором и помещаются рабочие. Бурение ведется или горизонтально или снизу вверх. Благодаря большой высоте выработок, с одной стороны, а с другой наличием большой кучи добытой породы для погрузки применяются стандартного типа электрические экскаваторы. В данном случае совершенно отпадает опасность от падающих кусков породы с потолка, так как последний всегда находится у самого забоя и, таким образом, находится под постоянным контролем рабочих.

Что касается других приемов работы и зачастую сложных, то они применяются в американской практике редко, главным же и основным типом работ являются камерно-столбовые.

Для буро-взрывных работ применяются те же перфораторы или тяжелые отбойные молотки, что и при добыче металлических ископаемых. Длина шпуров обычно бывает от 12 до 15 фут., диаметр 1—1¼ дм. Взрывчатым материалом обычно служат незамерзающие динамиты крепостью от 20 до 60%. Запал в большинстве случаев электрический при помощи электродетонаторов. Расположение шпуров находится в тесной зависимости от расположения трещин и в каждом отдельном руднике вырабатывают свои правила сообразно с указанными условиями.

Погрузка добытого материала производится в мелких предприятиях вручную, а в более крупных механическим способом. Для этого применяются различных типов экскаваторы (Marion, Bucyrus, Osgood и др.), обычно действующие или сжатым воздухом (Butter, Thew) или электрические. Размеры экскаваторов бывают, начиная от нормального типа стандартного электрического экскаватора с черпаком в 1½ ярда, до маленьких специально приспособленных грузиков, что находится в зависимости от размеров выемочных камер. Работа экскаваторами в подземных выработках

менее производительна, чем в открытых карьерах, ибо работа ведется с более частыми перерывами на время паления шпуров и проветривания выработок после взрывов. Но механический способ погрузки предпочитают, так как он требует малого количества рабочих рук и в случае надобности может развить большую производительность.

Откатка материала из рудника на фабрику в своем примитивном виде производится вручную или при помощи мулов, а в большинстве случаев при помощи газолиновых двигателей и электровозов. Применение газолиновых двигателей и даже паровых возможно только в больших выработках с хорошей вентиляцией, наиболее же универсальными являются электровозы, как аккумуляторного типа, так и троллейные. В последнее время все большим распространением стал пользоваться транспорт при помощи обыкновенных рудничных грузовиков. Применяемые вагонетки в комбинации с экскаваторами самых разнообразных типов и емкости от 1 т до 18 т.

Стоимость известняков подземной добычи

В 1928 г. Горное бюро США опубликовало цифровые данные о стоимости добычи известняка, полученные им от 48 предприятий. Материал получился неоднородный и совсем не подходящий для сравнения, так как фигурирующие предприятия сильно разнятся и по своей производительной мощности и ведут разработку различных месторождений. Поэтому к цифровым данным нужно подходить с известной осторожностью и сравнения делать, внося известные поправки.

Средние цифры стоимости добытого известняка без учета стоимости дробления, но считая доставку на фабрику, получились следующие:

Среднесуточная добыча	541 т
Средняя мощность добываемого известняка	55 фут.
Средняя ширина камер	36 »
» » столбов	30 »
» стоимость добытого известняка на дробильной фабрике . .	0,964 долл.
Средняя добыча на 1 чел.-час	1,52 т
» выход на 1 пог. фут шпура	1,70 ;
» » 1 фунт. взрывчатого вещества	2,34 »

Сопоставления по способам погрузки приводят Тхоепен к выводу, что в американских условиях механизация погрузки в рудничных условиях дает очень большой эффект. Стоимость добычи снижается на 28%, а производительность рабочего возраста на 80%. Точно так же благоприятно влияет и механическая откатка, хотя и не в такой степени.

Анализ собранных Горным бюро данных указывает также на большое значение мощности разрабатываемой толщи известняков на окончательную стоимость продукции. Чем мощность больше, тем дешевле известняк, хотя снижение происходит далеко не регулярно, но для крайних пределов — для 10 фут. мощности и свыше 100 фут. разница получается в 2,25 раза. На основе всех этих данных Тхоепен приходит к выводу, что добыча известняка в подземных выработках при условии достаточной механизации, средней суточной производительности не меньше 1000 т, разрабатываемой мощностью не менее 30—40 фут., с утилизацией отходов производства обходится в Америке около 66—75 цент. за тонну, не считая дробления. Эти выводы основаны на данных работы рудников до 1916 г. В 1932 г. George Morrison опубликовал сравнительные данные стоимости подземных и открытых работ по материалам, более новым, относящимся вплоть до 1931 г., куда входят анкетные данные Горного бюро и цифры, доложенные на собрании Нац. ассоциации предприятий дробленого камня и других материалов. Выводы Morrison⁷ следующие. Если принять добавочные накладные расходы как при подземной добыче, так и при открытых работах равными 0,15 доллара — стоимость добычи 1 т известняка выразится (см. табл. 4).

Таблица 4

	Открыт. работы	Подземные работы	
Стоимость добычи	0,35 долл.	0,32 долл.	0,385 долл.
Добавочные накладные расходы	0,15 "	0,15 "	0,15 "
	0,50 долл.	0,47 долл.	0,535 долл.

⁷ George Morrison, Rock Products. № 11, 1932, vol. XXXV.

Анализируя эти цифры, Morrison указывает, что в открытых работах стоимость бурения и взрывных работ держится в пределах от 7 до 12 цент., а в подземных доходит до 20 цент. Расходы по погрузке и откатке почти одинаковы в том и другом случае, расходы же по дроблению разнятся значительно от 4 до 10 цент. на тонну в зависимости от характера породы, крупности ее, типа дробилки и других причин. В среднем Morrison считает, что камень из залежи в 25 фут. мощности обходится на 9½ цент. дороже, чем при карьерной добыче, что должно компенсироваться по мнению Morrison большей чистотой получаемого продукта, меньшими затратами капитала на оборудование и др.

Bowles же в своей работе дал несколько несогласные цифры с приведенными выше. Так, он полагает, что добыча флюсового известняка по данным 30 карьеров, им обследованных, обходится в среднем в 67 цент. за тонну, а добыча того же известняка в подземных работах, основываясь на подсчетах Тхоепен, должна быть на 30 цент. дороже, т. е. около 97 цент., считая и дробление. Скинув же на дробление 10 цент., получим разницу между подсчетом Тхоепен и Bowles примерно в 15 центов на 1 т известняка.

Дробление известняков

Современный масштаб работ по добыче известняка на американских карьерах делает необходимым производство подготовки добытого известняка механизированным путем. Ручная обработка сохранилась только на небольших карьерах; тогда как все более или менее крупные имеют дробильно-обогащительные фабрики. Назначение таких фабрик состоит: 1) в измельчении добытого на карьере камня до необходимой крупности кусков; 2) в разделении дробленой массы на отдельные сорта по крупности; 3) в отделении от известняка различных примесей вроде глины, кремней и др.; 4) в погрузке известняка на транспорты.

Как было уже указано, американские карьеры всячески стараются по возможности использовать всю добываемую на карьерах массу известняка, и поэтому на дробильные фабрики, кроме указанных функций, зачастую возлагается целый ряд дополнительных. Поэтому обо-

гательные фабрики на современных крупных карьерах Америки представляют собой довольно сложные сооружения. Проектировкой таких фабрик в Америке занимаются специальные фирмы, из них наиболее известными являются: Stephenson Adamson Co., Link Belt Co., Traylor Engineering and Manufacturing Co. и др.

Приемы переработки известняка, практикуемые на дробильно-обогажительных фабриках в Америке, немногочисленны и довольно-таки однообразны. Состоят они исключительно в дроблении, грохочении, просеивании и в промывке известняка. Дробление почти на всех фабриках двустепенное. В первичной дробилке материал, поступающий из карьера, дробится до 7—8 дм; на второй же дробилке — до 4 дм. Дробилки в большинстве случаев гирационные, редко встречаются щековые. Первичные дробилки обычно с очень большим приемным отверстием в 4—5 фут. Загрузка производится обычно без всяких питателей, лишь на некоторых фабриках материал пропускается предварительно через неподвижный грохот, чтобы мелочь не попадала в дробилку Inland⁸.

Грохочение крупных классов, повидимому, производится на роликовых гриз-ли, этот аппарат встречается почти на каждой фабрике. Более мелкое просеивание ведется на вибрационных грохотах, причем обычно работа производится с водой. Значительно реже применяются вращающиеся грохота.

Помимо такой сортировки, почти на всех фабриках имеется промывочное отделение, где промываются преимущественно мелкие классы известняка как наиболее загрязненные глиной и другими примесями. Обычно флюсовый известняк, предназначенный для доменных и мартеновских печей, не моется. Вода, необходимая для промывки, берется из озер и рек там, где фабрики расположены вблизи от них. При отсутствии же последних воду берут из тех же известняков в карьерах, только из более глубоких горизонтов. И, повидимому, такая вода везде имеется в изобилии. В случае же недостаточного ее количества пользуются обратной водой,

устраивая особые водохранилища. На пенсильванских фабриках Bethlehem Mining Corporation весь материал подвергается промывке⁹. Для этой цели применяются так называемые скрубера, представляющие собою барабаны с особым набором внутри для лучшего перемешивания и перетиранья камня и глины, в которые пускается струя воды под высоким давлением.

На всех фабриках широко применяются ленточные конвейеры для передвижения материала как от одного аппарата к другому, так и из отделения в отделение и на склад. Обычно различные части фабрики помещаются в отдельных строениях, раскинутых на большой площади, что находится в зависимости от малых уклонов, допускаемых при пользовании ленточными конвейерами. На некоторых фабриках¹⁰ применяются ящичные элеваторы и благодаря этому не получается такой разбросанности фабричных зданий.

Нужно особенно отметить широкое развитие складского хозяйства особенно там, где транспорт может производиться водою, и в силу этого носит сезонный характер.

В Америке, повидимому, не боятся частых перегрузок и связанных с ними расходов. Склады обычно делаются на открытом воздухе с особыми приспособлениями для механической погрузки, производимой при помощи ленточных конвейеров, помещенных в особых тоннелях. Известняк, сложенный под тоннелями, через люки поступает на конвейеры. Этим достигаются перемешивание известняка и выравнивание его химического состава.

Погрузка материалов в железнодорожные вагоны и на суда производится при помощи специальных кранов или же ленточных конвейеров с приспособлениями, дающими возможность осыпать отгруженный камень в различных точках судна.

Вводные перевозки флюсовых известняков в США

Водные перевозки сырых материалов для металлургических заводов за по-

⁹ Bethlehem Mines Corporation New Operation at Budgeport, Penn. Rock Products № 3, vol. XXXVI.

¹⁰ John J. Landy, Penfield Plant Dolomite, R. P., 1929.

⁸ New Crushing Plant of Inland Lime and Stone Co. Rock Products No 21, 1931, vol. XXXIV.

следние годы приняли в США огромные размеры благодаря чрезвычайно низкому тарифу по сравнению с железнодорожным. Так, за тонну-милю мелко дробленого камня взимается $\frac{1}{10}$ цента. В 1929 г. по системе Великих озер было перевезено железной руды 73 млн. т, каменного угля 40 млн. т, известняка 16 млн. т. Главными пунктами, откуда вывозится известняк, являются Роджерс, Альпена, Рокпорт, Манистик и др. в штате Мичиган и Стерджен-Бай в штате Висконсин. Местоназначение грузов — заводы около Чикаго, Детройта, Кливленда, Буффало — расстояние от 265 до 520 миль.

Громадную роль в деле снижения тарифа до указанной цифры сыграло изобретение так называемых саморазгружающихся судов. Преимущество таких судов заключается, не говоря уже о меньших расходах, в том, что разгрузка производится в любом месте гавани или на берегу, независимо от того, имеются ли там разгрузочные приспособления или нет. Благодаря этому время, потребное на разгрузку, в 3—4 раза меньше, чем при обычной разгрузке. Первое судно такого типа появилось в 1902 г. Принцип его устройства заключается в общих чертах в следующем. Руда или камень грузят в особо приспособленный трюм, разбитый на отдельные отсеки в виде бункеров. Нижние части последних закрываются задвижками. Под бункерами вдоль всего судна проходят транспортерные ленты в количестве 2 или 4, которые и подают материал в носовую часть, когда открываются задвижки у отсеков. Из носовой части материал по наклонной ленте подается наверх, а оттуда по транспортеру, переброшенному на берег, производится разгрузка материала. Грузоподъемность первых судов была 4500—5500 т, тогда как современных от 10 до 14 тыс. т. Современные суда полностью электрифицированы, силовые установки состоят из водотрубных котлов и турбогенераторов. Мощность силовых установок на больших судах 3000 kW. Скорость разгрузки — 2000 т камня в час. Длина передаточного транспортера 150—160 фут.

Кроме самодвижущихся судов подобного типа, в последнее время стали

обыкновенные баржи снабжать саморазгружающимися аппаратами и находят, что такие баржи более экономичны, чем самодвижущиеся суда. Грузоподъемность барж около 6000 т.

В 1931 г. всего было 16 судов, оборудованных ленточными конвейерами. Общий тоннаж их около 157 тыс. т.

В 1923 г. появилась несколько иного типа саморазгрузка. Особенность ее заключается в том, что вместо продольных транспортеров установлены скрепера, при помощи которых и передвигается материал к носовой части судна. В остальном же, т. е. подача наверх и разгрузка, производятся так же, как и у предыдущего типа судов.

Некоторые суда, кроме того, снабжены также насосами для забора песка со дна озера и для разгрузки его из трюма.

Главным недостатком саморазгружающихся судов служит то, что для устройства продольных конвейеров или скреперов приходится груз помещать выше обычного, и благодаря этому получается малоустойчивое положение судна. Недостаток присущ обоим системам. Однако этот недостаток не является препятствием для плавания судов не только по Великим озерам, но и в Мексиканском заливе.

Сравнивая же обе системы, преимущество, повидимому, отдают транспортерной, ибо в настоящее время больше имеется судов этого типа как в эксплуатации, так и в постройке.

В заключение нашего обзора должны указать, что при добыче флюсовых известняков в Америке не существует какого-либо специального метода, а применяются те же способы и приемы, какие практикуются при добыче и других полезных ископаемых, в особенности каменного угля. Но эти способы в силу особых требований, предъявляемых к различным сортам добываемых известняков, должны видоизменяться так же, как и в зависимости от условий залегания известняков и природных их качеств, и поэтому добыча известняков является зачастую более сложной операцией, чем обычно. То же самое нужно сказать и относительно переработки известняков.

А. Д. Федосеев, К. Н. Кюннер, Л. П. Павлова

Огнеупорные глины Товарковского месторождения поля шахты № 54

В течение 1934/35 г. Всесоюзным научно-исследовательским институтом огнеупорных и кислотоупорных материалов проведено значительное число работ по исследованиям огнеупорных глин Подмосковского бассейна.

К числу последних относится и работа по исследованию глин Товарковского месторождения поля шахты № 54, произведенная ВИОК по договору с трестом Мосгеогазгеодезия на материалах (пробах), добытых в процессе разведки.

Товарковское месторождение каменного угля и огнеупорных глин находится в Московской обл., в 5 км на юго-восток от ст. Товарково ж.-д. ветки Узловая—Елец, на территории полей угольных шахт рудников им. Кагановича и Богородицкого (фиг. 1).

Описываемое месторождение известно с

1859 г.¹, когда оно впервые стало эксплуатироваться на уголь, интерес же ко второму полезному ископаемому—огнеупорной глине—и организация ее добычи возникли значительно позднее (1927/28 г.). Только в 1926 г. при проведении общих систематических исследований глин Подмосковского бассейна цементно-керамической партией б. Геолкома под руководством проф. Пригоровского² было установлено наличие в ряде районов ценных месторождений огнеупорных глин (окрестности г. Тулы, Лихвина, Бобриков и т. д.), заслуживающих серьезного внимания и подробного исследования³.

В 1928 г.⁴ в результате дальнейших работ б. Геолкома (инж. П. Н. Яковлев) были получены первые материалы по керамической характеристике товарковских глин, позволившие выделить лучшие качественные разновидности и сорта, пригодные для использования в огнеупорно-керамической промышленности.

В 1933 г. Товарковский район в числе прочих (Казановский, Балаховский и др.) явился объектом работ исследовательской партии ЦНИГРИ⁵, в результате которых был опробован ряд шахт, оговорены границы залежей огнеупорных глин и произведен подсчет запасов по шахтным полям шахт № 54 и 57. Работами ЦНИГРИ было установлено, что из всех опробованных шахтных полей наиболее однородным по качеству и выдержанным по залеганию оказался пласт междуугольной глины поля шахты № 54.

Последнее обстоятельство послужило основанием в 1934 г. при постановке трестом Мосгеогазгеодезия геологоразведочных работ на огнеупорные глины выбрать под детальную разведку среди прочих месторождений и поле шахты № 54.

По имеющимся геологическим материалам Товарковское месторождение складывается мощной толщей песчано-глинистых отложений угленосной и тульской свит нижнего карбона, причем разрабатываемые угли относятся к нижней части разреза, именуемого главным продуктивным горизонтом ($C_1^{H_2}$ по схеме П. Н. Яковлева).

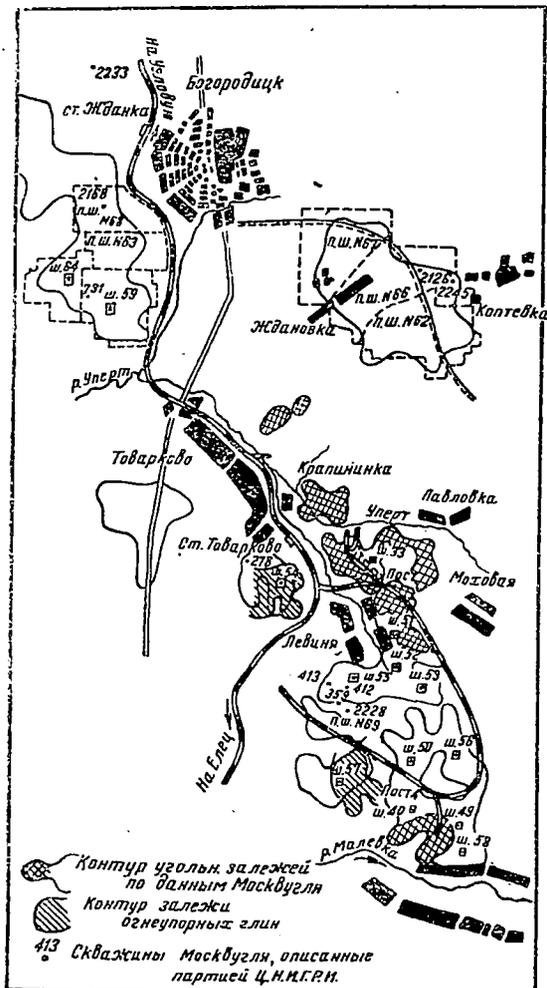
¹ Пригоровский М. М., Огнеупорные глины Центральной России, КЕЛС, 1922 г.

² Корженевская А. С., Обследование огнеупорных глин Подмосковского каменноугольного бассейна летом 1926 г. Труды Всесоюзного геологоразведочного объединения. В. 80, 1932.

³ Яковлев П. Н., Стенограмма доклада на совещании по Подмосковному бассейну при ГГУ от 14/II 1934 г.

⁴ Яковлев П. Н., Отчет исследовательской партии ЦНИГРИ по изучению глин Подмосковского бассейна в 1933 г., ч. 1, Материалы для промышленной оценки месторождений огнеупорных глин Подмосковского бассейна; гл. II, Богородицко-Товарковский район. Фонд ЦНИГРИ. Гипроогнеупор.

⁵ См. выше цитированную работу Яковлева П. Н. за 1933 г., ч. 1, гл. II.



Фиг. 1— Обзорная карта Товарковского района

Горизонт C_1^{h2} состоит из 2 (реже 3—4) сближенных пластов угля, заключенных между пластами огнеупорных глин. По отношению к пластам угля различаются глины надугольные (Н. У.), междуугольные (М. У.) и подугольные (П. У.).

Подугольные глины, залегающие в основании разреза на улинских известняках или на подстилающих песчано-глинистых отложениях, относимых к C_1^{h1} имеют обычно мощность 1—1,5 м, нередко выклиниваются, замещаясь подстилающими породами. Подугольные глины часто запрыжены глинистым песком.

Междуугольные глины, разделяющие пласты угля (I-У и II-У), имеют обычно мощность 0,4—1,0 м и выдержанный характер залегания. Названные глины темносерого, иногда черного цвета, в большинстве случаев пластичные, иногда слегка песчаные, имеют включения пирита, слюды и сферолитов сидерита. Для всех разностей характерно наличие углистых прослоев и мелкой углистой пыли.

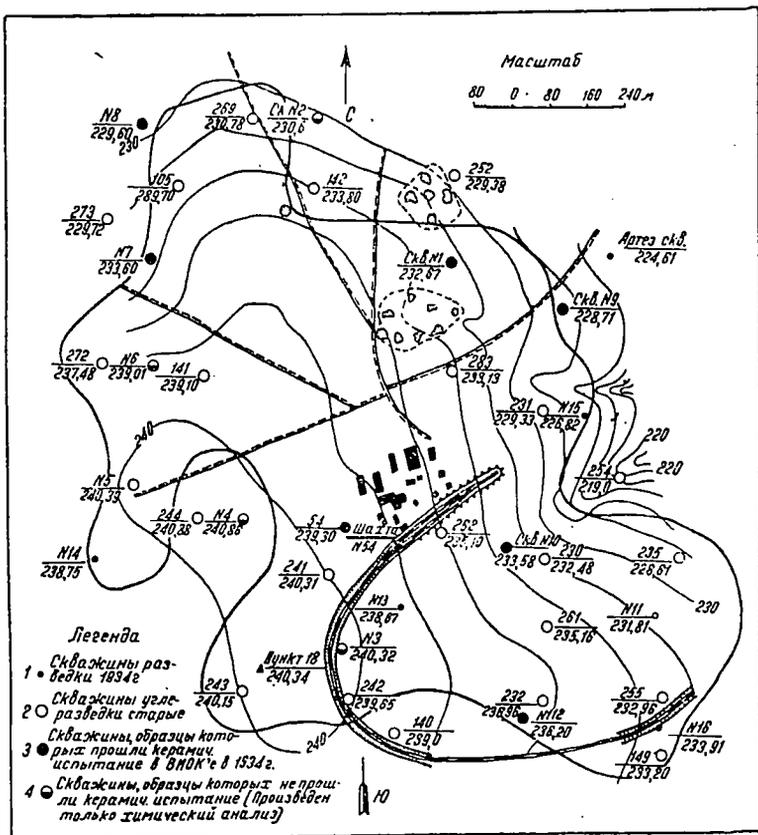
Надугольные глины колеблющейся мощности заполняют понижение рельефа 1-го угольного пласта, часто выклиниваются и нередко замещаются песками. По внешним признакам Н. У. глины стальносерого цвета, пластичны, часто содержат значительные количества железистых включений и песка.

Вышележащий над C_1^{h2} горизонт C_2^{h2} складывается из песчаных и глинистых и углистых прослоев.

Согласно данным 1934 г. буровые скважины, пройденные Товарковской геологоразведочной партией МГГТ, повторяют в своем разрезе общую геологическую схему участка, установленную ранее. На западной границе (скважины № 4, 5, 6, 7 и 8, фиг. 2) под 17—19-м толщей суглинков, глин и песков залегает пачка угольных пластов (3—4), переслаивающихся с глинами; скважины № 7 и 8 обладают признаками выклинивания залежи; угольные пласты сменяются слоями сажи и тонкими углистыми прослойками, надугольные глины замещаются песками.

Северо-восточная и восточная части участка (скважин № 1, 2, 9, 10, 12) характеризуются менее глубоким залеганием угольной пачки (с глинами) от поверхности, с уменьшением мощности вскрыши до 10—15 м и меньшим числом угольных пластов (1—2). Междуугольные глины представлены пластами незначительной мощности (0,5—1 м).

Объектами для лабораторного исследования послужили буровые пробы глин, отобранные



Фиг. 2— План шахтного поля № 54

Товарковской геологоразведочной партией в количестве 20 образцов, которые охватывали западную (скважины № 2, 4, 5, 6, 7, 8, № ВЮК 2, 6, 7, 8, 9, 10) и восточную (скважины 1, 9, 10, 12, № ВЮК 1, 11, 12, 13) части разведанного участка. С центральной части поля были доставлены пробы из скважины № 3 (пробы № 3, 4, 5) и шахты № 54 (№ проб 14—20 включительно). Большинство образцов, за исключением 3 (№ ВЮК 3, 4, 6*), принадлежащих к надугольным разностям, относятся к междуугольным глинам.

По внешнему виду глины разделяются на 2 группы:

- 1) темносерые, почти черные, жирные глины, плотно и иногда слоистого сложения;
- 2) темносерые слабо песчаные глины, также слоистого сложения. Из включений наблюдаются железистые прожилки, листочки слюды, прослой более светлой глины, глинистого песка и сажи.

Химические анализы производились для всех указанных выше проб; результаты их помещены в табл. 1.

* В дальнейшем образец 6, представляющий собой сильно ожелезненную (с огнеупорностью 1590°) разность, дающую при обжиге медковспученный, сплошь покрытый пленкой железистых выплавков черепок, был совершенно исключен из цикла исследований.

Таблица 1

№ образ. В.И.О.К.	Место взятия		SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	П. п. п.	Огнеупорность	
	№ скваж.	глубина						в °Ц	S. К.
1	1	15,55—15,95	41,87	1,22	32,89	1,92	19,44	1730	33
2	2	13,60—15,22	41,89	1,49	31,29	1,96	21,31	1720	32—33
3	3	16,95—19,38	64,70	1,13	20,06	1,17	11,61	1620	27—28
4	3	19,38—20,03	57,14	1,39	22,76	2,07	13,79	1650	29
5	3	22,23—23,15	43,63	1,45	29,72	2,23	18,65	1690	31
6	4	17,18—18,83	—	—	—	—	—	1590	26—27
7	5	22,20—22,8	62,80	1,51	19,39	1,42	13,01	1640	28—29
8	6	21,70—23,30	61,73	1,05	21,43	1,51	12,62	1640	28—29
9	7	18,19—20,10	55,70	1,03	22,01	1,98	17,80	1630	28
10	8	14,52—15,82	52,85	1,25	27,37	1,71	17,21	1660	29—30
11	9	13,55—14,35	40,53	1,32	31,47	2,19	21,24	1700	31—32
12	10	19,26—19,76	42,42	1,27	32,19	1,87	20,04	1735	33—34
13	12	18,55—19,89	46,27	1,68	28,58	2,07	18,22	1680	30—31
14	54	штр. 29	50,33	1,54	25,57	1,79	18,06	1670	30
15	54	штр. 18 bis. вост.	40,62	1,39	32,24	1,94	19,91	1730	33
16	54	штр. 14 вост.	41,10	1,62	33,05	1,81	19,67	1730	33
17	54	штр. 20 bis	51,13	1,38	25,80	1,45	16,01	1650	29
18	54	штр. 18 зап. бор.	47,53	1,33	26,13	3,50	18,48	1670	30
19	54	штр. 29 ¹ сев. бороз.	49,42	1,22	27,56	1,45	16,97	1670	30
20	54	штр. 33 сев. бороз.	46,26	1,30	28,45	1,98	18,03	1690	31

Таблица 2

Ситовые анализы

Газмер фракций	№ образцов								
	4	8	9	10	11	12	13	18	19
>0,088 мм	0,36	3,82	1,20	1,81	0,98	0,56	1,68	2,16	1,20
0,088—0,06 »	0,55	6,82	2,42	1,87	0,42	0,23	1,82	0,68	0,08
<0,06 мм	99,09	89,36	96,38	96,20	98,6	99,21	96,50	97,20	97,7

Таблица 2а

Механические анализы

№ образца	По Сабанину				По Робинзону		
	1,0—0,25 мм	0,25—0,05 мм	0,05—0,01 мм	> 0,01 мм	0,01—0,005 мм	0,005—0,001 мм	> 0,001 мм
15	0,1	0,2	0,2	99,5	26,1	11,7	61,8
20	0,2	0,1	4,2	95,5	31,8	9,0	55,1

Как видно из полученных данных, большинство исследованных глин характеризуется высоким содержанием органических веществ (п. п. п. до 21%). Содержание SiO₂ колеблется в пределах 40—65%, соответственно с чем находится большее или меньшее содержание глинозема (от 20 до 35%); TiO₂ присутствует во всех глинах почти в одинаковом количе-

стве (от 1 до 1,7%). Содержание Fe₂O₃ в большинстве случаев постоянно и колеблется около 2% (14 образцов из 19), повышаясь в отдельных случаях до 3,5% (образец № 18); нетрудно видеть, что наименьшим содержанием окиси железа обладают песчаные разности изученных глин.

Температура плавления большинства исследованных глин лежит в пределах 1640—1690° (12 образцов из 20), повышаясь в отдельных случаях до 1720—1735° (5 образцов). Одновременно с этим имеются 3 образца, огнеупорность которых колеблется между 1590—1630°.

Гранулометрический состав глин, определенный по общепринятым методам, приводится в табл. 2.

Из данных табл. 2 и 2а следует, что товарковские глины в большинстве случаев не содержат значительных количеств грубых примесей, обнаруживая большое сходство между собою по содержанию частиц < 0,06 мм (96,20—99,21%). Исключение составляет только образец № 8, показавший наименьшее количество частиц < 0,06 мм—89,36%, за счет увеличения более грубых песчаных фракций. Результаты анализа выборочных проб по Сабанину-Робинзону показывают, что исследо-

Таблица 3

№ образца	в процентах						Органич. веш. (суммар.)
	Каолинита	Серицита	Кварца	Пирита	Лимонита	Рутила	
15	63,67	18,38	2,70	0,77	1,08	1,39	10,04
20	56,76	15,63	12,79	1,04	0,70	1,30	9,30

ванные глины можно квалифицировать как тонкоотмученные глинистые породы, содержащие большое количество ультрамелких частиц ($< 0,001$ мм).

Просмотр глин и фракций под микроскопом показал, что основная минеральная масса составляет из слабоплярзующих агрегатов каолинита с включением мелких зерен кварца и большого количества углистых пыли и частиц. Найдены чешуйки серицита, в очень небольших количествах рутил, циркон, турмалин, часто пирит и реже лимонит.

Количественный минералогический состав 2 образцов (№ 15 и 20), вычисленный на основании результатов полных химических анализов и микроскопических просмотров, представлен в табл. 3.

Для проведения керамических испытаний были отобраны наиболее типичные образцы с расчетом, чтобы таковые могли охарактеризовать все качественные разновидности глин месторождения. Результаты керамических исследований помещены в табл. 4.

Как видно из табл. 4, большинство исследованных глин характеризуется сравнительно высоким водозатворением, выражающимся для 9 образцов в пределах 34,5 до 45,5%, понижаясь только в 2 случаях, для запесчаных разновидностей — до 30,2—32,0%. Усушка и полная усадка глин колеблется в довольно широких пределах: первая от 5,13 до 9,40%, вторая соответственно при температурах: 1100° — от 8,47 до 16,8%; 1200° — от 10,37 до 17,90%; 1300° — от 11,73 до 18,35%; пониженные против пластичных глин результаты получены для запесчаных образцов.

Судя по величинам водопоглощения, большинство исследованных глин должно быть отнесено к материалам трудно или вовсе не спекающимся. Исключение представляют только образцы № 11, 12, 13, 15 и 20, спекающиеся в интервале 1200—1300° и выше и относящиеся к наиболее глиноземистым и наименее запесчаным разновидностям. Причины трудной спекаемости товарковских глин обуславливаются, как следует думать, высоким содержанием углистых включений, выгорание которых при обжиге сопровождается образованием значительного числа внутренних пор в черепке; частично отсутствие спекания обуславливается высоким содержанием песка в ряде образцов.

Большинство исследованных глин характеризуется резким сокращением черепка, а следовательно, и пористости, в температурном интервале 1100—1200°, хотя наравне с ними име-

Таблица 4

№ образца	Водозатвор	Усушка	Усадка при:			Водопогл. при:				
			1100°	1200°	1300°	1100°	1200°	1300°	1350°	
			в процентах							
4	32,01	9,40	11,54	14,25	15,83	13,27	6,90	4,57	—	—
8	30,22	5,70	8,47	10,37	11,73	16,97	12,36	9,73	—	—
9	34,82	6,90	11,32	13,81	14,73	15,01	7,71	5,43	—	—
10	37,96	7,70	13,22	16,53	17,12	16,63	9,43	5,51	—	—
11	45,55	5,13	16,80	17,90	16,60	6,74	1,48	0,59	—	—
12	38,87	6,51	14,90	17,50	16,33	10,73	1,53	0,68	—	—
13	40,68	7,14	15,90	17,41	17,98	11,63	5,68	1,7	—	—
15	43,51	7,16	15,52	17,80	18,42	14,02	5,16	0,94	0,83	—
18	44,48	5,92	12,25	15,66	16,16	15,75	8,95	6,09	—	—
19	34,44	6,52	12,67	14,57	14,90	15,70	8,95	6,24	—	—
20	34,61	7,13	14,36	15,22	17,14	14,99	8,25	6,34	0,68	—

Таблица 5

№ образца	Водозатвор-есть	Указатель пластич. по Земятченскому	Связн. на излом в кг/см ²			
			чистая глина	глина 60% шамот 40%	50% 5%	40% 60%
15	44,47	6,2	74,11	38,32	27,69	21,21
20	37,78	5,5	55,03	30,48	26,85	22,52

ются отдельные разновидности, показывающие рост усадки и уменьшение пористости и в интервале 1200—1300°.

Два образца товарковских глин были подвергнуты также испытаниям на связующую способность и пластичность. Результаты испытаний приведены в табл. 5, причем помещенные в ней данные являются средними из ряда определений.

Как видно из табл. 5, товарковские глины типа образцов № 15 и 20 обладают выше средней пластичностью и высокой связующей способностью, позволяющей использовать их в производстве в качестве пластической добавки при 50—60% отношении шамота. Черепки глин до 1100° включительно остаются сравнительно светлыми, слабо спекшимися, без мушки и заметных выпалков. В дальнейшем они темнеют и при 1300—1500° приобретают желтый, желтовато-серый цвет, излом в ряде случаев серый, что указывает на неполное выгорание углистых включений. Мушка и редкие небольшие выпалки появляются лишь на черепках отдельных образцов; в единичных случаях также наблюдается появление пузырей. Исключением служит, как уже указывалось выше, черепок образца № 6, который при 1350° темнокоричневого цвета мелкоспученный; сплошь покрытый пленкою железистых выпалков.

Устойчивость глин под нагрузкой 2 кг/см² при высоких температурах для тех же 2 проб (№ 15 и 20) характеризуется следующими цифрами: температура Н. П. 1260—1350°; 40%

сжатия 1580 и 1620°; интервал размягчения 290 и 320°. Приведенные цифры показывают, что исследованные глины в части механической прочности при высоких температурах не уступают огнеупорным глинам Бобриковского района, значительно превосходя в этом отношении глины Болоховского, Казановского, Победино-Гротовского и других месторождений Московской обл.

Результаты лабораторных исследований межугольных глин поля шахты № 54 Товарковского месторождения позволяют дать им следующую качественно-технологическую характеристику.

1. В минералогическом отношении исследованные глины являются по преимуществу каолинитово-кварцевыми породами, в которых содержание свободного кварца колеблется в широких пределах; акцессорными минералами являются: пирит, лимонит, реже серицит и совсем редко рутил, турмалин и циркон. Почти все глины характеризуются высоким содержанием органических углистых веществ.

2. В химическом отношении глины неоднородны: наряду с образцами, содержащими $Al_2O_3 > 30,0\%$ и $SiO_2 < 53\%$, имеется значительное количество проб с повышенным содержанием кремнезема (55—65%) и соответственно пониженным содержанием глинозема. Содержание окиси железа и двуокиси титана в большинстве образцов постоянно, показывая колебание для первого окисла около 2%, снижаясь в единичных случаях до 1—1,5% и повышаясь в одном образце до 3,5% (на непрокаленный вес); для второго — от 1 до 1,5%.

3. По механическому составу глины преимущественно относятся к тонкоотмученным глинистым породам.

4. Хотя большинство межугольных глин относится к материалам средней огнеупорности, температура плавления которых лежит в интервале 1640—1700°, понижаясь в одном случае до 1630° (образец № 9), наряду с ними установлено существование разновидностей, обладающих довольно высокой огнеупорностью 1720—1735° (образцы № 1, 2, 12, 15, 16).

5. В керамическом отношении большинство межугольных глин обладает высокой связующей способностью, средней и выше средней пластичностью (указатель пластичности по Земятченскому до 6,2) и водозатворением от 34 до 45,5% (для пластичных) и около 30% для запесчаных разновидностей. При обжиге на 1200, 1300, 1350° дают однородный светлый (сероватый или желтоватый) черепок, без деформации и вспучивания, в отдельных случаях с редкой мелкой мушкой, появляющейся при 1300°. Склонность к деформации и вспучиванию проявляется только в единичных образцах при 1350°. Благодаря высокому содержанию органических (углистых) включений глины являются часто материалами трудно или совсем не спекающимися. Что касается качественной оценки надугольных глин в разведываемой части поля, то, судя по результатам исследований трех присланных в ВАОК образцов этой разности, последние являются, видимо, в основном сильно запесчаными (SiO_2 на прокал. вес 66,28—73,20%) соответственно низкоглиноземистыми (Al_2O_3 на прокал. вес 22,7—26,4%) с невысокой огнеупорностью (1590—1650°) материалами. В отдель-

ных случаях надугольные глины богаты железистыми включениями (образец № 6). В зависимости от химического состава черепок их при обжиге на 1300—1350° или светлый с незначительной мушкой и редкими выплавками или же темноокрашенный, вспученный, покрытый железистыми выплавками.

Полученные в процессе исследований химико-керамические показатели позволили на основе ряда важнейших признаков (химический состав, огнеупорность, водосодержание) произвести разбивку исследованных глин на три группы. Выделенные группы охватывают все разновидности изученных глин; из них первая характеризует наиболее высококачественные образцы, вторая и третья — в разной степени песчаные разновидности. В соответствии с выявившейся общей характеристикой групп распределение исследованных образцов представлено в табл. 6.

Глины первой группы согласно полученным результатам характеризуются сравнительно высокой пластичностью, связностью и водозатворением, тонкозернисты со спекаемостью в пределах 1200—1300°; огнеупорностью 1690—1730° (КЗ 31—33) и интервалом плавкости в 450—500°. В химическом отношении обладают высоким содержанием глинозема на прокал. вес от 36,5 до 41% и соответственно низким — кремнезема от 40,5 до 43,6% (или от 51 до 54% на прокал. вес); окиси железа около 2% (на прокал. вес 2,25%—2,82%). Перечисленные свойства глин этой группы дают основания считать их пригодными для производства шамотных изделий класса Б ОСТ 7728—7729.

Глины второй группы. Вторая группа объединяет глины несколько пониженного качества по сравнению с первой, главным образом, за счет понижения огнеупорности и некоторого повышения в содержании кремнезема. В цифровом выражении содержание глинозема от 25,5 до 28,5% (соответственно на прокал. вес от 30,7 до 34,95%); кремнезема от 46,26 до 52,65% (56—64% на прокал. сост.) и окиси железа от 1,45 до 3,5%. Глины пластичные имеют огнеупорность 1650—1690° (29—31 КЗ); благодаря повышенному содержанию кварцевого песка и углистых включений являются трудноспекающимися материалами (1300° и выше). Полученные химико-керамические показатели позволяют определить пригодность этих глин для производства шамотного припаса класса В ОСТ 7728—7729, обладающего в ряде случаев повышенной пористостью.

В состав третьей группы вошли сильно песчаные не спекающиеся глины с невысокой огнеупорностью 1620—1650° (27—29 КЗ), содержанием кремнезема от 56 до 65% (66,2—73,2% на прокаленное сост.), глинозема 20—23% (22,2—26,7% на прокал. вес.) с потерей при прокаливании, за исключением одного образца, от 12 до 14%.

Глины третьей группы пригодны для производства несоответственных шамотных полукирпичей (кварцево-глинистых) изделий, технические требования к которым сравнительно низки — класса В ОСТ 6238.

Обобщение результатов исследований позволяет установить, что из отдельных частей разведанного поля шахты № 54, в отношении качества межугольных глин, наибольший ин-

Таблица 6

№ пробы	Место взятия	Химический состав в %							Огнеупорн.		Водозатворяемость	Усадка при 1300°	Водопогл. при 1300° С	Тип глины	Марка группы по ОСТ 5539
		химич. вес в %				на прокал. вес			в °С	S. К.					
		п. п.	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	SiO ₂	Al ₂ O ₃							
I группа															
15	ш. 54	19,91	40,62	32,24	1,94	1,39	50,72	40,25	2,42	1730	33	43,51	18,92	0,94	М. У.
1	СКВ 1	19,44	41,87	32,89	1,92	1,22	51,98	40,83	2,39	1730	33	—	—	—	М. У.
2	» 2	21,31	41,89	31,29	1,95	1,49	53,23	39,75	2,49	1720	32—33	—	—	—	М. У.
5	» 3	18,65	43,63	29,72	2,23	1,45	53,63	36,53	2,74	1690	31	—	—	—	М. У.
11	» 9	21,24	40,53	31,47	2,19	1,32	52,12	40,47	2,82	1700	31—32	45,55	16,60	0,59	М. У.
12	» 10	20,04	42,42	32,19	1,87	1,27	53,05	40,25	2,34	1735	33—34	38,87	16,33	0,68	М. У.
16	ш. 54	19,67	41,10	33,05	1,81	1,62	51,20	41,14	2,25	1730	33	—	—	—	М. У.
II группа															
10	СКВ 8	17,21	52,65	27,37	1,71	1,25	63,84	33,06	2,07	1660	29—30	37,96	17,12	5,51	М. У.
13	» 12	18,22	46,27	28,58	2,07	1,68	56,58	34,95	2,53	1680	30—31	40,63	17,98	1,71	М. У.
14	ш. 54	18,06	50,33	25,57	1,79	1,54	61,42	31,21	2,19	1670	30	—	—	—	М. У.
17	ш. 54	16,01	51,13	25,80	1,45	1,38	60,88	30,70	1,73	1650	29	—	—	—	М. У.
18	ш. 54	18,48	47,53	26,13	3,50	1,33	58,31	32,05	4,3	1670	30	44,48	16,16	6,09	М. У.
19	ш. 54	16,97	49,42	27,56	1,45	1,22	59,52	33,19	1,75	1670	30	34,44	14,90	6,24	М. У.
20	ш. 54	18,03	46,26	28,45	1,98	1,30	56,44	34,71	2,42	1690	31	34,61	17,14	6,34*	М. У.
III группа															
3	СКВ 3	11,61	64,70	20,06	1,17	1,13	73,20	22,70	1,32	1620	27—28	—	—	—	Н. У.
4	» 3	13,79	57,14	22,76	2,07	1,29	66,28	26,40	2,40	1650	29	32,01	15,83	4,57	Н. У.
7	» 5	13,01	62,80	19,39	1,42	1,51	72,20	22,29	1,63	1640	28—29	—	—	—	М. У.
8	» 6	12,62	61,73	21,33	1,51	1,05	70,65	24,41	1,73	1640	28—29	30,22	11,73	9,73	М. У.
9	» 7	17,80	55,70	22,01	1,98	1,03	67,80	26,78	2,41	1630	28	34,82	14,73	5,43	М. У.

* При 1350° — 0,68%.

** Проба № 5 согласно ОСТ маркируется как II группа.

терес представляют северо-восточный и восточный участки, представленные в работе исследованными разновидностями.

Распределение исследованных проб по территории разведанного участка позволяет предположить о вероятном распространении зале-

жи доброкачественных глин еще далее к востоку и северо-востоку от проведенной угле-разведкой линии скважин и выклинивание залежи — в западном направлении.

Ленинград ВЮК

И. В. Шманенков, Э. М. Черномордик, М. Н. Казанцева и Б. Н. Кац

Очистка доменного газа от хлористых соединений при плавке титано-магнетитов

Сообщение I

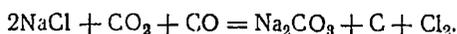
В статье изложены результаты лабораторного исследования очистки газа от хлористых соединений. На основе проделанных опытов предлагается комбинированный метод очистки; водоочистка + электроочистка, позволяющий практически нацело освободить газ от хлористых соединений. Полученные результаты имеют большое значение для рационального решения проблемы титано магнетитов.

I. Введение

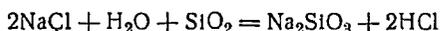
Настоящая работа относится к циклу работ по проблеме титано-магнетитов. Как известно, Институт прикладной минералогии выдвинул метод плавки сырых титано-магнетитов на соленом коксе (метод акад. Брицке, Шманенкова, Тагирова) с целью получения ванадистого чугуна и высокопроцентных титанистых шлаков. Одним из недостатков предлагаемого метода является загрязненность доменного газа хлористыми соединениями.

Доменный газ при плавке на соленом коксе содержит различные хлористые соединения, получающиеся как в результате взаимодействия хлора и соляной кислоты с различными компонентами сырых материалов, так и в результате частичного улетучивания хлористого натрия.

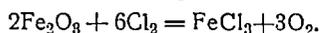
Хлор получается, главным образом, по реакции:



Соляная кислота получается по реакции:



Хлор может реагировать с окислами железа и давать хлорное железо:



Kangro W. и Flügge K., исследуя влияние хлора на естественные железные руды, нашли, что в интервале температур 700—900° окись железа достаточно полно превращается при наличии хлора в хлорное железо. Другие же примеси

железных руд (CaO , MgO , Al_2O_3 , SiO_2) в этих условиях не реагируют с хлором¹. При более высоких температурах хлористые соединения железа распадаются.

Исследования колошниковых газов при плавке титано-магнетитов на соленом коксе в Н.-Тагиле 1932 г. показали, что уже после первого сухого пылеуловителя в газах присутствует из хлористых соединений только хлористый натрий.

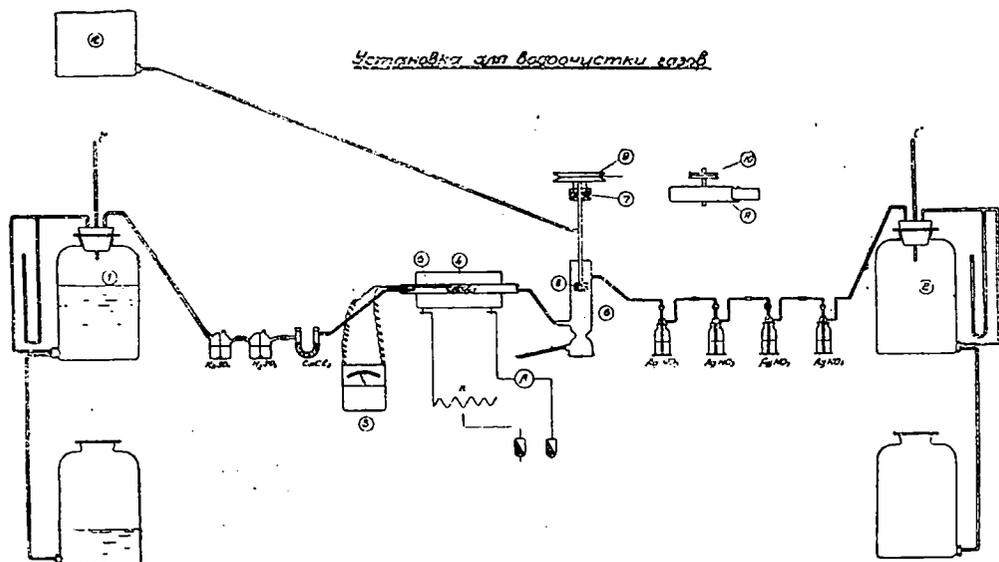
Максимальное содержание хлористых соединений в газах на колошнике было 29,018 г на 1 м³ газа (в пересчете на хлористый натрий), после же первого сухого пылеуловителя максимальное содержание хлористого натрия было 25,4 г на 1 м³ газа. Других хлористых соединений обнаружено не было.

Изучение хлористых соединений в доменных газах показало, что наиболее стойким в смысле его удаления является хлористый натрий. Хлористый натрий, выходя из печи в значительной мере в виде перегретых паров, конденсируется медленно. Хлористые же соединения железа, благодаря их большой способности к образованию гидратных форм, легко конденсируются, адсорбируясь пылью газа.

В 1932/33 г. нами были поставлены лабораторные опыты по изучению очистки газа от хлористых соединений применительно к условиям плавки титано-магнетитов на соленом коксе. Опыты были поставлены в направлении очистки газов водой и электрофильтром. Изучены в порядке предварительных данных следующие вопросы:

- 1) очистка газа пропусканием через слой воды,
- 2) очистка газа орошением водой,
- 3) очистка газа электрофильтром и
- 4) очистка комбинированным методом—орошением водой и электрофильтром.

¹ Z. F. Elektrochem and phys, Chemie B. 35, № 4 (1929).



Фиг. 1—Установка для водоочистки газов: 1 и 2—аспираторы, 3—гальванометр, 4—печь, 5—термопара, 6—колонка очистки, 7—рутный затвор, 8—разбрызгиватель, 9 и 10—шкивы, 11—турбины, 12—водонапорный бак, А—амперметр, R—реостат

II. Экспериментальная часть

1. Опыты по очистке газа пропусканьем через слой воды. Опыты имели целью изучить степень удаления хлористого натрия из газа в зависимости от высоты слоя воды в поглотителе и концентрации хлористого натрия в газе.

Получение газа, содержащего хлористый натрий, велось следующим образом: фарфоровая лодочка с х.ч. NaCl помещалась в фарфоровую трубку, которая находилась в трубчатой электрической печи. Печь нагревалась до температуры 1155° , и через фарфоровую трубку пропускался азот или воздух для насыщения его парами хлористого натрия. Азот или воздух предварительно осушался от паров воды путем пропускания через склянки Тищенко с силикагелем и крепкой серной кислотой.

Размеры лодочки: длина 9 см и ширина 1 см. Диаметр фарфоровой трубки 4 см, длина 50 см. Подводящие и отводящие стеклянные трубки имели диаметр 8 мм.

Скорость пропускания газа колебалась от 30 до 68 см³/мин в зависимости от задания опыта. В каждом отдельном опыте скорость поддерживалась постоянной. Продолжительность пропускания газа 60 мин. Газ, насыщенный парами хлористого натрия, по выходе из печи поступал в 3 склянки Дрекселя.

В первой склянке находилась чистая вода, налитая до определенной высоты, а в двух последних склянках — раствор AgNO_3 .

После опыта содержимое поглотителей анализировалось на NaCl по методу Фольгарда. Результаты этих опытов сведены в табл. 1.

Рассмотрение этой таблицы указывает, что: 1) принципиально возможно удалить хлористый натрий из газа путем его пропускания через слой воды; 2) количество удаленного NaCl зависит от концентрации NaCl в газе и от столба жидкости в поглотителе.

Для полной очистки необходимо применять несколько последовательно соединенных поглотителей по принципу противоочистки.

Однако этот метод вряд ли может иметь большое практическое значение при наличии других более экономичных и технически лучших установок.

2. Опыты очистки газа орошением водой. Опыты имели целью выяснить влияние на степень очистки газа:

- 1) скорости газа,
- 2) количества воды,
- 3) концентрации хлористого натрия в газе.

Опыты велись в специально смонтированной установке (фиг. 1).

Воздух или азот из аспиратора 1 (при больших скоростях воздух нагне-

Сводка результатов опытов поглощения хлористых соединений водой

Таблица 1

№ опы- тов	Скорость прохожд. газа в мин. в см ³	Высота слоя жидко- стей в поглоти- теле в см	Температура опыта в °	Длительность опыта в мин.	Количество NaCl в г						Количество хлористого натрия в 1 м ³ газа в г
					I погло- титель	% погло- щения	II погло- титель	% погло- щения	III погло- титель	% погло- щения	
11	37	5	1155	60	0,0795	95,44	0,0019	2,28	0,0019	2,28	37,87
12	37	10	1155	60	0,0566	95,62	0,0028	4,38	0,0000	—	26,05
13	54	—	1155	60	0,1201	97,71	0,0028	2,29	0,0000	—	38,41
14	63	5	1155	60	0,1004	94,53	0,0047	4,42	0,0016	1,05	27,95
15	68	10	1155	60	0,1164	97,89	0,0025	2,11	0,0000	—	31,29
16	60	5	1155	60	0,0998	97,55	0,0025	2,45	0,0000	—	34,10
17	30	10	1155	60	0,0744	100	0,00	—	0,0000	—	41,33
18	41	5	1155	60	0,0438	92,21	0,0025	5,26	0,00125	2,53	19,00

тался лабораторным насосом) осушался крепкой серной кислотой в склянках тищенко и хлористым кальцием в U-образной трубке и поступал в фарфоровую трубку, находящуюся в электрической печи 4. В фарфоровой трубке находилась лодочка с хлористым натрием. Газ, насыщенный хлористым натрием, поступал в колонку очистки 6.

Колонка очистки была сделана из цилиндра Фрезениуса. Высота колонки 225 мм, ширина 45 мм, ввод грязного газа производился через боковое отверстие в 9 мм на противоположной стороне от вывода чистого газа.

В центре колонки был вставлен вращающийся сердечник, сделанный из стеклянной палочки. На конце палочки помещался шлифованный стаканчик с рядом отверстий. Вращение сообщалось от маленького мотора или водяной турбины. Палочка была вставлена в стеклянную трубку, в которую подавалась вода под постоянным давлением. При вращении сердечника, вода разбрызгивалась и орошала газ, поступающий снизу.

Сток отработанной воды производился через отверстие внизу колонки.

Опыты велись следующим образом: печь нагревалась до заданной температуры, затем через печь пропускался газ, насыщенный хлористым натрием и поступал в сухую колонку очистки в течение 5 мин. Газ отводился через отдельные поглотители с раствором AgNO_3 , и таким образом определялась концентрация хлористого натрия в газе до очистки. После этого в колонку очистки пускалась вода с заданной скоростью и газ в течение 10, иногда 5 мин.

Очищенный газ поступал в склянки Дрекселя с раствором AgNO_3 , а затем в аспиратор 2. После каждого опыта содержимое склянок Дрекселя анализировалось на хлористый натрий по Фольгарду, и таким образом определялось количество хлористого натрия в газе после очистки водой.

Степень очистки вычислялась из данных определения NaCl до очистки и после. Были проведены две серии опытов. Одна серия опытов велась при температуре опыта 980° с различными скоростями воды и газа, и, следовательно, различной концентрации NaCl в нем. Вторая серия опытов имела целью уточнить данные первой серии в смысле влияния количества воды на степень очистки газа.

Результаты первой серии сведены в табл. 2.

Эти опыты показали, что при скорости газа $180 \text{ см}^3/\text{мин}$, рассчитанной в условиях нашей аппаратуры для примерной скорости доменного газа в газопроводах (при расходе воды $0,50 \text{ м}^3$ на 1 м^3 газа) можно произвести полностью очистку газа при содержании в грязном газе около 30 г хлористого натрия в 1 м^3 . При увеличении скорости газа в 2 раза степень очистки падает до 88—92%.

Вторая серия опытов была проведена при следующих условиях:

Скорость воздуха регулировалась постоянной и равнялась $180 \text{ см}^3/\text{мин}$. Эта скорость, принимая размеры нашей лабораторной установки, примерно равнялась скорости доменных газов в газопроводах. Скорость орошающей воды

бралась разная, а именно 9, 18, 36, 72 и 144 см³/мин. Здесь взяты преувеличенные скорости, исходя из соображений плохой распыляемости воды в нашем приборе. Температуры опытов 1000 и 1100°.

Результаты этих опытов приведены в табл. 3 и 4. Из этих таблиц видно, что водой принципиально можно отмыть весь хлористый натрий из газа. В процентном отношении можно очистить газ

Таблица 2

Степень очистки газа при орошении водой

№ опытов	Температура печи в °	Скорость в см ³ /мин		Содержан. NaCl в г/л		% очистки
		газа	воды	до очистки	после очистки	
1	980	180	90	0,0309	—	100
2	980	180	90	0,039	—	100
3	980	180	180	0,0352	—	100
4	980	180	180	0,039	—	100
5	980	360	90	0,0569	0,00099	88,48
6	980	360	90	0,0710	0,0053	92,59
7	980	360	90	0,0711	0,0058	91,87
8	980	360	185	0,0611	0,00249	95,97
17	980	360	180	0,0409	0,00582	85,78
18	980	360	180	0,0119	0,00339	71,5
19	980	360	180	0,0148	0,0029	72,07
13	980	360	270	0,0539	0,0015	96,61
12	980	360	270	0,0701	0,00299	95,68
11	980	360	270	0,0741	0,00565	94,26
20	930	360	360	0,0057	0,0009	82,74
22	980	360	360	0,00748	0,00116	84,46
23	980	360	360	0,00168	0,0026	84,21
24	980	360	360	0,03143	0,00366	88,37
15	980	360	360	0,0528	0,00415	92,24
16	980	360	360	0,06427	0,00349	94,95

до 99,15%. В абсолютных количествах можно довести содержание хлористого натрия в очищенном газе до 0,17 г на 1 м³ газа при содержании в грязном газе до 20,06 г на 1 м³ газа.

3. Очистка газа электрофильтром

Очистка газа электрофильтром имела целью выяснение возможности очистки методом Коттреля в зависимости от: а) скорости прохождения газа и б) напряжения и силы тока. К сожалению, по техническим условиям, зависимость от последнего фактора изучена была недостаточно, что можно только сделать в заводских условиях.

Для проведения этих опытов был смонтирован аппарат Коттреля лабораторного типа из колонки Фрезениуса.

Таблица 3
Опыты по очистке газа при 1000° С

№ опытов	Количество H ₂ O в см ³	Количество уловл. NaCl в г		% очистки
		на 1 л	на 1 м ³	
18	—	0,01884	18,84	—
20	—	0,01831	18,31	—
21	9	0,00256	2,256	87,83
21bis	9	0,001700	1,70	90,85
22bis	18	0,001395	1,395	92,51
12	18	0,001139	1,139	93,86
13	36	0,0005734	0,5734	96,93
15	72	0,0005922	0,5922	96,82
24	72	0,0002866	0,2866	98,44
24bis	72	0,0008389	0,8389	95,48
25	144	следы	—	—
25bis	144	следы	—	—

Таблица 4

Опыты по очистке газа при 100° С

№ опытов	Колич. H ₂ O в см ³	Количество уловл. NaCl в г		% очистки
		на 1 л	на 1 м ³	
28	—	0,02006	20,06	—
33	9	0,01375	13,75	31,46
34	9	0,01419	14,19	29,26
36	18	0,002421	2,421	87,94
37	18	0,00294	2,94	85,34
42	36	0,001729	1,729	91,38
43	36	0,001037	1,037	94,82
38	72	0,001383	1,383	93,12
39	72	0,0008639	0,8639	95,71
47bis	144	0,001729	0,1729	99,15

Колонка была обвита железной проволокой, которая служила осадительным электродом. Центральным электродом служила железная проволока, расположенная внутри цилиндра. Оба электрода, для питания током высокого напряжения, были присоединены к катушке Румкорфа. Газ поступал в колонку снизу и выходил сверху. Опыты по очистке газа электрическим путем производились при разных скоростях: 120, 180, 200 и 480 см³ газа в минуту. Перед пропуском газа через аппарат Коттреля и после в газе определялась концентрация хлористого натрия.

Схема опытов та же, что и при очистке орошением водой, только вместо колонки орошения включался электрофильтр.

Результаты опытов сведены в табл. 5.

Таблица 5

Степень очистки газа электростатическим методом

№ опытов	Температура печи в °С	Напряжение тока в первичн. цепи	Сила тока в первичн. цепи в А	Скорость газа в см³/мин	Концентрация NaCl в г/л		% очистки
					до очистки	после очистки	
10	980	15	3,5—4	120	0,0014	—	100
11	940	15	3,5—4	120	0,0103	—	100
13	980	15	2	120	0,0110	—	100
12	980	15	2	120	0,0124	—	100
16	960	15	3—3,5	180	0,0128	0,00065	96,41
17	970	15	3—3,5	180	0,0295	0,0132	96,62
6	1030	15	2	200	0,0058	—	100
7	960	17,5	3	200	0,0062	—	100
5	980	15	2	200	0,0094	—	100
14	980	20	2	200	0,0225	—	100
18	980	17,5	3	200	0,0256	—	100
15	960	15	3—3,5	200	0,0353	—	100
9	1030	17,5	3—3,5	200	0,0373	—	100
4	980	15	4	480	0,0219	0,00145	93,39
1	1040	15	2	480	0,0319	0,00224	90,37
3	1040	15	4	480	0,0548	0,00137	97,49
2	1020	15	2	480	0,057	0,0007	98,53

Очистка газа комбинированным методом

Таблица 6

№ опытов	Температура печи в °С	Скорость газа в см³/мин	Сила тока в первичн. цепи в А	Напряжение тока	Содержание NaCl в г/л			% очистки			
					до очистки	после электро-очистки	после водян. орошен.	после комб. метода	после электро-очистки	после водян. орошен.	после комби-ниров.
14	1040	545	3	15	0,01588	0,0016	0,0015	—	83,65	84,77	100
8	1040	545	3	15	0,01511	0,0052	0,0004	0,00029	65,35	96,94	97,96
1	1100	545	3	16	0,009	—	0,0002	—	100	97,57	100
14	1040	1000	3	15	0,0151	0,0012	0,00084	—	93,82	94,46	100
6	1030	2000	—	—	0,0122	0,0009	0,0038	0,0010	92,78	68,87	91,75
13	1040	2000	3,5	15,5	0,0183	0,00016	0,0024	0,00012	99,12	86,42	99,35

Опыты показали, что электростатический метод дает возможность очистить доменный газ от хлористых соединений полностью при скорости газа, соответствующей скорости доменного газа в газопроводах при обычной работе.

4. Комбинированный метод очистки

При предыдущих опытах выяснилось, что хлористые соединения, оседая на электроды, ухудшают электростатическое поле, и степень очистки падает. С целью меньшей загрузки электрофильтра хлористым натрием были проведены опыты по очистке комбинированным методом. Сначала газ проходил колонку с орошением водой, где освобождался от значительной части хло-

ристого натрия, а затем поступал в электрофильтр. Опыты показали, что этот метод дает возможность освобождения от хлористого натрия полностью даже при больших скоростях газа. Результаты комбинированной очистки представлены в табл. 6.

5. Опыты по очистке газа от хлористых соединений железа.

Опыты имели целью выяснение условий очистки газа от хлористых соединений железа. Для этого азот и воздух искусственно насыщались парами хлористого железа. Насыщение велось следующим образом: тщательно вычищенная железная проволока свертывалась в спираль и помещалась в неглазурован-

ную фарфоровую трубку, находящихся в электрической печи Герреуса. Печь нагревалась до 300° и затем над проволокой пропусклась смесь: 9 ч. воздуха и азота и 1 ч. хлора со скоростью $180 \text{ см}^3/\text{мин}$. Эта смесь перед входом в печь сушилась хлористым кальцием и серной кислотой. Образующиеся хлористые соединения уносились с газом и поступали в систему аппаратуры, аналогичной предыдущей (фиг. 1).

По окончании опыта количество связанного хлором железа определялось следующим образом:

1. Осевшие на холодном конце реакционной трубки хлористые соединения железа тщательно смывались, и в полученном растворе определялось железо.

2. Содержимое промывалок Дрекслея также анализировалось на содержание хлористого железа.

Кроме опытов с пропуском на железной проволоке смесей воздуха или азота с хлором, были проведены опыты с пропуском только одного хлора. Все эти опыты подтвердили наше предположение о легкой удаляемости хлористых соединений железа из газа. Ниже даем описание наиболее характерных опытов.

Опыт № 1. Опыт ставит себе задачей установить количество сухого FeCl_3 , полученного при пропуске Cl_2 над железной проволокой при $t=300^{\circ}$.

Тщательно вычищенная железная проволока свертывалась в спираль и помещалась в фарфоровую трубку. Над этой проволокой из аспиратора пропусклся хлор со скоростью $265 \text{ см}^3/\text{мин}$. Получаемый в трубке FeCl_3 собирался в сухой приемник емкостью 86 см^3 и тщательно изолированный от внешнего влажного воздуха. После опыта, продолжавшегося 10 мин., полученный FeCl_3 взвешивался. Получено 0,1260 г.

Опыт № 2. Вследствие небольшого количества FeCl_3 , полученного в предыдущем опыте, решено было увеличить скорость хлора примерно в $2\frac{1}{2}$ раза.

Условия опыта следующие: 1) количество железа произвольно, 2) скорость хлора $462,5 \text{ см}^3/\text{мин}$.

Получающийся FeCl_3 улавливался в три дрекселя. Первый и второй дрексель с водой, третий — с $\frac{1}{10} N \text{ NaOH}$. Анализом содержимого дрекселей, FeCl_3 не обнаружено. Весь FeCl_3 осел на вну-

тренней поверхности трубки в той ее части, которая находилась вне печи.

Собранное FeCl_3 весит 1,6 г.

Опыт № 8. Прибор для опыта был собран так же, как и для опыта с поваренной солью по очистке газа водой от хлористых соединений. Предварительно полученный Cl_2 пропусклся через две склянки Тищенко с H_2SO_4 и U-образную трубку с CaCl_2 для осушки.

После этого газ (Cl_2) проходил над железной проволокой, помещенной в фарфоровую глазурованную трубку, нагретой до 300° .

Далее полученный FeCl_3 проходил через прибор для орошения, в котором скорость воды равна $18 \text{ см}^3/\text{мин}$ и, наконец, оставшийся после орошения FeCl_3 улавливался в дрекселе с раствором щелочи. Опыт продолжался 10 мин. Скорость хлора $180 \text{ см}^3/\text{мин}$. Большая часть FeCl_3 осела в реакционной фарфоровой трубке и в отводной трубке к оросительному аппарату. В дрекселях же, расположенных после оросительного аппарата, FeCl_3 уловлены следы. Во время опыта температура поднялась от 300 до 450° .

Опыт № 9. Для опыта была приготовлена газовая смесь из 9 ч. воздуха и 1 ч. Cl_2 . Эта газовая смесь пропусклась над железной проволокой при температуре 300° в течение 10 м. со скоростью $180 \text{ см}^3/\text{мин}$. Железная проволока помещена в фарфоровую глазурованную трубку. Получающийся FeCl_3 увлекается током газовой смеси по трубке последовательно в колонку для водоочистки и потом в дрекселя, наполненные щелочью.

По окончании опыта определены: 1) весь FeCl_3 , осевший на трубке, 2) FeCl_3 , осевший в сухой колонке, 3) FeCl_3 , прошедший в промывалке Дрекслея (во второй Дрексель FeCl_3 не прошло).

Опыт имел целью выяснить количество хлорного железа, остающегося в газе, после прохождения колонки без орошения водой.

Результаты опыта

Количество FeCl_3	В г
В трубке	0,1379
• колонке	0,05131
• промывалке	0,00481

Опыт № 10. Повторение предыдущего опыта.

Получено FeCl_3	В г
В трубке	0,09622
» колонке	0,03368
» промывалке	0,003207

Опыт № 11. Опыт с орошением.

Скорость воды в оросительном аппарате — $9 \text{ см}^3/\text{мин}$.

Свежеприготовленная газовая смесь пропусклась над тщательно вычищенной железной проволокой со скоростью $180 \text{ см}^3/\text{мин}$. Опыт продолжался 10 мин. В промывалках FeCl_3 не найдено.

Опыт № 12. Повторение предыдущего опыта, результаты те же.

После целого ряда подобных опытов, давших примерно те же результаты, решено было увеличить температуру нагрева печи для перегрева паров хлористых соединений железа.

Опыт № 13. Опыт с орошением. Скорость воды в оросительном аппарате — $9 \text{ см}^3/\text{мин}$. Продолжительность опыта 10 мин. Опыт проводился при температуре 500° . В промывалке железа не обнаружено.

Опыт № 14. Повторение предыдущего опыта. В промывалках Дрекселя получены следы железа.

Опыт № 15. Опыт со скоростью воды в оросительном аппарате $9 \text{ см}^3/\text{мин}$. Оросительный аппарат находится в действии в течение всего опыта. Газовая смесь хлора с воздухом пропусклась в реакционную трубку, нагретую до 500° , под железной проволокой в течение 10 мин. По прошествии 10 мин. ток газовой смеси прекращался, с этой же скоростью ($180 \text{ см}^3/\text{мин}$) пропускался ток азота, а реакционная трубка передвигалась так, чтобы осевший на стенках трубки FeCl_3 занял место по середине печи, печь же быстро нагревалась до 1000° и при этой температуре пропускался азот в течение 30 мин.

Опыты в таком же направлении также показали следы железа в промывалках.

На основании этих опытов можно сделать заключение, что загрязненность доменного газа хлористыми соединениями железа не представляет большого вреда ввиду легкой удаляемости их из газа.

III. Выбор установки на основании литературных данных и данных лабораторных исследований

В литературе нет указаний какой-либо газоочистительной установки, работающей на очистке доменного газа от хлористых соединений.

Поэтому нам пришлось делать выбор из существующих установок, работающих при доменных цехах. На основе своих лабораторных исследований, мы пришли к выводу, что наиболее подходящим методом очистки доменного газа от хлористых соединений будет комбинированный метод очистки, заключающийся в предварительной очистке водой и в окончательной очистке электрофильтром. Такой метод позволяет полностью освободиться от хлористых соединений в газе.

Осуществление этого метода может быть произведено в ряде имеющихся промышленных установок.

Примером подобной установки может служить двухступенчатая очистка доменного газа системы Лурги. Результаты работ такой установки на заводе Любек подробно изложены Drenet в журнале «Stahl u. Eisen» № 19, 1931 г. Установка рассчитана на производительность $40\,000 \text{ м}^3$ очищенного газа в час. Она состоит из четырех очистительных агрегатов, соединенных между собой последовательно: 1) скруббер-охладитель, 2) первичный электрофильтр, 3) второй скруббер-охладитель, 4) вторичный электрофильтр.

Первый скруббер имеет 34 брызгала для распыления воды, поступающей под давлением 34 ат. При расходе воды $6\text{--}10 \text{ м}^3/\text{час}$ газ охлаждается до температуры 85° . Температура поступающей воды $10\text{--}20^\circ$, а остающейся $50\text{--}60^\circ$. Количество сточной воды— $70\text{--}75\%$ от количества поступившей.

Первичный электрофильтр пластинчатый. Напряжение тока—55 тыс. в. Электрофильтр разделен на 6 силовых полей. Скорость газа в этом электрофильтре $0,9\text{--}1,8 \text{ м}/\text{сек}$. Газ очищается до содержания пыли $0,1$ до $0,35 \text{ г}/\text{м}^3$. Пыль из камер удаляется шнеком. Очистка электродов от прилипшей пыли осуществляется, путем встряхивания, постукиванием. Эта операция производится периодически для излучающего электрода через 7 час., а для пластин первых 4 по-

лей—через 1 мин. и для двух последних—через 2 мин.

Второй скруббер, охлаждаясь, имеет хордовую насадку. Количество поступающей воды колеблется 60—200 м³/час. Газ в этом скруббере охлаждается до 20—30° и освобождается от пыли до 0,15 г/м³, иногда содержание пыли падает до 0,03 г/м³.

Во втором электрофилт্রে газ очищался до содержания пыли 0,001 г/1 м³. Пыль из второго электроочистителя удаляется в виде шлама путем промывки водой два раза в сутки. Для этого электрофилтър оборудован 30 брызгалками. Напряжение тока 30 тыс. в.

Для постановки опытов в заводском масштабе можно использовать имеющийся электрофилтър «Оске» на Н.-Тагильском металлургическом заводе.

Эта газоочистка имеет перед филтром два скруббера для охлаждения и увлажнения газа, что вполне достаточ-

но для проверки предлагаемого комбинированного метода очистки доменных газов от хлористых соединений.

Выводы

1. Вопрос удаления хлористых соединений из доменного газа при плавке на соленом коксе сводится к очистке газа от хлористого натрия, так как хлористые соединения железа удаляются без всяких затруднений.

2. Наиболее рациональным методом очистки является комбинированный метод водоочистка + электроочистка, так как этот метод позволяет совершенно очистить газ от хлористого натрия.

3. Для проверки лабораторных данных необходимо провести опыты на установке «Оске» в Н.-Тагиле.

В заключение считаем необходимым выразить благодарность акад. Э. В. Брицке за советы при проведении этой работы.

Обогащение графито-содержащих скрапов (спели) литейного чугуна

В статье изложены результаты исследования возможности получения графита из скрапо-спелей, получающихся в большом количестве на металлургических заводах. В результате проведенных опытов предлагается схема выделения высококачественного графита из скрапо-спелей.

Графит из чугуна. Графит, получающийся кристаллизацией из растворов в металлах, известен по литературным данным и неоднократно служил предметом исследования (1, 2). Среди ряда его разновидностей был исследован также графит, выделяющийся на поверхности металлических расплавов при их охлаждении. Кристаллохимическое исследование искусственного графита, получающегося выделением из растворов в металлах, установило тождественность его свойств с натуральным графитом. Однако этот метод получения графита, несмотря на наличие ряда патентов (3, 4), не нашел себе применения в мировой промышленности. У нас в качестве исходного сырья для получения доменного графита были выдвинуты в начале 1934 г. по инициативе инженера металлургического завода «Азовсталь» Н. В. Киселева отходы металлургического производства — скрапы (спель) литейных чугунов.

При доменном производстве готовый чугун в расплавленном состоянии транспортируется в ковшах к разливочной машине. В процессе остывания чугуна избыток углерода в значительной части в виде графита всплывает на поверхность его в свободном состоянии. Для предохранения чугуна от быстрого остывания ковши при транспортировке засыпаются сверху коксовым и иным мусором. Отсутствие металлической корки на поверхности чугуна дает возможность более легкому по удельному весу углероду, выкристаллизовавшемуся в виде графитовых чешуек, всплыть на поверхность чугуна. После разливки чугуна в ковше остается кора-скрап, состоящий из застывших капель металла, выделившегося графита, остатков за-

сыпки и шлака. Содержание в скрапе графита зависит от ряда факторов: длительности пребывания металла в ковше, наличия и качества засыпки, качества металла и т. д.

Опыт получения графита из скрапов доменного производства был проведен на Мариупольской графитовой фабрике. В результате был получен графитовый концентрат со значительным содержанием тигельного графита. Обогащение производилось методом флотации, причем исходным продуктом служил скрап — 5 мм после измельчения в мельнице Марси в замкнутом цикле с классификатором. При проведении опыта оказалось, что желоба классификатора и сам классификатор и др. непрерывно забивались металлосодержащими тяжелыми частицами. Осуществление непрерывности процесса требовало очень больших усилий, что в условиях действующей схемы Мариупольской графитовой фабрики было невозможно.

Выделенный из концентрата тигельный графит зольностью — 8,41% испытывался для производства плавильных тиглей на Лужском тигельном заводе «Красный тигель» и дал вполне удовлетворительные результаты. Применимость мелких классов доменного графита для других отраслей промышленности не проверена.

Одновременно с опытами на заводе в Институте минерального сырья автором, при участии техника Н. И. Сыскова, было проведено исследование обогатимости графитосодержащих скрапов. Свойства доменного графита были исследованы физико-химической лабораторией ИГМ (5).

Характеристика исходного материала. Исходный материал для исследования обогатимости представлял собой пробу скрапа завода Азовстали, крайне неоднородную как по составу, так и по размерам. По составу эта смесь — кусков шлака и металла, причем металл только сверху покрыт чешуйками графита. По крупности скрап

отличается крайним разнообразием от кусков металла и шлака порядка 50 мм до отдельных листочков графита и частичек металла порядка 1 мм и ниже. Характеристика его по фракциям дана в табл. 1.

Таблица 1

Классы в мм	Выход в %	Содержание			Извлечение углерода в %
		зола *)	раствор. часть **)	углерод	
+ 18	12,6	15,64	68,75	15,61	11,5
- 18 + 6	23,7	16,53	73,73	9,74	12,8
- 6 + 4	12,2	20,69	70,82	8,49	5,9
- 4 + 1,41	21,8	14,99	77,87	7,14	9,0
- 1,41 + 0,59	13,0	12,51	77,18	10,31	12,5
- 0,59 + 0,15	11,8	14,86	39,08	46,06	31,6
- 0,15	5,9	11,15	40,53	48,32	16,7
	100	12,54	71,54	15,92	100,0

Выделенные образцы доменного графита представляют собой массивные чешуйки с гладкими зеркальными поверхностями. Чешуйки состоят из довольно чистого графита с небольшой примесью железа. По дисперсной структуре графит из чугуна безусловно, причисляется к крупночешуйчатым графитам. По данным микроскопического анализа чешуйки графита сложены из отдельных пластинчатых кристаллитов, имеющих форму гексагональных таблиц с поперечником порядка 1 мм.

Методы обогащения скрапа. Наиболее эффективным из современных методов обогащения графита является флотация, сочетающая высокое качество концентратов с высокой степенью извлечения. Опыт флотации скрапа, проведенный на Мариупольской графито-обогащительной фабрике, показал, что без предварительной подготовки скрапа флотация встречает значительные затруднения. Зерна металла, не поддающиеся измельчению в шаровой мельнице, забивают желоба и классификатор и прекращают работу фабрики. Необходимость предварительного выделения из скрапа основной массы металлических примесей на основе анализа

опыта Мариупольской фабрики совершенно очевидна.

В основу первичного обогащения графитосодержащих скрапов должно быть положено различие свойств графита и примесей: их разная магнитная проницаемость, различие по удельному весу и по форме зерен. Эти различия дали возможность исследовать для первичного обогащения скрапов магнитную сепарацию, воздушную сепарацию и мекрый процесс или гидравлическую классификацию. При этих предварительных исследованиях для каждого из этих методов наряду с качественной оценкой эффективности обогащения имелось в виду установить возможность получения кондиционного графитового концентрата с 88—93% углерода.

Обогащение скрапа магнитной сепарацией. Исследованию обогатимости магнитной сепарации была подвергнута фракция—5 мм с содержанием углерода в 19,9%. Для испытаний был использован имевшийся в лаборатории сепаратор Бетерилля. Ниже в табл. 2 мы приводим один из ряда опытов, в котором были сняты 3 продукта: сильно магнитный, слабомагнитный и немагнитный.

Таблица 2

Продукты	Выход в %	Содержание в %			Извл. угле. рода в %
		зола	раствор.	С	
Сильномагнитн. . .	76,1	10,94	78,36	10,7	41,6
Слабомагнитн. . . .	6,7	18,29	46,14	35,55	12,8
Немагнитн.	17,2	20,28	26,64	52,08	45,6
Исх. матер.—5 мм . .	100	—	—	19,9	100,0

В первом из них концентрируется основная масса металлических примесей и содержание последних доходит до 78,36%. Однако извлечение углерода в продукт составляет 41,6%. В немагнитном продукте содержание углерода повышается до 52,08% (вместо 19,9% в исходном материале опыта) при извлечении в 45,6%. Содержание металлических примесей составляет 26,64%.

Для установления возможности получения кондиционного графитового продукта и повышения извлечения были проведены опыты с повторным пере-

*) Состав золы—преимущественно шлак.

**) В состав растворимой части в основном входит железо, растворимое в HCl.

пуском продуктов магнитной сепарации на сепараторе. Результаты опыта, проведенного по схеме фиг. 1, приведены в табл. 3.

Таблица 3

Продукты	Выход в %	Содержание			Извлечение в %
		зола	раствор.	C	
Сильномагнитн. (хвосты)	74,3	10,92	82,77	6,25	14,4
Немагнитн. (концент.)	25,7	18,83	14,9	36,22	85,6
Исх. матер.—5 мм .	100,0	—	—	19,9	100,0

В результате довольно сложной схемы обогащения удалось получить конечные продукты с удовлетворительными показателями. Содержание углерода в концентрате (немагнитном продукте) составляет 66,22%. Извлечение в него углерода составляет 85,6% от исходного материала опыта.

В связи с этими данными следует считать, что магнитная сепарация дает удовлетворительные результаты для первичного обогащения графитосодержащих скрапов, выдавая графитовый продукт с 52,08—66,22% углерода при извлечении от опыта от 45,6 до 85,6%. Повышенные показатели относятся к результатам магнитной сепарации по сложной схеме. Кондиционного графитового концентрата при обогащении магнитной сепарацией не получено.

Обогащение скрапа 5-мм воздушной сепарацией. Предварительное испытание обогатимости скрапа 5-мм методом воздушной сепарации было произведено на сепараторе сист. Стюртовант. Результаты опыта сведены в табл. 4.

Таблица 4

Продукты	Выход %	Содержание			Извлечение в % от опыта
		зола	раствор.	C	
Крупка I	77,6	—	—	6,8	26,6
Пудра I	22,4	11,03	23,91	5,06	73,4
Исх. матер.—5 мм .	100,0	16,35	61,76	19,89	100,0

Как видно из приведенных данных, результаты обогащения скрапа воздуш-

ной сепарацией удовлетворительны. Графитовый продукт содержит 65,1% углерода вместо 19,9% в исходном скрапе опыта. Количество металлосодержащих примесей составляет только 23,91% вместо 61,8%. Извлечение углерода составляет 73,4% от опыта.

Следующей задачей была проверка возможности получения кондиционного графитового концентрата на сепараторе сист. Стюртевант путем неоднократных перечисток получающейся пудры, а также эффективности перечистных сепараций крупки для повышения извлечения графита.

Из ряда проведенных опытов ниже в табл. 5 и 6 приводятся результаты опыта 7-го по схеме фиг. 2. Путем трехкратной перечистки первичных продуктов, выделенных при обогащении скрапа 5 мм на сепараторе Стюртевант, получены концентрат очистных сепараций и добавочное количество графитового продукта (табл. 5 и 6).

По данным табл. 5 видно, что трехкратная перечистка первичной пудры не дала кондиционного концентрата. Результатом первичной сепарации были: 1) пудра I; выход от исходного—22,5; содержание C—65,6%; извлечение от исходного 74,2%; 2) крупка I; выход—77,5%; содержание C—6,62%, извлечение 25,8%. После трех перечисток пудры получена конечная пудра VII с содержанием 71,92% C, причем уже после II перечистки получена была пудра V с содержанием C=70,23%, т. е. фактически дальнейшие очистки оказались безрезультатными.

Схема обогащения скрапа методом магнитной сепарации

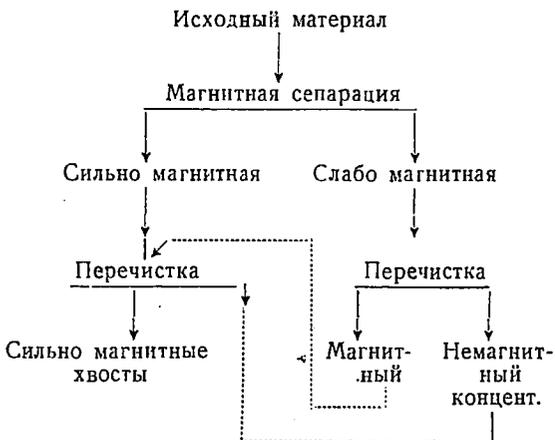


Таблица 5

Продукт	Выход в %	Содерж.		Извлечение С в %
		раствор. примес.	С	
Первичная сепарация				
Исходн. прод.	150,0	—	19,89	100,0
Пудра I	22,5	25,96	65,6	74,2
Крупка I	77,5	—	6,62	25,8
Очистная сепарация пудры I				
Пудра III	20,7	24,46	69,14	—
Пудра II	1,8	49,64	52,64	—
Вторая очистная сепарация пудры III				
Пудра V	19,4	23,89	70,23	—
Пудра IV	1,3	44,24	35,08	—
Третья очистная сепарация пудры V				
Пудра VII	15,36	22,18	71,92	58,0
Пудра VI	3,04	25,12	68,19	10,2

Таблица 6

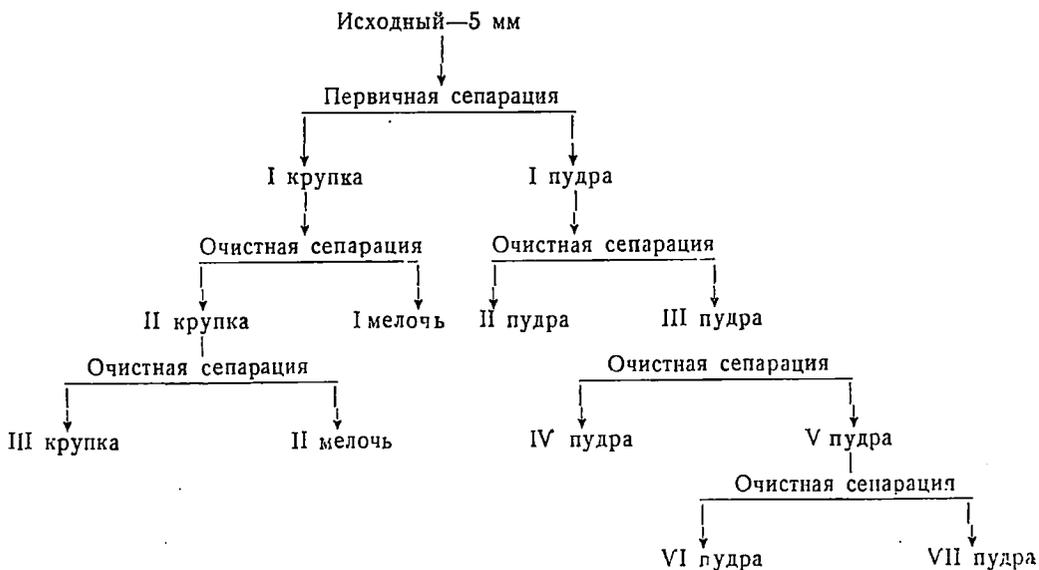
Продукт	Выход в % от скрапа 5 мм	Содерж.		Извлечение С в %
		раствор. примес.	С	
Перечистка крупки I				
Мелочь I	2,7	45,06	23,75	2,9
Крупка II	74,8	81,56	6,02	22,9
Перечистка крупки II				
Мелочь II	1,49	43,61	25,21	1,5
Крупка III	73,31	—	7,04	21,4

Перечистки крупки имели в виду повысить извлечение графита путем получения добавочного количества обогащенного продукта. Двумя перечистками крупки I удалось получить мелочь с содержанием 23,76 С и 25,21 % с ничтожным выходом от исходного—2,7 и 1,5%. Результаты перечистки крупки показывают, что без добавочного дезинтегрирования эффективность их невысока.

Влияние додрабливания продуктов первичной сепарации на результаты последующих перечисток изучено в ряде опытов. Ввиду того, что основная масса примесей представляет собой зерна металла (отвердевший металл) при дезинтегрировании имелось в виду для последних не собственно дробление, а скорее обивка поверхности зерен от чешуек графита и только для стростков графита со шлаком может иметь место дробление. Обивка продуктов первичной сепарации в молотковой мельнице Джеффри (без колосников) не дала почти никакого эффекта ни для очистки графитового концентрата, ни для повышения извлечения графита из скрапа. Обивка с колосниковой решеткой несколько повысила извлечение графита из крупки первичной сепарации.

Возможность получения кондиционного графитового концентрата без флотации была проведена на графитовом

Схема испытания обогатимости скрапа — 5 мм



продукте с содержанием углерода в 64,95% (зольных примесей 8,34%, растворимых—26,71%). Продукт этот был подвергнут рассеву и дал ряд классов, выход которых и химическая характеристика приведены в табл. 7.

Таблица 7

Классы в меш	Выход в %	Содержание			Извлечение С в %
		зола	раствор.	С	
+ 25	5,2	3,18	28,32	70,59	5,2
- 25 + 65	37,0	3,03	7,89	89,08	46,9
- 65 + 100	25,1	5,78	15,23	78,44	28,1
- 100	32,7	9,95	47,33	42,72	19,9
Исх. матер. . .	100,0	8,35	26,71	64,95	100,0

Класс—25 + 65 меш является кондиционным и содержит 89,08% С.

Таким образом получение кондиционного концентрата грохочением продукта сепарации возможно, но выход его составляет всего 3,7% от графитового продукта, а от скрапа—5 мм около 0,8%.

С целью выяснить эффективность воздушной сепарации мелких и более богатых углеродом классов был поставлен ряд опытов по обогащению скрапа—1,5 мм, содержащего 27,0% углерода и 60,32% растворимых примесей. Для повышения извлечения графита крупка первичной сепарации подвергалась обивке в молотковой дробилке Джефри и пересортировке. Пудра этой сепарации счищалась воздушной сепарацией. Результаты опыта по схеме, изображенной на фиг. 3, приведены в табл. 8.

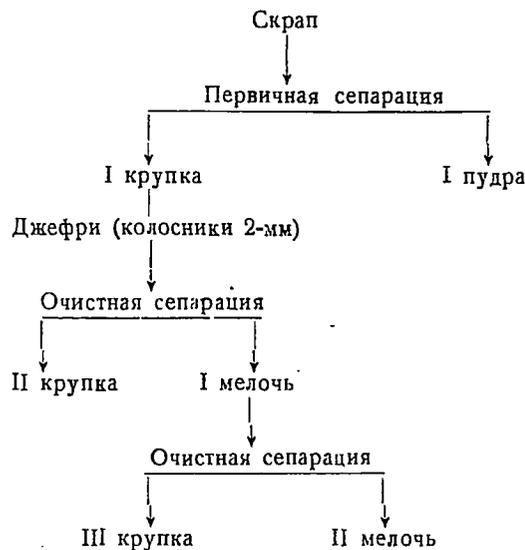
По данным табл. 8 видно, что качество пудры I после основной сепарации ничуть не лучше качества пудры I при обогащении скрапа 5 мм. Выход пудры I составляет 26,8% от опыта, извлечение в нем углерода 64,45%. Пересортировка крупки дает дополнительно 9,43% графитового продукта с содержанием 58,07% углерода и извлечением в нем еще 18,5% углерода.

По результатам сепарации скрапа 1,5 мм видно, что из более богатой части скрапа одной воздушной сепарацией также невозможно получить кондиционный графитовый концентрат.

Таблица 8

Продукт	Выход в %	Содерж. в %		Извлечение С в %
		раствор. примес.	С	
Исходный материал . .	100,0	60,32	27,0	100,0
Первичная сепарация				
Пудра I	26,8	26,71	64,95	63,3
Крупка I	73,2	69,56	13,85	36,7
Пересортировка крупки				
Мелочь I	16,03	34,48	48,78	24,0
Крупка II	57,17	79,77	5,49	12,7
Пересортировка мелочи I				
Мелочь II	9,43	28,33	58,07	18,5
Крупка III	6,60	81,41	24,80	5,5
Сводные данные по опыту				
Пудра I	26,8	26,71	64,95	63,3
Пудра II (мелочь II) . .	9,43	28,33	58,07	18,5
Хвосты	63,77	—	7,46	18,2

Схема испытания обогатимости скрапа — 1,5 мм



Гидравлическая классификация скрапа. Большая разница удельных весов давала возможность рассчитывать на удовлетворительные результаты применения для обогащения мокрого процесса. В первую очередь была испытана гидравлическая классификация. Испытания велись на лабораторном классификаторе Ричардса из 10 камер с восходящим гидравлическим потоком, пригодным для классификации материала не крупнее 1,5 мм.

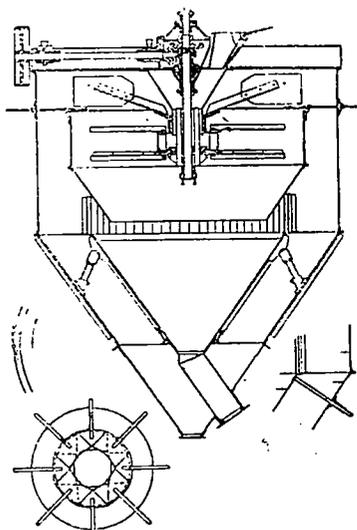
Таблица 9

Продукты	Выход в %	Содержание в %		Извлечение графита в %
		рас- твор.	С	
I фракция (хвосты)	63,0	76,78	6,69	15,45
II + III фракция (пр. пр.)	10,9	—	45,1	18,00
IV—X фракция (концент.)	23,9	18,85	73,4	64,3
XI фракция (слив)	2,2	—	28,02	2,25
Исх. матер.—10 меш	100,0	58,05	26,9	100,0

Опыты классификации показали принципиальную возможность применения для обогащения скрапов гидравлической классификации. Приводим ниже результаты одного из опытов 13 с исходным скрапом—10 меш.

Схема проведенного испытания изображена на фиг. 4, результаты—в табл. 9.

По данным табл. 9 можно сделать вывод, что результаты получились вполне удовлетворительные. Выход графитового продукта составляет 23,9% от скрапа—10 меш. Содержание углерода—73,4%. Кроме того, получен графитовый промпродукт с содержанием углерода, равным 45,1. Выход последнего составляет 10,9% от скрапа—10 меш. Высокое содержание графита в концентрате 73,4% получено за счет уменьшения его выхода. Извлечение в графито-



Фиг. 4

вом продукте составляет 64,3% от скрапа—10 меш. Извлечение графита в промпродукте составляет 18% от опыта. Общее извлечение графита составляет 82,3% от опыта.

Ни одна из фракций гидравлической классификации не представляет собой кондиционного графитового концентрата.

Сравнение методов первичного обогащения скрапа. Из опытов, изложенных выше, следует, что первичное обогащение скрапа может быть произведено методами магнитной сепарации, воздушной сепарации и гидравлической классификации. Ни один из методов даже при введении ряда последовательных очистных операций не выдает конечного кондиционного продукта. Однако из продуктов первичного обогащения, как это показано на примере продукта воздушной сепарации, может быть выделена грохочением небольшая часть кондиционного продукта. Совершенно ясно, что введение этой операции при неизбежных значительных потерях при прохочении и незначительном извлечении совершенно нецелесообразно. Единственным технически рациональным методом дальнейшей обработки графитового продукта является флотация. В связи с этим первичное обогащение скрапа представляет собой лишь подготовительную операцию. Выбор того или иного из методов первичного обогащения должен базироваться на технических показателях метода, наличии необходимого оборудования в эксплуатационных условиях сырьевой базы.

Сравнительные результаты первичного обогащения скрапа различными методами приведены в табл. 10.

Результаты магнитной сепарации скрапа—5 мм могут быть сравнены с результатами воздушной сепарации того же класса. После одной операции воздушная сепарация дает лучшие результаты как по качеству графитового продукта, так по его выходу и извлечению углерода. Проведение ряда очистных операций дает возможность получить методом магнитной сепарации более высокое извлечение.

Результаты обогащения гидравлической классификацией могут быть сравнены с результатами обогащения скрапа—1,5 мм воздушной сепарацией, так

как исходный продукт обоих опытов был почти одинаков. По основному продукту оба метода дают совпадающие результаты. Выход промпродуктов при перечистках воздушной сепарацией крупки немного превышает выход промпродукта, получаемый при первичной гидравлической классификации.

Таблица 10

Исходный материал	Магнитная сепарация	Воздушная сепарация	Гидравлич. классифик.	Воздушная сепарация
	—5 мм	—5 мм	—10 меш	—1,5 мм
Графитовый продукт первичной операции				
Выход в % от опыта	17,2	22,4	23,4	26,8
Содержание С в %	52,08	65,06	73,4	64,95
Извлечение С в %	45,6	73,4	64,3	63,3
Графитовый продукт после схемы				
Выход в % от опыта	25,7	—	—	—
Содержание С в %	66,22	—	—	—
Извлечение С в %	85,6	—	—	—
Графитовый пром-продукт				
Выход в %	—	4,2	10,9	9,43
Содержание С в %	—	24,35	45,1	58,07
Извлечение С в %	—	4,4	13,0	18,5

Таким образом технические показатели рассмотренных методов довольно близки друг к другу.

В отношении оборудования наиболее затруднительно изготовление магнитных сепараторов. К тому же это оборудование наиболее дорогое из рассмотренных. Весьма серьезным фактором является также разбросанность сырьевой базы. Значительное количество металлургических заводов могут служить местом сбора графитосодержащих скрапов (часто в небольших количествах). Перевозка валового скрапа с 15—16% углерода или даже отгрохоченного скрапа—5 мм с 19—20% углерода будет весьма дорога. Поэтому первичное обогащение скрапа должно быть организовано непосредственно на металлургическом заводе. Метод должен быть наиболее простым, соответствующим условиям работы различного цеха и дальнейшего транспорта графитового продукта. В связи с этим затруднительно при-

менение гидравлической классификации с ее водяным хозяйством и влажным конечным продуктом.

Магнитная сепарация для эффективного обогащения требует осуществления сложной схемы с дорогим оборудованием. Наиболее просто воздушное обогащение, дающее при первичной операции довольно удовлетворительные результаты.

В дальнейшем исследовании были уточнены условия воздушной сепарации и рассмотрена эффективность обогащения крупного скрапа.

Первичное обогащение скрапа воздушной сепарацией. Испытание нескольких сепараторов позволило остановиться на механическом центробежном воздушном сепараторе с регулируемым потоком типа Стюртевант (фиг. 4). Окружная скорость вентиляторного колеса была принята в 13,25 м/сек.

Неравномерное распределение графита по фракциям в исходном скрапе требовало постановки ряда опытов, имевших целью проверку экономичности обогащения крупных классов. Гранью разделения исходного скрапа для первоначальных опытов было намечено 5 мм. Продукт—5 мм легко подвергается воздушной сепарации. Далее испытывалось обогащение скрапа—1,5 мм. Результаты грохочения на эти классы и характеристика по фракциям дана в табл. 11. Одновременно в таблице показано извлечение углерода в графитовый продукт при последующей обработке воздушной сепарацией.

Таблица 11

Наименование класса в мм	Выход в %	Содержание С в %	Извлечение С в %	Извлечение при сепарации от опыта воздушн. сепар.
+ 5	38,14	9,6	22,6	—
— 5	61,86	19,89	77,4	73,4 56,4
+ 1,5	65,7	10,15	41,8	—
— 1,5	34,3	27,0	58,2	63,3 36,8

При перечистке крупки дополнительно извлекается при сепарации—5 мм 4,4%; а—1,5 мм 18,5% углерода. Таким образом результаты ряда воздушных

сепараций скрапа —1,5 мм близки к результатам одной воздушной сепарации скрапа —5 мм. Если учесть, что грохочение на сите 5 мм гораздо легче и производительнее, то за сепарацией класса —1,5 мм остается только преимущество меньших циркулирующих потоков, однако при весьма усложненной схеме.

Целесообразность обогащения скрапа + 5 мм была проверена соответствующим испытанием. Извлечение графита при этом оказалось весьма невысоким. Выход графитового продукта с 45,77% углерода составил 2,0% от скрапа + 5 мм и 0,8% от валового скрапа, извлечение от скрапа + 5 мм —9,3%, от валового 2,7%. Малая эффективность обогащения скрапа + 5 мм показана также опытом обогащения валового скрапа по схеме, предусматривающей сепарацию класса + 5 мм. После его дробления и ряда сепараций для очистки крупки (хвостов первичной сепарации) выход от валового скрапа графитового продукта с 63,38% С составил 13,25% при извлечении углерода в 53,5% и графитового промпродукта с 43,52%. С—3,93% при извлечении в 9,11%. Сравнение этих данных с данными табл. 11 подтверждает малую эффективность сепарации скрапа + 5 мм.

Таким образом наиболее простым методом первичного обогащения скрапа является воздушная сепарация фракции —5 мм по схеме фиг. 6. В случае необходимости максимального упрощения установки схем могут быть удалены операции по обработке крупки первичной сепарации с оставлением только грохочения и одной воздушной сепарации.

Флотация графитового продукта воздушной сепарации. Для получения кондиционного графитового концентрата графитовый продукт воздушной сепарации должен подвергнуться дальнейшему обогащению. Методом этого обогащения была избрана флотация, широко применяемая при обработке графитовых руд (6). При исследовании обогатимости флотацией графитовых продуктов были изучены в ряде многочисленных опытов: необходимость и время измельчения графитового продукта перед флотацией и в промежутке между отдельными флотациями, выбор и

расход реагентов, плотность пульпы, время флотации, эффективность очистных флотаций, выбор флотационного аппарата (7). Эти факторы изучались на графитовом продукте первичной сепарации, на промежуточных продуктах перечисток и на валовом графитовом продукте, полученном после обработки скрапа одной из описанных выше схем. При этом имелось в виду установить, помимо показателей флотации, также обогатимость продуктов воздушных перечисток и, следовательно, целесообразность последних. Детальное изучение флотиремости показало, что путем флотации по схеме, включающей первичную и две очистных флотации, возможно получение кондиционного графитового концентрата из всех этих продуктов. Измельчение графитового продукта существенного влияния на результаты флотации не оказывает, однако, при обогащении валового графитового продукта воздушной сепарации (со включением продукта перечисток первичных хвостов) измельчение перед флотацией и первичного концентрата флотации с общим временем 30—40 мин. в ряде опытов дало более высокое качество концентрата.

Характер среды (нейтральный, щелочной, кислый) на ход флотации влияния не оказал. В качестве флотореагентов применялись керосин и сосновое масло.

Результаты флотации на суббэрационной машине Рутс ниже полученных на механической флотмашине MS как по выходу, так и по качеству концентрата и извлечению. Результаты нескольких типичных опытов флотации графитового продукта приведены в табл. 12.

Среднее содержание графита в концентрате округленно 89—91%, выход концентрата при флотации графитового продукта с 58% углерода составляет 55—57%, а от скрапа —5 мм 13%, извлечение углерода в графитовый концентрат от исходного продукта флотации колеблется от 86 до 93%, а от скрапа —5 мм от 65 до 68%.

Гранулометрическая характеристика конечных графитовых концентратов приведена в табл. 13.

Как видно из ее данных, содержание класса +100 меш, т. е. тигельного графита, в концентрате колеблется в зависимости от времени дробления графита,

Таблица 12

№ опыта	Наименование продукта	Выход в %		Содержание С в %	Извлечение С в %	
		от опыта	от скрапа — 5 мм		от опыта	от скрапа — 5 мм
17	Концентрат	69,8	15,7	89,39	93,2	68,4
	Промпродукт	13,0	2,9	23,77	4,6	3,4
	Хвосты	17,2	3,8	8,24	2,2	1,1
	Пудра I	100,0	22,4	65,05	100,0	73,4
40 *	Концентрат	57,67	13,8	91,42	91,1	68,3
	Промпродукт	13,13	3,1	21,1	4,7	3,5
	Хвосты	29,21	7,1	8,54	4,2	3,2
	Вал. гр. прод.	100,0	24,0	57,11	—	75,0
41 *	Концентрат	56,38	13,5	89,39	86,9	65,1
	Промпродукт	13,98	3,3	33,08	7,4	5,6
	Хвосты	29,69	7,2	11,07	5,7	4,3
	Вал. гр. прод.	100,0	24,0	57,96	—	75,0
47 *	Концентрат	55,56	13,3	90,67	87,3	65,4
	Промпродукт	11,61	2,8	40,1	8,7	6,6
	Хвосты	32,83	7,9	7,27	4,0	3,0
	Вал. гр. прод.	100,0	24,0	57,96	100,0	75,0

* Исходный материал этих опытов является продуктом сепарации валового скрапа. Извлечение от скрапа — 5 мм взято из расчета условного извлечения в графитовый продукт 75% углерода от класса — 5 мм и выхода в 24%.

тового продукта перед флотацией и между отдельными флотациями, от 69 и 85%. Содержание углерода в классе + 100 меш. на 3—4% выше, чем в валовом концентрате. Наоборот, в классе — 100 меш. содержание углерода меньше, чем в валовом концентрате на 6—12%. Соответственно возрастает содержание в классе — 100 меш. растворимых примесей. Для получения кондиционного мелкого концентрата необходимо его дальнейшее обогащение.

Общая схема обогащения скрапа. Таким образом при сочетании первичного обогащения, дающего 22—24% от скрапа—5 мм графитового продукта с 58—60% С, с последующей флотацией из скрапа получается графитовый концентрат с 90% углерода в количестве около 13% от скрапа—5 мм. Первичное обогащение скрапа—1,5 мм дает меньшее извлечение.

Для окончательной проверки необходимости предварительного обогащения перед флотацией был проделан опыт

Таблица 13

№ опыта	Классы в меш	Выход в %	Содержание в %		Общее время флотации при флотации в млн.
			раствор. примесей	С	
37	+ 100	85,7	6,12	90,66	0
	— 100	14,3	20,89	75,49	
	Вал. конц.	100,0	10,69	87,82	30
40	+ 100	75,1	4,46	94,96	
	— 100	24,9	12,59	85,11	
	Вал. конц.	100,0	7,54	91,42	10
47	+ 100	69,5	—	95,0	
	— 100	30,5	—	77,5	
	Вал. конц.	100,0	8,19	90,67	—

флотации скрапа—1,5 мм без предварительного воздушного обогащения.

Таблица 14

	Продукты	Выход в %		Содержание С	Извлечение в %	
		от опыта	от валового скрапа		от опыта	от валового скрапа
Скрап —1,5 мм без предварит. обогащения 57	Конц. конечн.	20,97	7,8	91,16	65,25	38,0
	Промпродукт сум.	11,53	3,95	39,73	15,60	9,1
	Хвосты	67,50	23,16	8,33	19,15	11,10
	Исходн. матер.	100,0	34,50	29,54	100,0	58,2
Скрап —1,5 мм с воздушн. сепар. 56	Конц. конечн.	64,11	7,95	92,31	93,44	44,06
	Промпродукт сум.	11,39	14,75	29,11	5,45	2,61
	Хвосты	24,0	2,975	3,45	1,10	0,53
	Исх. матер.	100,0	12,4	63,45	100,0	47,8

Результаты опыта даны в табл. 14.

Для сравнения полученных результатов в этой же таблице приведены данные флотации с предварительным обогащением скрапа—1,5 мм методом воздушной сепарации.

Как видно из приведенной таблицы, флотация скрапа—1,5 мм без предварительного обогащения дала по всем показателям худшие результаты. Содержание графита в концентрате (опыт 57) уменьшилось сравнительно с опытов 56 (скрап после воздушной сепарации) на 1,15%. Выход от исходного уменьшен на 0,75% и извлечение от исходного на 6,66%. Помимо этого опасность забивки ряда аппаратов металлическими частицами скрапа весьма затрудняет процесс. Из этого ясно следует, что для получения лучших результатов флота-

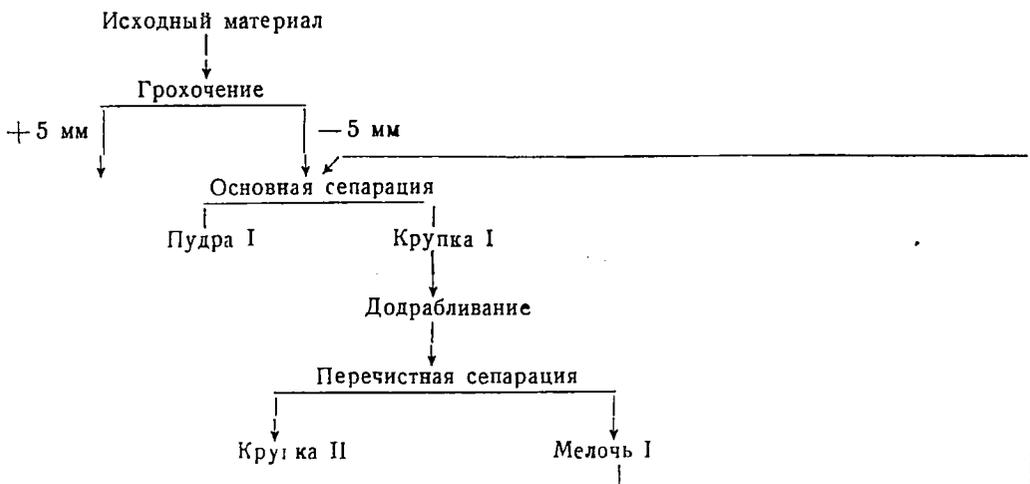
ции, исходный скрап должен пройти предварительное обогащение.

Выводы. Исследование обогатимости графитосодержащего скрапа (спели), проведенное на пробе скрапа завода Азовстали с приведенной выше гранулометрической характеристикой и содержащей 15,92% углерода, 71,54% растворимых примесей и 12,54% золы, дало возможность прийти к следующим выводам:

1. Распределение углерода по классам в валовом скрапе неравномерно—48,3% всего углерода содержится в классах мельче—0,59 мм, 76,7% всего углерода содержится в классах мельче 5 мм. Классы крупнее 5 мм содержат 23,8% всего углерода.

2. Установлена возможность первичного обогащения скрапа методами маг-

Рекомендуемая схема обогащения методом воздушной сепарации скрапа—5 мм



нитной и воздушной сепарации и гидравлической классификации с получением графитового продукта, содержащего 52—73,4% углерода, и извлечением 73,4—85,6% от скрапа—5 мм.

3. Ни одним из этих методов не получен кондиционный валовой концентрат графита.

4. Обогащение скрапа + 5 мм дает малое извлечение графита.

5. Флотация графитового продукта первичного обогащения по схеме, включающей основную и 2 очистные флотации дает кондиционный графитовый продукт с 89—92% углерода.

6. Осуществление обогащения скрапа—5 мм по схеме фиг. 5 дает около 13% кондиционного графитового концентрата, содержащего 69—85% тигельного графита. Извлечение графита в концентрат 65—68% от скрапа—5 мм.

Результаты исследования дают возможность считать технически целесообразным и экономически рентабельным получение графита из графитсодержа-

щих скрапов с проведением первичного обогащения на металлургических заводах и вторичного обогащения—флотации—на графитовых фабриках. Использование скрапов, являющихся отбросом литейного чугуна, может представить серьезный источник получения графита. В связи с этим необходимо изучение сырьевой базы и организация в наиболее крупных точках установок первичного обогащения скрапа.

Литература

1. H. N. Warren, Chem. News 1894, 69, 291
2. F. Wever, Mitt. Kaiser. Wilhelm Inst. Eisenforschung, 1922, 4, 81; 1923, III, 182.
3. F. W. Weisman, Am. Pat. 1239992. Извлечение графита из отходов литейного производства путем химической обработки.
4. T. F. Bailey, Am. Pat. 1420512, 1434519.
5. В. С. Веселовский, Графит из шлака литейного чугуна. «Минер. сырье» 4, 22, 1934.
6. Эйгелес М. А., Обогащение графитовой руды. Б. Тонтойского месторождения. Отчет ИМС.
7. Эйгелес М. А., Обогащение пробы графитосодержащего скрапа завода «Азовсталь». Отчет ИМС.

Ю. А. Розанов

Доломиты Верхнего Поволжья как облицовочный материал

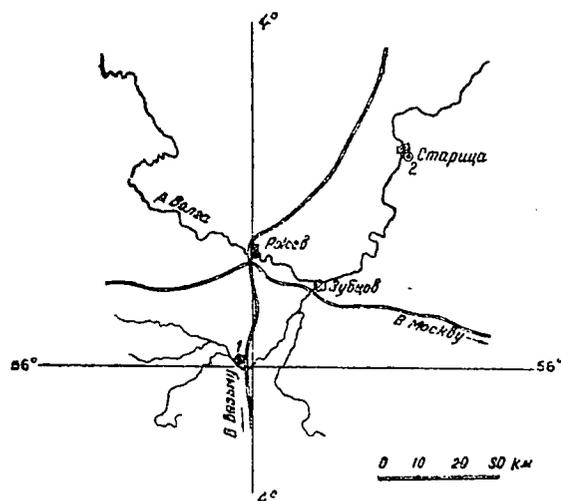
Вопрос о применении подмосковных плотных известняков для внутренней и внешней облицовки был поставлен Институтом прикладной минералогии еще в начале 1933 г. Последующими работами в Приокской полосе было выяснено, что целый ряд пластов известняков михайловского, алексинского и веневского горизонтов окского яруса обладают всеми свойствами мраморов: значительной механической прочностью, малой пористостью и способностью прекрасно принимать полировку. Известняки этих пластов получили название окских мраморов.

Недостатком их, препятствующим широкому использованию для внутренней облицовки, является большое однообразие окраски, поскольку они дают сочетания серных, коричнево-серых, коричневых и черных тонов. Строители же и архитекторы предъявляют спрос на более светлые, яркие и «теплые» тона. Это побудило институт перенести свои работы из окской серой толщи в более светло окрашенные толщи—серпуховскую и московскую. В частности, работы были поставлены в Верхнем Поволжье, в районах Ржева и Старицы.

В окрестностях г. Ржева повсеместно обнажается так называемая доломитовая свита (C_2^2), соответствующая каширскому горизонту других районов.

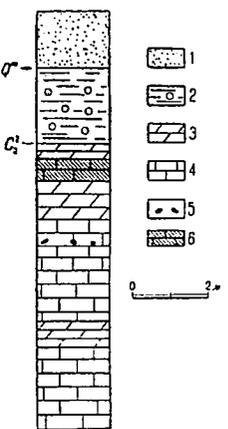
Некоторые пласты этой свиты, получившие местные названия «беляк», «дельный», и т. д., давно уже используются местным населением в качестве стенового материала.

Свита эта представлена, главным образом, доломитами и доломитизированными мергелями. Известняки и глины играют подчиненную роль. Доломиты и известняки имеют обычно светложелтую или белую окраску, отличаются матовым изломом и значительным количеством пор.



Фиг. 1. Обзорная карта Верхнего Поволжья; 1—Осуга, 2—Старица

Целью работ института в этом районе было отыскание более плотных разновидей, применяющих полировку и могущих быть примененными для облицовочных целей.



В осугском карьере, находящемся в 27 км к югу от г. Ржева по ж.-д. линии Ржев—Вязьма и в 0,5 км к западу от ж.-д. полотна (фиг. 1) вскрыто 7,5 м доломитов, мергелей и известняков доломитовой свиты.

Сверху вниз здесь обнажаются (фиг. 2) (в м):

Мощность

1. Суглинки и супеси бурые . . . 1,5
2. Валунные бурые глины с валунами кристаллических пород . . . 2,0
3. Доломит светложелтый мергелистый 0,40
4. Доломит плотный светложелтый с концентрическими полосами 0,6
5. Доломит мергелистый розовый сверху и желтый внизу 1,0
6. Доломит белый с кремнями 0,60
7. » » плотный 2,0
8. » мергелистый белый, зеленый, розовый 0,70
9. Доломит белый мягкий и кристальный 2,10

Слой № 4 этого разреза, имеющий мощность около 0,60 м и представляющий по внешнему виду хороший декоративный материал, был испытан в институте в качестве облицовочного камня.

Глыбы его в действующем карьере достигают размеров 0,6×1,0×1,5 м. Часто наблюдается концентрическая желтая полосчатость, причем густота окраски уменьшается по мере приближения к центральным частям глыбы. Встречаются также отдельные участки с мелкими черными неправильной формы пятнами. Ноздреватые участки часты и расположены параллельно напластованию.

Химический анализ осугского камня дал следующие результаты: CaO — 30,25%; MgO — 20,76%; R₂O₃ — 1,10%; SiO₂ — 2,22%.

Физико-механические испытания показали значительную механическую прочность осугского доломита и его погодоустойчивость.

Результаты испытаний приведены в следующей таблице:

Временное сопротивление сжатию в кг/см ²		Объемный вес		Водопоглощаемость		Морозоустойчивость
в сухом состоянии	в водонасыщенном состоянии	после 25 замораживаний		весовое	объемное	
1 488	1 853	715	2,60	1,73	4,50	Все образцы выдержали 25-кратное замораживание

Приведенные выше данные испытаний позволяют рекомендовать осугский доломит в качестве облицовочного материала только для внутренней отделки. Потеря прочности после замораживания и значительная водопоглощаемость не позволяют пока без дополнительных испытаний на замораживаемость рекомендовать этот доломит для внешней облицовки зданий.

Полировка показала, что отдельные участки отличаются весьма значительной ноздреватостью, полированная поверхность имеет часто грязноватый, ржавый вид. Поверхности же без ноздреватости дают достаточно хорошее зеркало и нежно кремневую окраску, причем при распиловке камня поперек слоистости наблюдается слабый рисунок.

Эксплуатация месторождения не встретит затруднений ввиду того, что действующий сейчас карьер может попутно со своей основной работой отбирать нужные глыбы из рекомендуемого пласта, залегающего, кстати, почти непосредственно под вскрышными породами. При этом следует иметь в виду необходимость тщательного отбора глыб для избежания ноздреватых, плохо полирующихся участков.

Аналогичные по своему внешнему виду доломиты встречены в районе г. Старицы. Старицкий доломит несколько плотнее осугского. В нем совершенно не наблюдается ноздреватости, он белого и желтоватого цветов и содержит значительное количество кремневых включений.

Пласт плотного доломита в Старице залегает на высоте 3—6 м над уровнем Волги и обнажен значительно хуже, чем в Осуге.

Старицкая точка находится в менее благоприятных транспортных условиях, чем осугская — в 12 км от железной дороги. Однако значительная плотность, «теплота» окраски и хорошая полируемость старицкого камня заставляют признать его заслуживающим внимания.

Москва, ИМС

Проф. С. С. Берман

Плавка горных пород в шахтных печах

1. Область применения каменного литья

В области современной силикатной промышленности должно быть отмечено производство так называемого каменного литья.

Под этим названием понимают литые изделия, получаемые путем расплавления естественных горных пород типа базальта, диабазы и подобных им и отливаемые затем в любые формы, причем механические и другие свойства полученного материала не уступают природному камню.

Во Франции плавеный базальт уже вошел в число общепризнанных изоляционных материалов для электротехнических установок, не говоря уже о применении его в качестве кислотоупорного материала в химической и электрохимической промышленности и, наконец, в качестве строительного материала.

Распространенность мощных базальтовых и диабазовых месторождений, сравнительная простота плавки и дальнейшей обработки этих горных пород и, наконец, высокие изоляционные, химические и механические свойства плавенного диобаза,—все это, вместе взятое, дает полное основание говорить о большом развитии каменного литья.

Перечисление всех областей, в которых может найти применение каменное литье, конкурируя с фарфором, стеклом и кислотоупорными сталями, заняло бы несколько страниц¹, и поэтому ограничимся только указанием, что сырье для каменного литья более распространено, легче и дешевле добывается, что технологическая и термическая обработка при процессе каменного литья при рациональной постановке дела должна быть значительно проще и дешевле, чем в любой из вышеупомянутых отраслей промышленности (фар-

форовая, стекольная и производство качественной стали).

2. Причины недостаточного внедрения производства каменного литья

Вполне естественно, что, несмотря на новизну производства каменного литья (начало промышленного производства положено во Франции в 1913 г., у нас первые сведения по этому вопросу появились лишь 7—8 лет назад), этому вопросу в последнее время уделяется большое внимание. Есть специальное постановление коллегии Наркомтяжпрома о развитии и освоении этого нового для нас производства. В настоящее время уже работает опытный завод каменного литья в Москве и Эривани (Армения).

Ленинградские организации тоже уделяют большое внимание этому вопросу, что объясняется наличием мощных залегающих диобаза в Северо-Западной обл. и в первую голову в Карельской АССР, наряду с месторождениями местного топлива—торфа и шунгита.

Если тем не менее производство каменного литья не пошло пока далее опытных установок, то это объясняется наряду с другими причинами также и тем, что применяемая для плавки горных пород аппаратура (пламенные и электрические печи) слишком дорога как в первоначальной своей установке, так и по эксплуатационным своим расходам, если таковые относить к единице продукции. Все это ложится большим накладным расходом на стоимость каменного литья и понижает его конкурентноспособность по отношению к фарфору, стеклу, металлу.

В самом деле, просматривая калькуляцию наших опытных установок, нужно отметить, что ввиду дешевизны сырья, которое является сплошь и рядом отбросом, главными статьями являются стоимость рабсилы и топлива (или электроэнергии) и амортизация затраченного капитала.

¹ Журнал «Минеральное сырье» № 10, 1933 г., статья В. В. Обручева.

Анализируя работу опытных установок, можно установить, что основными потребителями топлива или электроэнергии являются плавильные печи — пламенные или электрические; стоимость плавильных печей высока; обслуживание их требует большого количества рабочей силы ввиду трудности полной механизации даже при больших установках; в случае порчи — ремонт тоже связан с большими расходами.

Ввиду новизны данного производства мы считаем крайне полезным критически проанализировать вопрос о выборе основных агрегатов заводов каменного литья, т. е. печей для плавки горных пород.

3. Описание и разбор существующих методов плавки

На Московском заводе каменного литья работает одна ванная печь непрерывного действия в значительной мере аналогичная таким же установкам в стекольной промышленности; отопливается печь мазутом. На Эриванском заводе в Армении установлены электрические печи и такие же печи имеются в Ленинградском отделении Института минерального сырья (б. прикладной минералогии).

Выбор указанных типов печей — ванной пламенной и электрической — не представляется нам удачным по соображениям, которые изложены ниже.

Что касается электрической печи, то не вызывает сомнений техническая возможность плавки в ней горных пород. Тем не менее этот метод отопления вряд ли является целесообразным с экономической точки зрения ввиду большого расхода электроэнергии (1—2 квт/кг).

Практика аналогичных производств, как, например, сталелитейного, показывает, как в наших условиях, так и в условиях технически передовых капиталистических стран экономическую нецелесообразность плавки массового металла в электрических печах; применение последних экономически оправдывается только при плавке особо высококачественных и ценных металлов, где стоимость отопления играет незначительную роль, а главное внимание обращено на качественную сторону изделий.

Понятно, что для широкого внедрения каменного литья оно должно быть

экономически конкурентным и не может выдержать больших расходов на электроэнергию. Следует здесь, правда, отметить, что в некоторых отдельных районах благодаря наличию дешевой электроэнергии, получаемой от гидроэлектростанций, плавка горных пород, возможно, будет экономически целесообразной в электрических печах.

Переходим к разбору плавки горных пород в пламенных ваннах, как это применяется на Московском опытном заводе.

Ванные печи имеют широкое распространение в целом ряде отраслей промышленности, как например, при плавке стекла, стали, меди и т. д.; в этих областях ванные печи нашли широкое применение, и в настоящее время в эксплуатации имеется масса конструкций, чрезвычайно мощных и большой производительности.

Тем не менее всем типам ванн присущи чрезвычайно серьезные недостатки, которые в основном заключаются в следующем:

а) Большие потери тепла через наружные стены, которые доходят до 40—50% всего расходуемого на печь тепла. Такие значительные потери тепла вызваны основным недостатком ванн — печей, заключающемся в том, что полезная поверхность нагрева, т. е. воспринимающая полезное тепло, составляет весьма незначительную часть общей наружной поверхности плавильного бассейна. Пламя обращено к расплавленной массе только своей нижней стороной, между тем как всеми остальными сторонами оно обращено к стенам и к своду, через которые имеют место большие потери тепла наружу.

б) Второй существенный недостаток ванной печи заключается в высокой температуре продуктов горения, покидающих плавильное пространство (порядка 1400—1500°).

Благодаря столь высокой температуре отходящих газов, унос ими тепла весьма высок и доходит до $\frac{2}{3}$ всего тепло содержания пламенных газов.

Правда, значительная часть отходящего тепла утилизируется обычно в регенераторах или рекуператорах, а иногда еще и в паровых котлах, тем не менее потери с отходящими газами весьма велики и составляют в среднем 20—30% всего расхода топлива на печь.

Если к тому же учесть громоздкость и большую стоимость теплоутилизационных устройств (регенераторы, рекуператоры, паровые котлы) современных ванн печей, то необходимость коренных усовершенствований в этой области становится совершенно очевидной.

в) Одним из самых существенных недостатков современных ванн печей является небольшой удельный съем.

Объясняется это сравнительно незначительным восприятием тепла шихтой, загружаемой обычно в виде куч, так как воспринимающая тепло поверхность слишком мала.

Для увеличения производительности печей следовало бы отказаться от компактной сплошной кучи загрузки и вместо одной поверхности плавления создать настоящую камеру плавления, т. е. перемешивать шихту и пламенные газы.

Все вышеуказанные недостатки ванн печей обуславливают, с одной стороны, чрезвычайно низкий к. п. д., который обычно лежит в пределах от 10 до 25% и нередко доходит до 30% с другой стороны, вследствие небольшой эффективности плавки в современных ванн печах последние достигают колоссальных размеров и стоимость их, отнесенная к единице продукции, чрезвычайно высока. Также ввиду большого удельного расхода топлива велики размеры и теплоутилизационных установок (регенераторов, рекуператоров, паровых котлов); также велика стоимость агрегатов по теплоснабжению, как то газогенераторов и других аналогичных установок. Наконец, стоимость ремонта тоже высока ввиду больших размеров печей. Высока также стоимость заданий ввиду больших размеров плавильных печей.

4. Новые методы плавки — шахтные печи

Все отмеченные выше недостатки печей, а также дороговизна электроэнергетики заставляют нас выдвинуть новые методы плавки горных пород (диабазы, базальта), методы, известные в других отраслях промышленности и могущие быть освоенными и в интересующей нас области.

К этим методам мы в первую голову относим плавку в шахтных печах.

Шахтные печи весьма широко распространены в других отраслях промышленности, как то металлургии (доменные печи, вагранки, печи для обжига руд и т. д.), в промышленности строительных материалов (для обжига известняка, цемента, доломита) и в других самых разнообразных отраслях промышленности.

Главнейшей причиной столь широкого внедрения шахтных печей является их чрезвычайно высокий термический коэффициент полезного действия, который составляет в среднем 80—85%, доходя иногда до 90—95%, т. е. значительно превосходит к. п. д. всех других конструкций промышленных печей.

Столь высокий к. п. д. объясняется двумя причинами:

а) В шахтных печах применен так называемый принцип **противотока**, заключающийся в том, что обрабатываемый материал, с одной стороны, и отдающие ему тепло пламенные газы, с другой—идут в противоположном направлении (навстречу друг другу).

Обычно материалы идут сверху вниз, а газы—снизу вверх. При этом зона самой высокой температуры, где происходит плавка, обжиг или другие необходимые термические реакции, расположена в нижней части печи; газы, выходящие при высокой температуре из этой зоны, встречают на своем пути обрабатываемый материал и подогревают его. Благодаря этому газы покидают печь при сравнительно невысокой температуре, т. е. использование тепла пламенных газов происходит в самой печи, и нет надобности прибегать к установке регенераторов или рекуператоров для утилизации отходящего тепла.

б) Во-вторых, удельная производительность шахтных печей, отнесенная к 1 м³ их вместимости, весьма высока благодаря большой величине активной поверхности соприкосновения кусков обрабатываемого материала с пламенными газами. Каждый кусок загрузки как бы омывается со всех сторон горячими газами, и благодаря этому эффективность процесса термической обработки должна быть весьма высокой.

Благодаря большой удельной производительности (на 1 м³ вместимости) размеры печи и поверхность наружных теплоотдающих стен сравнительно не-

велики и поэтому потери тепла наружу незначительны.

Означенное обстоятельство, а также некоторые другие положительные качества шахтных печей в отношении обслуживания и конструкции привели к широкому внедрению шахтных печей в технике; обычно там, где технология данного процесса допускает их применение, они вытесняют другие виды промышленных печей.

5. Применение шахтных печей для плавки горных пород

При плавке горных пород в шахтных печах нужно учесть некоторые особенности процесса, которые должны вызывать соответствующие изменения в конструкции шахтной печи.

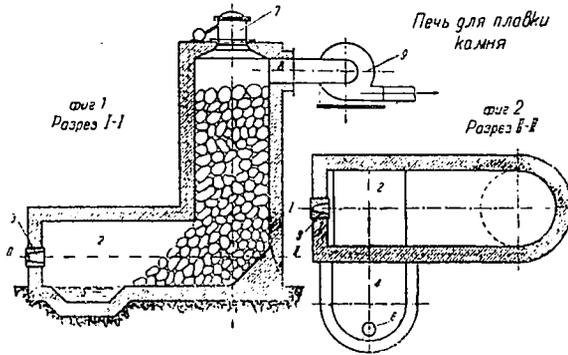
а) При плавке горных пород необходимо не только довести их до жидкого состояния (расплавить), но также требуется удалить из расплавленной массы пузырьки воздуха (т. е. дегазировать), а также достичь полной однородности массы. Этого можно достичь нагреванием массы до температуры, более высокой, чем температура плавления, т. к. с повышением температуры вязкость плава сильно уменьшается, что способствует как освобождению плава от воздуха и других газов, так и хорошему перемешиванию расплавленной массы (в стеклоделии этот процесс называется *осветлением* или *очисткой* стекломассы).

Для осветления плава к шахтной печи следует приделать специальный бассейн, куда расплавляемая масса будет стекать из шахты и где она может быть некоторое время поддержана при температуре, превышающей точку плавления.

б) Как показала практика, температура расплавленной массы при отливке должна быть в некоторых случаях ниже, чем температура «осветления», так как при слишком высокой температуре литья имеет место значительная усадка, которая может вызвать появление усачных раковин.

Этот недостаток можно устранить понижением температуры плава. С этой целью следует предусмотреть специальный бассейн, куда плав перепускается из ранее упомянутого бассейна, служащего для осветления; в этом втором

бассейне температура плава понизится благодаря потерям тепла наружу. Следует также указать, что наличие бассейнов позволяет производить выпуск расплавленной массы как непрерывно, так и периодически, малыми или большими (для больших отливок) порциями.



1 Печь для плавки камня

в) Наконец, последний вопрос заключается в устранении нежелательного засорения жидкой массы шлаками топлива. Степень вредности этого явления зависит от количественного содержания золы в топливе, химического ее состава и, наконец, от удельного расхода топлива. Поэтому применяемый обычно в шахтных печах метод попеременной подачи слоями топлива и материала не всегда окажется целесообразным.

Более целесообразным и универсальным методом является устройство шахтной печи с передней камерой сгорания, под коей служит одновременно бассейном для стока расплавленной массы и осветления таковой; отопление может производиться газообразным, жидким и даже пылевидным топливом, причем пламенные газы проходят сначала над бассейном, а затем поступают в шахтную печь.

На прилагаемом схематическом чертеже фиг. 1. эскизно показана идея нашего предложения (заявочное свидетельство № 156751): он изображает вертикальный разрез шахтной печи для плавки горных пород по предлагаемому способу; фиг. 2— горизонтальный разрез фигуры 1 по линии II—II.

К шахте 1 примыкает передняя камера 2, снабженная одной или несколькими горелками 3 для газового, жид-

кого или пылевидного топлива; передняя камера 2 снабжена бассейном 5, куда собирается расплавленная масса, стекающая из шахты 1; в этом бассейне масса, подвергаясь высокому нагреву, отстаивается некоторое время для освобождения от пузырьков газа; отсюда масса отводится в бассейн 4 (фиг. 2), где охлаждается до необходимой для литья температуры. Из бассейна 4 масса выпускается (или выбирается) периодически или непрерывно через отверстие 6 в дне или стенках бассейна 4. Бассейн 4 может быть более или менее полно отделен от камеры 2 как в газовой зоне, так и в зоне расплавленной массы, и этими приемами, а также величиной наружных поверхностей бассейна можно достичь желаемой температуры литья.

Подача материала производится через загрузочную воронку 7. Жидкое, газообразное или пылевидное топливо, предварительно перемешанное с необходимым для горения воздухом, подается в печь помощью горелок 3, и таким образом в камере сгорания 2 обеспечивается достаточно высокая температура, требующаяся для «осветления» плава. Из камеры 2 пламенные газы поступают в шахту 1, где совершается процесс плавки горных пород. Из шахты 1 продукты горения удаляются через дымовой канал 8 естественной тягой или же эксгаустером 9.

Наличие специальной камеры сгорания 2 и бассейна 5 дает возможность отстаивать расплавленную массу до полной ее дегазификации и достижения полной однородности; бассейн 4 дает возможность охлаждать массу до температуры, необходимой для литья. Кроме того, при работе на газообразном или жидком топливе полностью устраняется возможность засорения расплавленной массы шлаками и золой.

Если нет надобности устранять попадание шлаков в каменное литье или же если оно по некоторым соображениям целесообразно, то плавку можно вести в шахте 1 по методу, применяемому в доменных печах и вагранках, а именно: подлежащий плавлению материал подается вместе с топливом в шахту 1, и горение поддерживается благодаря подаче в шахту воздуха фурмами; расплавленная масса стекает в бассейн 5, в котором потребная тем-

пература поддерживается помощью горелок 3; продукты горения удаляются либо через шахту 1 либо непосредственно из камеры 2.

Следует остановиться еще на одном моменте, а именно: нет ли опасности газовой непроницаемости шахтной загрузки и опасности появления так называемых козлов? Стекломасса, образуемая при плавке горных пород, является «короткой», т. е. разница температур размягчения и плавления горных пород (диабазы, базальта) сравнительно незначительна и значительно меньше, чем для обычных технических стекол. Некоторые же ультраосновные горные породы практически сразу переходят из твердого состояния в жидкое. Этот факт является благоприятным в смысле устранения газовой непроницаемости шахтной загрузки, т. е. создает предпосылки плавки горных пород в шахтной печи. Понятно, что вопрос о сопротивлении проходу пламенных газов через загрузку в шахте может быть определен только чисто опытным путем на специальной опытной печи. Следует отметить, что в случае необходимости можно работать как с положительным давлением в камере сгорания 2, подавая горючее и необходимый для горения воздух под давлением, так и отводить продукты горения помощью эксгаустера, присоединенного к верхней части печи, и тем создавать в печи необходимое разрежение.

6. Экономическое сравнение плавки диабазы в печах разных систем

Экономический эффект от применения шахтных печей должен складываться в основном из двух моментов, а именно: расходов эксплуатационного порядка и строительных расходов.

Главным мерилем эксплуатационных расходов является топливо.

В шахтных печах расход топлива можно ориентировочно определить из следующих соображений:

а) полезное тепло на плавку диабазы, принимая температуру в 1500° , теплоемкость расплавленной массы 0,3 и скрытую теплоту плавления 130 кал/кг, составит.

$$1500 \cdot 0,3 + 130 = 580 \text{ кал/кг}$$

б) потери при шахтных печах можно принимать:

Унос с отходящими газами при их температуре в 300° составит примерно 10—15%. Если для запаса принимать преувеличенную температуру отходящих газов порядка $600\text{—}650^{\circ}$, то потери при этом будут около 25% (хотя часть этого тепла может быть использована для подогрева воздуха для горения). Потери тепла через наружные стены можно оценить порядка 10%; принимая даже с запасом 15%, получим общие потери 40%; иными словами, к. п. д. шахтной печи составит 0,6.

Расход тепла на 1 кг расплавленной массы будет $580 : 0,6 = 966$ кал/кг, или округленно 1000 кал/кг.

На ванной печи Московского завода при максимальной фактически достигнутой производительности 8 т/сутки часовой расход мазута 130 кг, или в сутки $130 \times 24 = 3\,120$ кг.

Удельный расход $3\,120 : 8000 = 0,39$ кг нефти, или 3900 кал на 1 кг расплавленной массы.

Допуская даже, что этот расход может быть понижен до 3000 кал., получим удельный расход топлива при шахтных печах.

$1\,000 : 3\,000 = 33\%$ от расхода на ванные печи

Экономия топлива—67%. Переведем это в ценностное выражение и заодно сравним с электрическими печами.

Если предполагать работу на газовом отоплении (которое значительно дороже нефтяного) и принимать стоимость 1000 кал в газе в 1,25 коп., а стоимость электроэнергии принимать 4 коп. за 1 квт-ч. при расходе ее 1,25 квт-ч/кг расплавленной массы, то получим стоимость топлива или электроэнергии на плавку 1 т массы:

Электроплавка — $1\,000 \cdot 1,25 \cdot 4 = 50$ р. 00 к.

Плавка в ванной печи — $1\,000 \cdot 3 \cdot 1,25 = 37$ р. 50 к.

Плавка в шахтной печи $1\,000 \cdot 1 \cdot 1,25 = 12$ р. 50 к.

Стоимость топлива при шахтной печи в 3 раза меньше, чем при ванной и в 4 раза меньше стоимости электроэнергии при электрической плавке, причем следует отметить, что стои-

мость топлива принята высокой, а стоимость электроэнергии принята сравнительно низкой.

Стоимость установки шахтной печи значительно ниже ванной печи, ввиду того, что конструкция печи значительно проще, объем печи тоже значительно меньше и, наконец, отпадают сложные и дорогие и громоздкие теплоутилизационные приспособления. Ориентировочно можно сказать, что при такой же самой производительности шахтная печь будет по крайней мере в 3 раза дешевле, чем ванная. Примерно в той же самой пропорции уменьшаются расходы на здание, на теплооборудование завода и т. д.

Резюме

1. При освоении нового производства каменного литья следует ориентироваться на плавку горных пород (диабаз, базальт) не в ваннах и электрических печах, а в шахтных печах.

2. Шахтные печи должны дать весьма значительное уменьшение расхода топлива; расход топлива при них примерно в 3 раза меньше, чем в ваннах и печах.

3. Стоимость плавильных печей, а также и зданий, и подсобных цехов, и агрегатов в случае применения шахтных печей должна сильно снизиться.

4. Благодаря удешевлению как строительства, так и эксплуатации в случае применения шахтных печей стоимость каменного литья значительно понизится.

5. Благодаря значительному понижению стоимости каменного литья и благодаря неисчерпаемости и дешевизне основного сырья (диабаз, базальта и т. п.) каменное литье сможет легко конкурировать с фарфором, стеклом и специальными сталями, что позволит подвести прочную экономическую базу под производство каменного литья.

6. Для выяснения всех вопросов, связанных с проектированием и освоением шахтных печей в производственном масштабе, особенно с вопросом газовой проницаемости загрузки в шахте, нужно в первую очередь сконструировать и опробовать небольшую опытную шахтную печь. (Такая печь в настоящее время проектируется по заданию треста «Техстройстеклофарфор»).

Заметки

К перестройке зарплаты ИТР в промышленности нерудных ископаемых черной металлургии

Правильная организация заработной платы является одним из решающих факторов в борьбе за решительный подъем производства, за достижение максимальных количественных и качественных показателей. Система заработной платы, действующая на большинстве предприятий нерудных ископаемых для инженерно-технических работников, имеет существенные недочеты, которые должны быть устранены проектируемой к введению ГУМП новой прогрессивной системы оплаты труда.

Основные недочеты этой системы оплаты ИТР сводятся к следующему:

1. Гарантируется 100% оклада за любые размеры выполнения производственной программы, тем самым руководители предприятий и отдельных участков не могут воздействовать материально на тех из инженерно-технических работников, которые своей плохой работой сорвали выполнение производственной программы.

2. Премирование инженерно-технического персонала построено из расчета плачового задания, которое подвергается систематическому изменению ежеквартально и подчас ежемесячно, отсюда премирование ИТР подвержено систематическому изменению. Кроме того, такое построение премиальной системы инженерно-технического персонала приводит к тому, что отдельные ИТР стремятся получить как можно более меньший — легкий план с тем, чтобы его перевыполнить и получить больше премии.

3. Действующие на большинстве предприятий нерудных ископаемых системы премирования инженерно-технического персонала, как правило, ограничивают размеры допускаемой к выдаче премии, тем самым стимула к достижению передовых производственных показателей, превышающих размеры продукции, за которые премия выплачивается, у инженерно-технического персонала нет.

4. Оплата за количественные результаты в большинстве предприятий не увязана с заданиями по снижению себестоимости, отсюда должного стимула к выполнению задания по снижению себестоимости у инженерно-технического персонала нет.

Проект перестройки заработной платы предусматривает ликвидацию отмеченных недочетов в действующей системе оплаты ИТР.

Новая прогрессивная система оплаты ИТР исходит из принципов, принятых в основу перестройки зарплаты ИТР металлургии и коксохимии.

Основные принципы новой системы оплаты ИТР нерудных ископаемых представляются следующими положениями:

1. Для каждого производственного участка устанавливается максимальный технический коэффициент использования оборудования и соответственно максимальная норма производства — добычи.

2. За достижение максимальной добычи, устанавливаемой для каждого участка основного

производства, руководящему инженерно-техническому персоналу выплачиваются два оклада. Остальным ИТР участка выплачивается 1,75 оклада.

При превышении установленных максимумом размеров производства заработная плата ИТР соответственно увеличивается, а при снижении уровня производства против установленного максимума заработная плата уменьшается и может быть доведена до 75% оклада. При этом оплата строится по прогрессивной шкале. Пример:

для участка устанавливается добыча на месяц — 100 тыс. известняка.

За выполнение данного максимального задания.

Нач. участка получает . . .	2 оклада
Технорук	2
Сменные инженеры и горные мастера получают	1,75

При меньших размерах добычи размер оплаты снижается примерно по нижеследующей шкале:

Добыча в т	Оплата руковод. участка	Оплата остальным ИТР участка
100 000	2 окл.	1,75
95 000	1,60	1,40
90 000	1,35	1,20
85 000	1,20	1,10
80 000	1,05	1,00
75 000	0,95	0,90
70 000	0,85	0,85
65 000	0,80	0,80
60 000	0,75	0,75

3. При исчислении выполненного производства для оплаты применяется только годовая продукция первого сорта по ОСТ. Брак, некондиционная продукция, вторые сорта исключаются из продукции, подлежащей оплате¹.

4. Полная оплата за достижение количественных показателей выплачивается за годную по ОСТ продукцию первого сорта лишь в том случае, если продукция произведена по ценам себестоимости, установленным планом. При превышении себестоимости за каждый процент удорожания с причитающейся зарплаты ИТР за количественные результаты производится вычет в размере до 10%. При этом зарплата

¹ Это положение требует пересмотра в соответствии с проектом нового стандарта на металлургические известняки. Ред.

должна выплачиваться в размере не ниже 75 % оклада. За дополнительное снижение себестоимости сверх задания, установленного плана, к заработку ИТР, причитающемуся за количественные результаты, выплачивается премия до 10 %. При этом общий фонд премии за снижение себестоимости не должен превышать 50 % экономии, полученной в результате дополнительного снижения себестоимости.

1-й пример. Максимальное задание 100 тыс. т до 8 руб.—план себестоимости.

Выполнение 95 тыс. т, при этом себестоимостью выше плана и составила 8 р. 16 к., т. е. удорожание на 2 %.

В этом случае начальнику участка причитается за количественные результаты по приведенной выше шкале—1,60 оклада.

Одновременно подлежит вычету за удорожание себестоимости за каждый процент по 10 % причитающегося за количественные результаты заработка, т. е. по 16 % оклада, а всего подлежит вычету 32 % и к выплате причитается

$$1,60 - 0,32 = 1,28 \text{ оклада.}$$

2-й пример. При максимальном задании 100 тыс. т выполнено 90 тыс. т, себестоимость при плане 8 руб. достигнута фактически в размере 7 р. 76 к., т. е. достигнуто дополнительное против плана снижение себестоимости на 3%.

Заработная плата начальника участка составит за количественные результаты в соответствии с приведенной выше шкалой—1,35 оклада и дополнительно за снижение себестоимости за каждый процент 13,5% оклада, а всего за себестоимость 40,5% оклада. Общий размер заработной платы составит $1,35 + 0,405 = 1,755$ оклада.

Необходимо подчеркнуть, что размеры удержаний за превышение себестоимости, а равно и премирование за снижение себестоимости должны устанавливаться дифференцированно, с

учетом резервов на каждом участке и трудностей их использования.

Таким образом новая система оплаты ИТР предусматривает высокую оплату за передовые технические коэффициенты использования оборудования, за максимальные размеры производства годной по ОСТ продукции первого сорта по плановой себестоимости.

При неудовлетворительной работе, превышении себестоимости новая оплата ИТР предусматривает низкую оплату с доведением до 75 % оклада.

Наряду с перестройкой заработной платы ИТР основного производства необходимо установить новый порядок оплаты ИТР транспорта, энергетических и ремонтно-механических цехов. При этом для каждого участка работы указанных цехов необходимо установить конкретные показатели, построить соответственно шкалу оплаты. При достижении максимальных нормативов руководящему персоналу ИТР перечисленных цехов надлежит выплачивать до 1,75 оклада, а остальному персоналу ИТР до 1,50 оклада.

При невыполнении установленных нормативов, а также при перерасходе бюджета цеха зарплата ИТР снижается по соответствующей шкале с обязательным сохранением 75 % оклада.

Директору предприятия и начальникам участков предоставляется право при производственных упущениях уменьшать размеры причитающейся зарплаты ИТР с доведением таковой до 75 % оклада.

Перевод на новую систему оплаты ИТР должен обеспечить высокий уровень производства, необходимое качество продукции, дешевую стоимость и при этом высокую заработную плату инженерно-технического персонала.

Завельский З. И.

Сиваш и перекопские соляные озера—магнезиальная база для южной черной металлургии

Среди нерудных ископаемых имеет большое значение для металлургии магнезит как сырье для высококачественного огнеупора. Пока единственным поставщиком металлургического магнезита являются Сатки и Халилово на Урале. Большие запасы магнезиальных солей имеются в рапе Сиваша и перекопских соляных озер.

Однако громадные запасы магнезиальных солей крымских соляных озер до сих пор еще не использованы для снабжения металлургии окисью магния для производства огнеупоров, несмотря на то, что лабораторные исследования целого ряда научно-исследовательских институтов и исследователей доказали, что известковый метод получения окиси магния из рапы дает прекрасные результаты. Качество получаемой окиси магния удовлетворяет всем требованиям на металлургический магнезит.

Крымский научно-исследовательский институт стройматериалов проработал этот метод в 1934 г. и получил окись магния следующего химического состава (в %) (см. таблицу).

После обработки рапы известковым молоком $Mg(OH)_2$ выпадает в коллоидальном виде, поэтому тонкость обожженного продукта MgO очень велика.

	MgO	CaO	R ₂ O ₃	SiO ₂	H ₂ O	Сумма
Образец № 8 . .	91,20	1,7	1,67	0,85	0,76	99,89
Образец № 12 . .	92,32	2,3	1,31	0,56	1,05	99,96

Рапная окись магния проходит без остатка через сито 10 тыс. отв/см². Согласно указаниям проф. П. П. Будникова хорошая дисперсность рапной окиси магния гарантирует высокое качество огнеупоров из нее.

Крымский научно-исследовательской институт стройматериалов приступил в 1935 г. к опытному производству окиси магния из рапы Старого озера перекопских озер в полужавальском масштабе.

Запасы системы Сиваша и перекопских озер, согласно детальным гидрогеологическим исследованиям, проведенным М. П. Боженко в течение последних 3 лет, составляют 18 927 тыс. т безводного хлористого магния. При этом установлено, что в ряде озер запасы пополняются

минеральными источниками, а также из донных отложений ила, насыщенного солями.

Многолетняя практика Сакского химзавода показала, что содержание солей в рапе не убавилось, несмотря на то, что теоретически запасы солей в рапе уже должны быть близки к истощению.

Технологический процесс получения окиси магния отличается большой простотой и состоит из следующих операций:

1. Добыча и доставка известняка.
 2. Обжиг извести.
 3. Гашение извести.
 4. Изготовление известкового молока.
 5. Обработка рапы известковым молоком для выделения $Mg(OH)_2$.
 6. Отделение осадка $Mg(OH)_2$ в фильтрпрессе и промывка ее.
 7. Сушка брикетов $Mg(OH)_2$ из фильтрпресса.
 8. Обжиг брикетов.
 9. Помол обожженных брикетов на щеточной мельнице.
 10. Упаковка окиси магния.
- Капиталовложения для завода окиси магния (каустического магнезита) из рапы определены

в 2500 тыс. руб. при производительности 25 тыс. т в год.

Себестоимость продукта каустического магнезита определена в 84 руб. за тонну.

Ввиду того что пригодность рапного магнезита для огнеупоров еще не проверена лабораторно и на производстве, необходимо немедленно приступить к научному исследованию качества металлургического порошка и огнеупорных кирпичей из рапного магнезита и проверить поведение их на производстве.

Устройство завода для производства рапного магнезита создаст крупную магнезильную базу для южной черной промышленности, что позволит разгрузить железнодорожный транспорт на 3 млн. вагонокилометров, которые были бы необходимы для перевозки с Урала 25 тыс. т магнезита по очень загруженным магистральям.

Организация завода рапного магнезита на перекопских озерах имеет большое значение не только для Крыма и Украины, но и для всего Союза.

Профессор Г. А. Зейберлих

И. А. Зимин

О хромистом магнезите

(Предварительное сообщение)

В Сарановском месторождении хромистого железняка на Урале обнаружена хромсодержащая разновидность амезита, неизвестная до сих пор в мировой литературе. Любопытно, что данный минерал долгое время принимался за кеммерерит благодаря поразительному внешнему сходству с ним. На несоответствие констант данного минерала с присвоенным ему названием кеммерерита впервые обратил внимание А. Н. Ласьков («Хромсодержащие парагенетические минералы некоторых Уральских месторождений хром. железняка», 1933 г. рукопись в Уралгеомине), но точнее чем «ортохлорит» этот минерал так и не был определен.

В 1934 г. по заданию автора был выполнен приводимый здесь химический анализ чистого минерала. Анализ производился в аналитической лаборатории Уралгеомина аналитиками Брыняк и Зерчаниновой под руководством инженера химика К. Г. Дмитриева.

Анализ № 5194 (проба XI)

$SiO_2 = 20,30$	$NiO = 0,28$
$TiO_2 = \text{нет}$	$CaO = 0,23$
$Al_2O_3 = 35,94$	$Na_2O = 0,06$
$Cr_2O_3 = 0,77$	$K_2O = 0,23$
$Fe_2O_3 = 0,09$	$- H_2O = -$
$MgO = 27,03$	$+ H_2O = 13,82$
$FeO = 1,44$	Сумма 100,19

Производя минералогический пересчет данного анализа, приходим к следующему нормативному составу минерала (в %).

Амезит	$H_4Mg_2Al_2SiO_9 = 95,6$
Дафнит	$H_4Fe_2Al_2SiO_9 = 3,0$
Cr-амезит	$H_4Mg_2Cr_2SiO_9 = 1,4$

Как видно, сарановский амезит по составу весьма близок к теоретическому амезиту и в этом отношении далеко оставляет за собой единственные, известные в мировой литературе амезиты из Честера, Массачузетт [анализы: F. Pisani, No-



Щетка хромистого амезита с кристаллом перовскита увел. $\times 2$

tes miner. C. R. 83, 166 (1876), E. V. Shannon, Am. Jour. Sci. CXCIX, 96 (1920)].

Минерал наблюдается в щетках на хромистом железняке в парагенезисе с перовскитом (фиг. 1). Кристаллы моноклинной сингонии мелки, псевдогексагональны. Габитус таблитчатый, короткостолбчатый или изогнутошестоватый. На боковых гранях наблюдается штриховка параллельная (001). Цвет розовый до фиолетового; твердость = 2,5... 3; уд. в. = 2,68; спайность весьма совершенная по (001); спайные листочки прозрачны, гибки, под микроскопом обнаруживают зональное сложение и двойникование-тройники по (332). Двупреломление высокое $N_g - N_p = 0,028$, $N_m - N_p = 0,003$ (определено с компенсатором Берека). При нанесении на диаграмму оптических свойств хлоритов по Винчеллу, согласно химизму нашего минерала получаем значение $N_m = 1,588$. Угол оптических осей изменчив: $+2V = 20-32^\circ$.

Оптическая ориентировка: $N_m \parallel [010]$, острая биссектриса N_g совпадает с перпендикуляром к (001).

От честерских амезитов данный минерал оптически отличается цветом, большим двупреломлением и углом $2V$, химически — значительно меньшим содержанием FeO , а также присутствием окиси хрома.

Библиография

Библиотека ИМС

(Продолжение)

Пагметит Pegmatite

123. Charin Victor. La pagmatite, gangue de toute une série de minéraux utiles.

Пегматит — рудная жила, содержащая целый ряд полезных минералов.

Chim. & Ind., 1931, v. 32, № 2 pp. 476—78.

Анн., Jl. Amer. Ceram. Soc., 1935, v. 18, № 11; Ceram. Abstr. v. 14, № 1, p. 20.

Реф., Rev. Geol., 1934, v. 14, fsc. 10, pp. 562—3.

Песок Sand

124. Edwards S. C. Sand concretions froms California.

Песчаные конкрекции из Калифорнии.

Rocks & Miner., 1934, v. 9, № 6, pp. 82—83.

125. Martens James H. C. Sand.

Песок

Rocks & Miner., 1934, v. 9, № 3, pp. 29—31.

Песчаник Sandstone

126. Price Paul H. Stylolites in sandstone.

Стилолиты в песчанике.

Jl. Geol., 1934, v. 42, № 2, pp. 188—192.

127. Simson B. and Stuart A. The petrology of the Culm sandstones of north-west Devon and of the dune sands of Westvard Ho.

Петрология песчаников северо-западного дева-на и дюнных песков в Вестворд Хо.

Geol. Magaz., 1934, 844, p. 446.

См. также 84. See also: 84.

Пириты Pyrites

128. Hausen H. Zur Genesis der Karelischen «metasomatischen» Kieserzlagerstätten.

К генезису карельских «метасоматических» месторождений колчедановых руд.

Geol. För. Förhandl., 1934, Bd. 56, H. 2, № 397, S. 359—360.

См. также 102. See also 102.

Пироксенит Pyroxenite

129. Tröger E. Ueber pyroxenite ans dem Böh-mischen Mittelgebirge.

О пироксенитах из Миттельгебирге (Богемия). Ztschr. Kristall., 1934, Bd. 45, H. 2/3, S. 206—224.

Плагиоклазы Plagioclase

130. Pheinsten Zoning in plagioclase feldspar.

Зональное строение плагиоклазов.

Miner. Magaz., 1934, v. 23, № 145, pp. 541—55.

Анн., Jl. Amer. Ceram. Soc., 1934, v. 17, № 10, Ceram. Abstr., v. 13, № 10, p. 273.

Полевой шпат Fildspar

131. Hollenweger M. and Rumpelt H. Feldspars and the kaolinization of feldspar.

Полевые шпаты и каолинация полевого шпата.

Ztschr. tech. Physik. 1934, v. 15 (8), pp. 318—22.

Анн., Jl. Amer. Ceram. Soc., 1935, v. 18 № 1, Ceram. abstr., v. 14, № 1, p. 20.

132. Mihara A. S. Forme de L'alteration des feldspaths dans les arenes granitiques des Vosges.

Изменения полевых шпатов в гранитах Вогез.

Compt. Rend. Acad. Paris, 1934, t. 198, p. 255.

Реф. N. J., 1934, 11, S. 363.

133. Vielhaber Faldspar.

Полевой шпат.

Fmalwaren. Ind., 1934, v. 11 (34), pp. 281—284.

Анн., Jl. Amer. Ceram. Soc., 1935, v. 18, № 1,

Ceram. Abstr., v. 14, № 1, p. 20.

Полезные ископаемые Mineral resources

134. Lafitte L. et Charrin V. Repertoire des mines et gisements de France et de l'Afrique du Nord.

Перечень рудников месторождений полезных ископаемых Франции и Северной Африки.

Paris, Mines et car ieres, 1934, 700 p.

Реф., Rev. Geol., 1934, v. 14, fsc. 10, pp. 561—2.

135. Quervain F. de und Gschwind M. Die nutz-baren Gesteine der Schweiz.

Полезные ископаемые Швейцарии.

Bern. Huber, 1934.

XII, 456 p. ill.

Реф. Miner. Magaz., 1935, v. 24, № 148; Miner.

Abstr., v. 6, № 1, p. 3.

Порфиры Porphyres

136. Eskola Pentti. Ueber die Bottenmeer-porphyrte.

О порфирах Бонического залива.

Comm. geol. Finlande, 1934, № 104, S. 111—127.

Библиография 14 названий

Пренит Prehnite

137. Eskola Pentti. Prehnite amygdaloid from the bottom of the Baltic.

Пренитовый амигдалонд со дна Балтийского моря.

Compt. Rend. Soc. géol. Finlande, 1934, № 8, 13 p.; Bull. Comm. geol. Finland, 1934, № 104, pp. 132—143.

Реф. Miner. Magaz., 1935, v. 24, № 148; Miner. Abstr., v. 6, № 6, p. 25.

Пыль Dust

138. Ma Jung-chi. The dust of Peknig.

Пыль Пекина.

Bull. Geol. Soc. China, 1934, v. 13, № 4, pp. 627—646.

Библиография 7 названий.

Роговая обманка Hornblende

139. Kennedy W. K. The conditions for the crystallization of hornblende in igneous rocks.

Условия кристаллизации роговой обманки в изверженных породах.

Centralbl. Miner., A, 1934, № 6, S. 186.

140. Kozu S. and Ueda J. Thermal expansion of basaltic hornblende.

Тепловое расширение базальтовой роговой обманки.

Proc. Imp. acad. Tokyo, 1934, v. 10, pp. 25—28.

Анн., Miner. Magaz., 1934, v. 23, № 146; Miner. Abstr., v. 5, № 11, p. 510.

Рудные месторождения Ore deposits

141. Adams Frank Dawson. Origin and nature of ore deposits: a hystorical study. Генезис и природа рудных месторождений; историческое исследование.

Bull. Geol. Soc. Amer., 1934, v. 45, pp. 375—424. Анн., Miner. Magaz., 1935, v. 24, № 148; Miner. Abstr. v. 6, № 1, p. 26.

142. Anders A. L. Some pseudo-eutectic ore textures.

Псевдозвтектическая структура руд. Econ. Geol., 1934, v. 129, № 6, pp. 577—589.

143. Dunham K. C. The genesis of the North Pennine ore deposits.

Генезис рудных месторождений в районе Северных Пеннин (Англия).

Quart. J. Geol. Soc. London, 1934, v. 90, pt. 4, pp. 689—720.

144. Laughlin G. F. and Behre C. H. Zoning of ore deposits, Leadville district, Colorado.

Районы рудных месторождений округа «Leadville», Колорадо.

Econ. Geol., 1934, v. 29, № 3, pp. 215—54.

Тальк и тальковый камень Talc and soapstone
См. 22. See 22.

Сателлиты Satellites

145. Guimarães Djalma. A'margem de «Os sate'lites do diamante».

О сателлитах и алмазе. Monogr. Serviço geol. Minas Geraes, 1934, № 2, X, 58 p.

Реф. Miner. Magaz., 1935, v. 24, № 148; Miner. Abstr., v. 6, № 1, pp. 7—8.

Серa Sulphur

146. Applebey M. P. Recent developments in the the chemistry of sulphur.

Новое в области химии серы. Chem. a. Ind., 1934, v. 53, № 55, № 52, pp. 1097—1101.

147. Kato T., Watanabe T. and Nakamoto A. On the sulphur deposits associated with iron sulphide ore, found in the Quaternary formation of Japan.

Месторождения серы, ассоциированные с серным колчеданом, найденные в четвертичных отложениях Японии.

Jap. J. Geol. Geogr., 1934, v. 11, pp. 287—324.

Реф., Miner. Magaz., 1935, v. 24, № 148; Miner. Abstr. v. 6, № 1, p. 31.

Серпентин Serpentine

148. Caillière S. Analyse thermique de serpentine.

Термический анализ серпентина. Congr. Soc. savantes, Paris, Jour. Offic., 5 avril 1934, Paris 1934, p. 3534.

Анн. Rev. Géol., 1933—1934, v. 14. fasc. 11, P. 589.

Сидерит Siderite

149. Bärtling Richard. Die Entstehung der Siegerländer Spateisensteingänge.

Происхождение Зигерландских сидеритовых жил.

Ztschr. Deut. Geol. Gssell., 1934, Bd. 86, H. 6, S. 344—348.

150. Bredlin H. Die Entstehung der Siegerländer Spateisensteingänge und ihrer Störungen im

Zusammenhang mit dem Vorgang der Druckschieferung.

Происхождение зигерландских сидеритовых жил и их нарушенность в связи с процессом сланцевания.

Ztschr. Deut. Geol. Gesell., 1934, Bd. 86. H. 6, S. 333—344.

Библиография 10 названий.

Силикаты Silicates

151. Tamm Olaf. Experimentelle Studien über die Verwitterung von Silikatmineralen.

Экспериментальное исследование выветривания силикатовых минералов.

Arkiv Kemi, Min, Geol., 1934, v. 14, № 11, 27 p. Реф., Miner. Magaz., 1935, v. 24, № 148; Miner. Abstr. v. 6, № 1, p. 48.

152. Wirtz K. Spectra of silicates in the near infra-red.

Спектры силикатов в инфракрасных лучах. Physik. Ztschr., 1934, Bd. 35 (16), S. 646—51.

Слюда Mica

153. Rowan F. Die Dämpfungsfähigkeit von Glimmer als empfindliche Eigenschaft.

Способность глушения звука — одно из свойств слюды.

Ztschr. Phys., 1934, v. 87, pp. 749—752. Анн., Miner. Mag., 1934, v. XXIII, № 146; Miner. Abstr., 1934, v. 5, № 11, p. 508.

См. также 255. See also 255.

Спилит Spillite

154. Flanerty G. F. Spilitic rocks of South-eastern new Brunswick.

Спилитовые породы на юго-востоке Нью-Брунsvика, США.

J. Geol., 1934, v. 42, № 8, pp. 785—808.

Ставролит Staurolite

155. Currier L. W. Notes on staurolite and associated minerals from schist at Gassetts, Vermont.

Заметки о ставролите и ассоциированных с ним минералах из кристаллических сланцев Вермонта. Amer. Miner., 1934, v. 19, № 7, pp. 335—39.

156. Roberts Joseph K. Virginia staurolites as gems.

Ставролиты Виргинии как драгоценные камни. Amer. Miner., 1934, v. 19, № 11, pp. 549—552.

Стильпномелан Stilpnomelan

157. Helzner Julius. Ueber die chemische Konstitution von Stilpnomelan und Stilpnochloran.

О химическом составе стильпномелана и стильпнохлорана.

Centralbl. Miner. etc., A., 1934, № 10, S. 299—805. Literatur.

Стильпнохлоран Stilpnochloran

См. 157. See 157.

Сульфаты Sulphates

158. Gaubert P. Hémihydrate de sulfate de calcium obtenu par voie humide et polymorphisme du sulfate anhydre.

Полугидрат сульфата кальция, полученный влажным способом, и полиморфизм безводного сульфата.

Bull. Soc. Franç. Miner., 1934, t. 57, № 7—8, pp. 252—267.

159. Zombory L. V. Ueber ein natürliches Sulfatgel von Vashegy.

О природном геле сульфата из Вашегя (Венгрия)

Centralbl. Miner., A, 1934, S. 90—1.

Сферулиты Spherulites

160. Colony R. Y. and Howard A. D. Observations on spherulites.

Наблюдения над сферулитами.

Amer. Miner., 1934, v. 19, № 11, pp. 515—524.

Тектит Tektite

161. Link G. Ueber den Tektit von Paucartambo.

Тектит из Паукартамбо (Перу).

Centralbl. Miner., A, 1934, № 1, S. 13—15.

Тиллиты Tillites

162. Gysin M. Les tillites métamorphique du Kundelungu de la Haute-Lufira (Condo Belge).

Метаморфические тиллиты из Бельгийского Конго.

Compt. Rend. Soc. phys. Genève, 1934, v. 51, № 3, pp. 218—221.

Титанит Titanite

163. Parker Robert, L. Morphologische Typen am Schweizerischen Titanit.

Морфологические типы швейцарского титанита.

Schweiz. Miner. u. Petrogr. Mitt., 1934, Bd. 14, № 2, S. 478—506.

Тоналиты Tonalites

164. Noskolds S. R. The contaminated tonalites of Loch Are, Argyll.

Тоналиты Аргилля, смешанные с другими породами.

Quart. Jl. Geol. Soc. Lndn., 1934, № 359, pp. 302—321.

Торий Thorium

165. Hermann F. Natural deposits of thorium. Природные месторождения тория.

Metallbörse, 1934, Bd. 24, S. 421—22.

Реф. Chem. Zentralbl., 1934, 11, S. 303; JI. Amer. Ceram. Soc., 1935, v. 19, № 2; Ceram. abstr., v. 14, № 2, p. 49.

Трахит Trachyte

См. 118. See: 118.

Туфы Tufa

166. Latter M. P. The calcareous tufa deposits of Vuxton, near Taung's Cape province.

Месторождения известковых туфов в Бэкстоне близ станции Таунго, Трансвааль.

Geol. Magz., 1934, № 844, pp. 458—463.

Уранинит Uraninite

167. Hecht Friedrich. Quantitative methods of micro-analysis, with special reference to the Gordonite uraninite.

Методы количественного микрохимического анализа, в частности, применительно к ураниниту Гордонии (Южная Африка).

Amer. Jl. Sci., 1934, v. 27, № 11, pp. 2361—342.

168. Holmes Arthur. The Gordonite uraninite and the upper Precambrian rocks of Southern Africa.

Уранинит Гордонии и породы верхнего прекамбрия Южной Африки.

Amer. Jl. Sci., 1934, v. 27, № 161, pp. 343—353.

Библиография 16 названий.

Фаялит Fayalite

См. 118. See 118

Фенакит Phenakite

См. 177. See 177

Флюорит Fluorite

169. Haberlandt H. und and. Zur Fluoreszenz des Fluorites. 11.

О флюоресценции флюорита, II.

Mitt. d. Inst. f. Ra-Forsch. № 336. Sitz.-Ber. Wien. Akad. Wiss. Math.-natw. Kl. 11a, 1934, v. 143, S. 151—161.

Реф. N. J. A., 1934, H. 6, S. 504.

170. Henglein M. Die Flussspat- und Schwergspatgänge bei Pforzheim.

Месторождения плавикового и тяжелого шпата у Пфорцгейма (Шварвальд).

Ztschr. prakt. Geol., 1934, № 8, S. 113—116.

171. Kupferburger W. Fluorspar veins, near Hlabisa, Zululand.

Флюоритовые жилы в Зулуленде.

Trans. Geol. Soc. South Africa, 1934, t. 37, pp. 87—96.

Реф., Rev. Geol. 1935, v. 15, fsc. 1—2, p. 51.

Фогтит Vogtite

См. 37. See 37.

Фосфориты Phosphorites

172. Kugle G. Wirtschaftsgeographie der neu entdeckten Phosphoritlager in Oberösterreich.

Экономическая география вновь открытых месторождений фосфорита в верхней Австрии.

Mitt. d. Geograph. Gesell. in Wien., 1934, Bd. 77, № 1—6.

173. Schädler J. Phosphoritvorkomen in Oberösterreich.

Фосфоритовые месторождения в Верхней Австрии.

Ztschr. Kristall. B., 1934, Bd. 45, H. 5/6; Mitt. Wiener, Miner. Ges. № 99, S. 446—9.

Халькопирит Chalcopyrite

См. 102. See 102

Obidennowa. 1326

Хлоритонд Chloritoid

174. Barth F. W. and Balk Robert. Chloritoid from Dutchess county, New-York.

Хлоритонд из штата Нью-Йорк.

Amer. Miner., 1934, v. 19, № 8, pp. 345—50.

Хлориты Chlorites

175. Gysin M. Les roches chloriteuses de la Haute-Lufira (Congo Belge).

Хлоритовые породы из Бельгийского Конго.

Compt. Rend. Soc. phys. Genève, 1934, v. 51, № 3, pp. 221—224.

ОПЕЧАТКИ,
замеченные в № 9 1935 г. журнала «Минеральное сырье»

Страница	Столбец	Строка	Напечатано	Следует	По чьей вине
		Оглавление	Роль канатной пилы	Роль канатной пилы	Редакции
1	Левый	13 сверху	прибалтийных	прибалтийских	Типографии
19 } 20 } 25 }			сульфидный	сульфитный	автора Иванова
20	Левый	10 сверху	т:ж=5:4:3	т:ж=5:4 и 5:3	Типографии
30	Левый	15 сверху	С. Рёсслера	О. Фёсслера	автора Алимарина
60	Правый	10 сверху	Совнаркома	Совнаркома	Типографии

Издания редакционной базы Всесоюзного научно-исследовательского института минерального сырья

Москва, В. Ордынка, 32. Тел. В-1-50-52

Текущий счет в Московско-Ленинском отделении Госбанка № 160107

НОВИНКИ

Атлас геологических и гидрогеологических карт г. Москвы. 5 многокрасочных карт и 5 профилей. Цена 35 руб.

Алимарин и Ромм — Сборник химических анализов минералов и горных пород. Цена 3 руб.

Архангельский А. Д., ак. и Колченова Е. В. — К познанию химического состава железных руд СССР. 68 стр. Цена 2 руб. 50 коп.

Аршинов В. В., проф. — О стеклянных полусферах для кристаллооптических измерений на поляризационном микроскопе. 50 стр. Цена 1 руб. 60 коп.

Беспяткин В. Ф. — Теоретические основания к правильному выбору рабочего инструмента в ударном бурении. 40 стр. Цена 1 р. 50 к.

Веселовский В. С. — Технология графита. Цена 9 руб.

Добролюбова — Определитель колониальных кораллов *Rugosa* среднего карбона Подмосковского бассейна. Цена 1 руб.

Добролюбова — Колониальные кораллы *Rugosa* среднего карбона Подмосковского бассейна.

Захаров Е. Р. и Юшко С. А. — Очерки по геохимии Урала. Цена 3 руб. 10 коп.

Зборовский М. Э., Гермогенова Е. В. и др. — Сборник работ ИПМ по титану. Цена 4 руб. 50 коп.

Зверев Л. В. — Вязкость шлаков.

Колченова и Дейчман — Определение малых количеств различных элементов в железных рудах. Цена 2 руб.

Лютин и Захарова — Седиментационный анализ.

Лютин Л. В. — Физико-химические основы технологии коллоидно-графитовых препаратов. Цена 2 руб.

Маслов В. П. — Материалы к познанию ископаемых водорослей СССР. Цена 1 руб. 70 коп.

Менковский М. А. — Технология серы. Ч. 2.

Саваренский Ф. П., проф. — Инженерно-геологические исследования для площадок промышленного строительства (1934 г.). Цена 2 руб. 25 коп.

Сулоев А. И., Пономарев А. Л. и др. — Хайдарканское ртутно-сурьмяно-плавиковошпатовое месторождение. Цена 2 руб. 50 коп.

Сыромятников и Васильев — Роль железа в асбесте.

Федоровский Н. М., проф. — Наши достижения в области прикладной минералогии. 158 стр. Цена 3 руб.

Шабынин Л. И. — О промышленном значении Борзовского месторождения корунда на Урале. 30 стр. Цена 1 руб.

Шабынин Л. И., Опарин, Кармазин — Приуртские месторождения наждака на Урале. Цена 3 руб. 30 коп.

111287 2 6/607

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

2039



БИБЛИОТЕКА
Института
Минерального Сырья



ГОС. ОБЪЕДИН. НАУЧНО-ТЕХНИЧ. ИЗД-ВО

№ 11

МОСКВА-ЛЕНИНГРАД

ГОД X

1935

СО Д Е Р Ж А Н И Е

C O N T E N T S

	Стр.		Page
Паредовая	1	Editorial	1
П. П. Гамбарян, Ф. Г. Арутюнян и Л. А. Ротинянц—Исследование условий кристаллизации плавяных базальтов	3	P. P. Gambaryan, F. G. Arutyunyan and L. A. Rotinyanz — A study of the Conditions of Crystallization of Molten Basalts	3
Н. Веденева, А. Колотушкин, А. Волков—Оптический метод анализа высокодисперсных минутников	13	N. Vedenéeva, A. Kolotushkin and A. Volkov — An Optical Method for the Analysis of High-Disperse Abrasive Powders	13
В. И. Соболев и М. А. Николаев—Воздушная классификация корунда для получения минутников	19	V. I. Sobolev and M. A. Nikolaev — Air Classification of Corundum for Producing Fine Corundum Powders	19
Проф. В. В. Маслеников—Новые минеральные наполнители для грампластинок	29	Prof. V. V. Maslenikov — New Mineral Fillers for Gramophone Records	29
А. И. Шарфштейн — Исследование тарасовского кварцита и введение его в шихту для коксового динаса	38	A. I. Sharfshtein — A Study of the Tarasovka Quartzite and its Introduction into the Charge for Coke Dinas	38
Библиография	50	Bibliography	50

На о ложке: Ишкинское месторождение мрамора: (фот. И. Ф. Миндюка).

Ответственный редактор проф. Н. Ф. Федоровский
 Уполн. Главлита В-30100
 Тираж 2665 экз. Сдано в пр-во 19/X 1935 г.
 Число зн. в п. л. 80 тыс.

Технич. редактор О. Зальшмина
 Ст. Ат. Б5 — 176×250 1/16 доля
 Подписано к печати 28/XI 1935 г.
 3 1/2 печатных листа

2/1173

2-н

6/627

Пролетарии всех стран, соединяйтесь!

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

О Р Г А Н

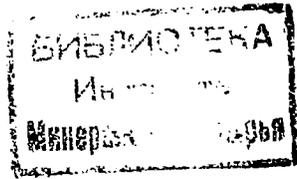
ВСЕСОЮЗНОГО ИН-ТА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

№ 11

1935 г.

Г о д X

1173



КАДРЫ ВИМС

К XVIII ГОДОВЩИНЕ ОКТЯБРЯ

„КАДРЫ РЕШАЮТ ВСЕ“¹

И. В. СТАЛИН

XVIII годовщина Октября — годовщина совершеннолетия советского строя — замечательна по своим хозяйственным и политическим успехам и разворачиванию массового движения как в области повышения производительности труда, так и в направлении культурного строительства. Задача превращения нашей страны в страну высокоразвитой индустрии и самого крупного социалистического земледелия решена. Теперь возникают иные задачи. «...Мы изжили уже в основном период голода в области техники.

Но, изжив период голода в области техники, мы вступили в новый период, в период, я бы сказал, голода в области людей, в области кадров, в области работников, умеющих оседлать технику и двинуть ее вперед», — так охарактеризовал товарищ СТАЛИН современное зна-

чение проблемы кадров. Сейчас, как никогда, особенно необходимо заботиться о выращивании кадров, способных полностью овладеть созданной новой техникой и использовать ее преимущества для социалистического строительства. Подбор и выращивание кадров научно-исследовательского института — задача не только особо ответственная, но и особо сложная. Для Института минерального сырья тем более трудная, что ему приходится, главным образом, работать по созданию и организации промышленности нерудных ископаемых, — промышленности сложной структуры и не существовавшей в дореволюционной России.

ВИМС, — детище Октябрьской революции, — начал свое существование в 1923 г. с небольшой группки высококвалифицированных специалистов, к XVIII годовщине Октября вырос в огромное, всесоюзного (а следовательно, и международного) значения, научно-исследовательское учреждение с числом штатных

¹ И. В. Сталин, Речь в Кремлевском дворце на выпуске академиков Красной армии 4 мая 1935 г., газета «Правда» от 6 мая 1935 г.

сотрудников в 1935 г. в 800 с лишним человек², из которых половина состоит членами инженерно-технической секции. Свыше 300 чел. имеют законченное высшее образование. Как известно, в основу метода работы ВИМС положен комплексный метод, основанный на коллективной проработке каждой проблемы специалистами различных дисциплин. Среди ИТР ВИМС имеются геологи, разведчики, химики, физики, технологи, гидрогеологи, петрографы, минералогии и т. д.

Приведенные данные показывают, насколько сложна и многообразна должна быть работа по кадрам в нашем институте. Работа по повышению квалификации ИТР за последние годы значительно усилилась в особенности для младшего персонала. В настоящем году по данным на 1 октября работает 8 технических кружков для ИТР с охватом около 60 чел. и 10 кружков иностранных языков с количеством учащихся свыше 100. Кроме того, свыше 60 чел. занимаются вне института на курсах и в учебных заведениях.

Большинство лаборантов охвачено техминимумом. В скором времени начнут работать курсы по повышению квалификации инженеров-геологов. Все это, конечно, далеко не достаточные мероприятия, и необходимо стремиться к значительному увеличению масштабов этой работы и поднятию ее на более высокую ступень. Особенное значение приобретает в настоящий момент выполнение постановления правительства СССР об установлении ученых званий для научных сотрудников ВИМС. Это мероприятие позволяет, с одной стороны, оценить научную ценность имеющихся кадров, а с другой — (в этом главное), создать дополнительный стимул к повышению квалификации или, выражаясь более общим термином, к росту всех категорий научных сотрудников. В основу положена оценка каждого работника по его научным работам, так или иначе оформленным.

На сегодняшний день проведено через ВАК 62 чел. и представлены туда же

на рассмотрение 87 чел.: из них действительных членов 46 чел. и старших научных сотрудников 103. Кроме того, проведено утверждение младших научных сотрудников 116 и находятся на рассмотрении 32. Как видно отсюда, квалификационной комиссией проведена большая работа.

ВИМС имеет достаточно большое количество действительных членов и некоторый недостаток старших научных сотрудников. Последнее объясняется тем, что основная масса научных сотрудников ВИМС — молодежь. В этом залог силы института, но осуществление этого залога может быть только при условии самой интенсивной работы с этими молодыми кадрами. Значительная часть из них готовится к работе над диссертациями и, таким образом, в ближайшие два-три года ВИМС значительно увеличит количество квалифицированных кадров. Однако самотеком этого не получится, нужна упорная систематическая работа. Если, как мы видели выше, с оценкой имеющихся кадров дело проведено довольно благополучно, то о подготовке научных работников к работе над диссертациями имеются тревожные сигналы. Прежде всего сами научные сотрудники не проявляют большой «торопливости» в подаче заявок на диссертационные темы. Но и те немногочисленные заявления, которые имеются, рассматриваются недопустимо долго в учебной части. У многих научных сотрудников до сих пор еще не имеется ясного представления, как может и должна быть организована работа. Отсюда вывод, что, несмотря на проведенную дирекцией немалую работу, придется сделать еще усилие для того, чтобы сдвинуть с места вопрос с диссертациями.

Не приходится сомневаться в успехе и этого дела, тем более что анализ данных по стажу научных сотрудников и ИТР указывает на достаточную величину и устойчивость костяка: свыше 65% имеют пятилетний стаж работы в институте и выше.

Производительность труда в ВИМС несомненно растет, так как, несмотря на уменьшение числа сотрудников (почти на 20%) по сравнению с 1934 г., объем работы ВИМС не уменьшился. Однако

² По данным, полученным бригадой т. Лурье по заданию парткома ВИМС.

качественно-количественные показатели стоят еще не на достаточно высоком уровне. Между тем развертывающееся в нашей стране мощное стахановское движение захватило и ВИМС. Имеются передовики в ряде лабораторий и секторов (Алексеева в аналитическом секторе, Ульянов в секторе Минералогии и Рудных месторождений и др.). Это движение может затормозиться неясностью показателей научной работы, которая, как известно, пока не поддается строгой нормировке. Между тем для развития стахановского движения среди работников умственного тру-

да налицо не меньше возможностей, чем для работников физического труда. Много имеется еще неорганизованности и неразберихи в организации научной-исследовательской работы как отдельных сотрудников, так и их коллективов. Преодолеть эти недостатки нужно и можно, следует только систематически заниматься вопросами как самоорганизации, так и организации окружающих нас. Кроме того, необходимо надлежаше организовать работу вспомогательных звеньев, в особенности отдела снабжения и хозяйственного сектора.

П. П. Гамбарян, Ф. Г. Арутюнян и Л. А. Ротинянц

Исследование условий кристаллизации плавленных базальтов¹

(Армянское отделение Всесоюзного института минерального сырья)

Путем отжига тонких пластинок, полученных из плавленного базальта, произведено частичное изучение растекловывания колагеранского, токмахангелского базальтов и андезито-базальта.

В 1926 г. горнометаллургической лабораторией Института прикладной минералогии в Ленинграде под руководством проф. А. С. Гинзберга были начаты опыты плавки базальтов. В 1927 г. эти опыты продолжались в Институте металлов, в состав которого была включена горно-металлургическая лаборатория, причем опыты плавки в этой лаборатории производились над базальтами из ССР Армении.

В 1927 г. в Эривани также были начаты по поручению ВСНХ ССР Армении опыты плавки и литья базальтов, которые в феврале 1928 г. прекратились.

В 1931 г. опыты плавки базальтов возобновились в Эривани под руковод-

ством инж. Ф. И. Вонгровского на небольшом специально построенном опытном заводе. Тип электропечей для плавки базальтов, способ литья и отжига на этом опытном заводе были применены те же, что и в Институте металлов. Схема производства на Эриванском² опытном заводе состояла в следующем: базальты плавилась в электрических печах, расплав наливался в чугунные формы, а затем горячие еще изделия вынимались из форм и быстро переносились в специальные печи отжига. Отжиг отливок можно производить двояко: при одном режиме отжига отливки остаются в аморфном стеклообразном состоянии, при другом они вполне закристаллизовываются (растекловываются). Отжиг на кристалл был открыт еще Реомюром в 1727 г. при поисках способа приготовления фарфора. Он имеет много преимуществ

¹ Предварительное сообщение об этой работе опубликовано в Сборнике работ НИИ Наркомтяжпрома ССР Армении 1, стр. 85, 1933 г., Эривань.

² Краткие сведения о технологии процесса на Московском заводе каменного литья приведены в добавлениях редактора к книге А. Аллманда, «Основы прикладной электрохимии», стр. 453. Часть вторая, специальная и техническая. Перевод под редакцией И. Г. Щербакова. Ленинград, 1934.

Таблица 1

	Средний базальт по Дэли	Калагеранский базальт по Гинзбергу и Каран- дашеву		Калагеранский базальт	
		№ 1	№ 2	№ 1	№ 2
SiO ₂	48,78	49,91	50,30	49,33	47,78
TiO ₂	1,39	1,35	1,03	1,83	1,42
Al ₂ O ₃	15,85	16,23	16,16	18,08	18,01
Fe ₂ O ₃	5,37	3,71	3,14	9,61	-9,05
FeO	6,34	8,27	8,15	—	—
MnO	0,29	0,19	0,11	0,11	0,07
MgO	6,03	6,93	6,27	6,68	6,71
CaO	8,91	9,30	9,05	10,82	8,86
Na ₂ O	3,18	1,80	3,15	—	—
K ₂ O	1,63	1,50	1,73	—	—
Потеря при прокаливании	1,86	0,87	0,72	1,63	4,84
Сумма	100	100,06	99,81	98,14	96,74

перед отжигом на стекло. Эти преимущества заключаются в том, что закристаллизованные изделия по сравнению со стеклообразными имеют гораздо большую прочность и гораздо меньшую хрупкость. Эти обстоятельства побудили наш опытный завод поставить себе целью технически освоить производство закристаллизованного базальтового литя. В процессе работы опытного завода выяснилась необходимость детального лабораторного изучения условий кристаллизации плавящихся базальтов. Разработка этих вопросов была поручена опытным заводом армянскому отделению Института прикладной минералогии. Научно-исследовательская работа в этом институте была начата в конце 1932 г. геологом П. П. Гамбаряном совместно со студентом Ф. Г. Арутюняном. После смерти П. П. Гамбаряна (февраль 1933 г.) эту работу продолжали студент Ф. Г. Арутюнян и проф. Л. А. Ротинянц.

1. Химический состав и микроструктура базальтов

Большая часть поверхности ССР Армении покрыта мощными потоками базальтовых лав. Эти потоки отличаются друг от друга как по цвету и структуре, так и по химическому составу. «Содержание кремнекислоты в типичных базальтах колеблется в пределах от 47 до 52%, а с включением бо-

ковых групп—от 44,5 до 54,4%». «Химической характеристикой базальтовой магмы следует считать недонасыщенность кремнекислотой, делающую их типичными представителями основной магмы, значительное преобладание щелочных земель над щелочами и в связи с этим значительное содержание магнезии и закиси железа».

В табл. 1 и 2 приведены анализы естественных базальтов, служивших для опытов плавки. В первом столбце таблицы приведен для сравнения средний состав базальта по Дэли³, во втором и третьем столбцах приведены анализы колагеранского базальта, взятого из работы А. С. Гинзберга и Н. М. Карандашева⁴, все же прочие анализы произведены армянским Отделением Института прикладной минералогии.

Из сопоставления приведенных анализов видно, что составы колагеранского и тохмахангелского базальтов очень близки друг к другу и к среднему базальту по Дэли, состав же андезитобазальта отличается большим содержанием кремнекислоты. Структура вышеперечисленных базальтов долеритовая и полудолеритовая, а андезитобазальта — микролитовая. При исследовании

³ Ф. Ю. Левинсон-Лессинг, Петрография, 1931, стр. 352.

⁴ А. С. Гинзберг и Н. М. Карандашев, о применении колагеранского базальта для литя, Труды Петрографического института, вып. 1, стр. 5. Ленинград, 1931 г.

Таблица 2

Химический состав	Токмахангелский базальт								Андезитобазальт
	№ 1	№ 2	№ 3	№ 4	№ 5	№ 6	№ 7	№ 8	
SiO ₂	48,08	48,28	49,79	49,54	48,30	49,41	48,84	49,60	53,03
TiO ₂	0,51	1,58	1,92	1,70	1,60	0,72	0,72	1,31	1,37
Al ₂ O ₃	19,26	18,16	17,52	17,77	17,02	18,10	17,62	17,08	18,66
Fe ₂ O ₃	5,04	3,73	2,46	10,65	6,17	9,45	4,58	4,22	8,18
FeO	5,72	6,83	7,69	—	5,57	2,28	6,01	6,37	—
MnO	0,70	0,54	0,16	0,10	0,10	0,12	0,14	0,12	0,11
MgO	2,45	2,26	6,78	7,41	3,52	5,26	6,80	6,82	5,20
CaO	10,90	10,63	10,01	7,20	10,72	9,78	10,06	9,61	8,68
Na ₂ O	3,75	4,07	3,50	—	3,79	3,28	3,25	3,72	—
K ₂ O	1,87	1,07	1,07	—	1,30	1,13	1,06	0,79	—
Потеря при прокаливании	—	—	—	1,45	—	—	—	—	—
Сумма	99,28	97,15	99,90	97,25	97,09	99,55	99,07	99,64	95,23

шлифов под микроскопом видно, что пространство между удлиненными плагиоклазами заполнено авгитом, имеющим неодинаковую ориентацию. Плагиоклазы с содержанием в среднем около 56% анортита. Шлифы содержат большое количество вкрапленников оливина и почти не заключают аморфной стеклянкой массы. Андезитобазальт состоит из тех же структурных элементов, только кристаллы отдельных минералов значительно мельче, чем у вышеописанных базальтов. Плагиоклазы с содержанием в среднем около 52% анортита.

Для опытов плавки завод сначала брал темноокрашенный колагеранский базальт, но после того как покойным геологом П. П. Гамбаряном были открыты в Эривани близ пруда Токмахангел значительные потоки базальтов, близких по составу к колагеранским, для плавки стали применять токмахангелский базальт. Опыты плавки андезитобазальта имели целью выяснить влияние повышенного содержания кремнекислоты в базальтах на процессы их кристаллизации.

2. Опыты кристаллизации (расстекловывания) тонких пластинок из базальта

Необходимые для настоящего исследования тонкие пластинки из базальта были приготовлены опытным заводом по способу, предложенному покойным П. П. Гамбаряном, следующим образом:

базальты были расплавлены в электрической печи и из расплавленной массы при помощи железной трубки были выдуты большие тонкостенные пузыри, из которых затем были вырезаны пластинки в 0,1—0,3 мм толщиной, площадью в 1—2 см². Вследствие такой тонкости пластинки эти были совершенно прозрачны и почти бесцветны.

Преимуществом описанного метода приготовления пластинок является не только то, что несколько сотен пластинок можно приготовить менее чем в час, но и то, что благодаря быстрому остыванию при выдувании пузыря пластинки совершенно аморфны, не содержат микроскопических и, вероятно, субмикроскопических зародышей кристаллизации. Действительно, при исследовании под микроскопом в простом и поляризованном свете пластины не заключали зародышей кристаллизации. Кроме того, тонкие пластинки термостойчивы и не требуют поэтому предварительного отжига.

Для изучения процесса кристаллизации мы применили метод изотерм, причем опыты измерения изотерм кристаллизации производились следующим образом: пластинки изучаемого базальта укреплялись в вертикальном положении в толченом шамоте, заполнявшем фарфоровую лодочку, после чего лодочка с пластинками вставлялась в горизонтальную трубчатую электрическую печь, снабженную терморегулятором, при помощи которого заданная температура

поддерживалась постоянной нужное время с точностью до $\pm 5^\circ$.

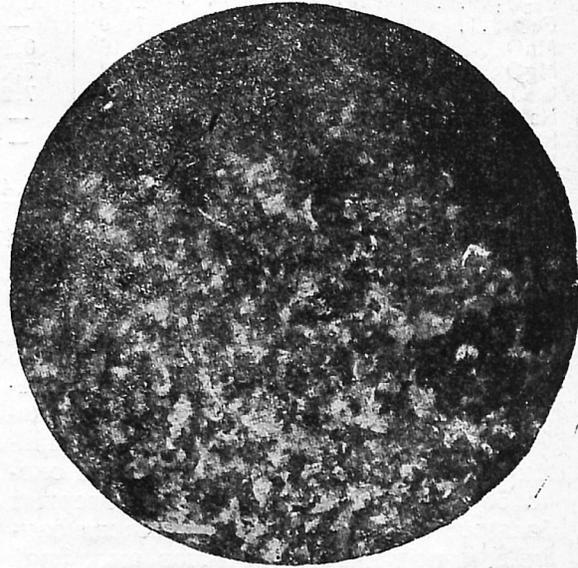
Температура печи измерялась плати-на-платинородиевым термоэлементом, соединенным со стрелочным гальванометром.

Быстрым нагреванием в продолжение 10—20 мин. электрическая печь доводилась до желаемой температуры, после чего включался терморегулятор. Для определения хода процесса кристаллизации в зависимости от продолжительности нагревания при данной температуре мы через определенные промежутки времени доставали из печи пластинки из изучаемого базальта. Эти пластинки быстро остывали на воздухе вследствие своей незначительной массы и большой поверхности. Счет времени нагревания мы вели с момента включения терморегулятора. Извлеченные из печи пластинки исследовались затем под микроскопом в простом и поляризованном свете, при этом отмечались форма и вид образовавшихся кристаллов, а также определялась в процентах площадь пластинки, занятая кристаллами. Так были получены для базальтов «изотермы кристаллизации», показывающие развитие процесса кристаллизации в зависимости от продолжительности нагревания при данных постоянных температурах. Обычно при исследовании процесса кристаллизации наблюдают согласно Тамманну⁵ при данной изотерме, во-первых, число возникающих в единицу времени в единице объема центров кристаллизации, во-вторых, скорость роста этих центров кристаллизации. В этом исследовании вместо отдельного наблюдения этих двух величин мы ввели новую суммарную величину, а именно закристаллизовавшуюся за данный промежуток времени площадь (соответственно объем) изучаемого объекта, выраженную в процентах; такой способ наблюдения упрощает работу и более соответствует практическим целям настоящего исследования⁶.

⁵ G. Tammann, *Kristallsiren und Schmelzen*. Leipzig 1903.

⁶ *Glastechnische Tabellen Physikalische und chemische Konstanten der gläser* Von W. Fitel, M. I irahi, K. Schaeel, Berlin, 1932. В этой книге в главе «Entglesung» на стр. 612 приведен обширный материал по расстекловыванию различного состава стекол.

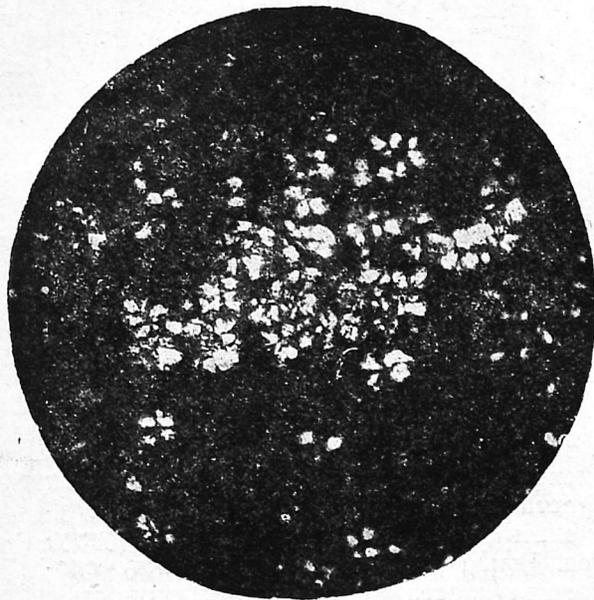
Кристаллизация колагеранского базальта. Для колагеранского базальта мы исследовали изотермы 615, 640, 665, 715, 765, 790, 815, 865, 915, 1015 и 1100°. На изотермах 615 и 640° при пятичасовом нагревании не замечается никакой кристаллизации. На изотермах 665 и 715°



Фиг. 1. Колаг ранский базальт. 15 мин при 775°. Кристаллы А, $\times 40$

замечается кристаллизация уже после 15-минутного нагрева. Кристаллизация начинается по краям пластинок в отдельных местах. При пятичасовом нагревании пластинки закристаллизовывались на 50%. На изотермах 765 и 790° пластинки кристаллизуются на 50% уже при 15-минутном нагревании. Таким образом один и тот же вид кристаллов, который мы называем кристаллами А (фиг. 1), возникает при температуре около 665°, а оптимум развития имеет между 750—770°. Кристаллы, образовавшиеся при температуре ниже и выше оптимальной, имеют при равной продолжительности нагревания в 2—3 раза меньшие размеры. На изотермах 815, 865, 915° в продолжение первых 15 минут нагревания образуются кристаллы А, которые при более продолжительном нагревании исчезают, и вместо них появляются сферолиты, число которых растет вместе с продолжительностью нагревания. Эти сферолиты мы называем кристаллами В (фиг. 2). На изотермах 865 и 915° образуются кроме сферолитов

тов еще и лонгулиты, которые мы называем кристаллами С (фиг. 3). Таким образом в интервале от 665 до 1100° у колагеранского базальта образуются



Фиг. 2. Колагеранский базальт. 45 мин. при 850°. Сферолиты В, $\times 40$

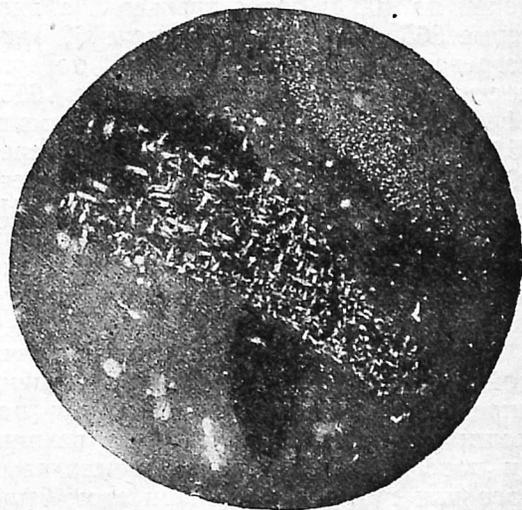
в условиях опыта три вида кристаллов: А, В и С.

Кристаллизация тохмахангелского базальта. Для тохмахангелского базальта нами изучены изотермы 650, 700, 750, 775, 800, 850, 900, 1000 и 1100°. При 650 и 700° после пятичасового нагревания не было замечено никакой кристаллизации. При 750° кристаллизация начинается после 45 мин. нагревания, а после 3 час. нагревания лишь 25% поверхности пластинок покрывается кристаллами А. При 775° те же кристаллы образуются уже через 30 мин., а после 3 час. нагревания 40% пластинок закристаллизовываются. На изотерме 800° кристаллы А образуются через 5 мин., а через 30 мин. нагревания они занимают 80—85% поверхности пластинок. С течением времени нагревания кристаллы А постепенно исчезают, и после 3 час. нагревания лишь 15% поверхности занято ими. Вместо кристаллов А образуются новые центры кристаллизации, которые рассеяны по всей поверхности пластинок. Эти центры кристаллизации разрастаются в длину и пре-

вращаются в лонгулиты С' (фиг. 4). После двухчасового нагревания лишь 5% поверхности пластинки занято лонгулитами С'. На пластинках, нагревавшихся 2,5 часа, кроме лонгулитов образуются также сферолиты В. Число образовавшихся сферолитов не велико: при 60-кратном увеличении в поле зрения микроскопа 5—10 сферолитов. Таким образом на изотерме 800° на пластинке можно видеть одновременно три вида кристаллов А, В и С'.

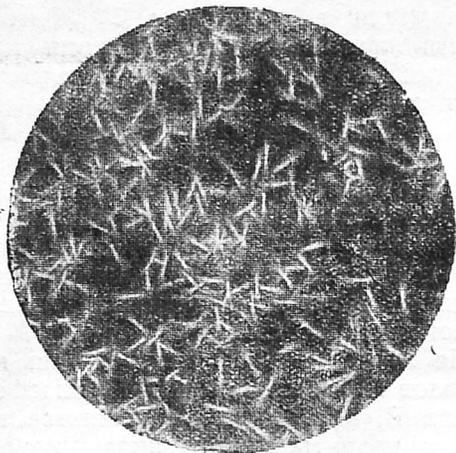
На изотерме 850° не видно ни кристаллов А, ни лонгулитов С', ни сферолитов В, вместо них появляются мелкие сферолиты нового вида, которые рассеяны по всей поверхности пластинок. Эти сферолиты мы называем кристаллами D.

После трехчасового нагревания 80% поверхности пластинок покрыто кристаллами D. На изотермах 900 и 1000° образуются только кристаллы D (фиг. 5), которые через несколько минут нагревания на 100% покрывают поверхность пластинок. Таким образом эти опыты показывают, что у тохмахангелского базальта образуются четыре вида кристаллов: кристаллы А в температурном интервале 740—800°, кристаллы В и С' в интервале 750—840° и, наконец, кристаллы D в интервале 850—1100°.

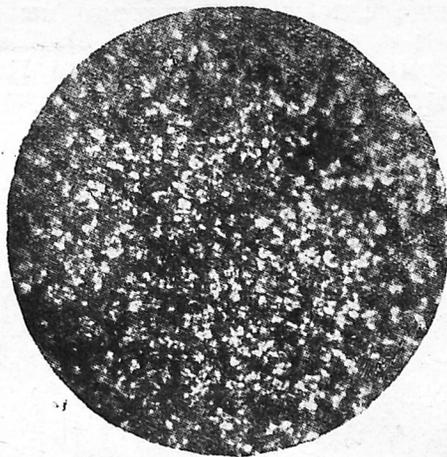


Фиг. 3. Колагеранский базальт. 30 мин. при 915°. Лонгулиты С, $\times 40$

Кристаллизация андезитобазальта. У андезитобазальта были исследованы изотермы 665, 715, 765, 790, 805, 815, 865, 915, 1015 и 1115°.



Фиг. 4. Тохмахангелский базальт. 180 мин. при 800°. Лонгулиты С', $\times 75$



Фиг. 5. Тохмахангелский базальт. 15 мин. при 900°. Кристаллы D, $\times 75$

На изотермах 665, 715, 765, 790 и 805° после пятичасового нагрева не было замечено никакой кристаллизации. На изотерме 815° после часа нагревания образовались в малом количестве сферолиты В и лонгулиты С. После 3 час. нагревания число сферолитов В и лонгулитов С заметно возросло, однако эти кристаллические образования занимали едва 1% поверхности пластинок. При дальнейшем нагревании сферолиты возникали в виде длинных цепей из 100 и более звеньев. На изотерме 865° сферолиты В после 60 мин. нагревания заняли уже 50% поверхности пластинок. На изотерме 915° сферолиты В через 15 мин. занимали 75% поверхности пластинки, а через 30 мин. нагревания сферолиты претерпели превращение в лонгулиты С. На изотермах 1015 и 1115° полная кристаллизация происходила в несколько минут, причем образовывались только лонгулиты С.

Как было указано выше, мы для каждой изотермы и каждой пластинки определяли под микроскопом при помощи измерительного окуляра величину поверхности, занятую кристаллами того или другого вида. При этом было замечено, что ниже 900° линейные размеры кристаллов увеличивались незначительно в зависимости от продолжительности нагревания, тогда как число кристалликов на единицу площади пластинок возрастало значительно, так что кристаллизация пластин про-

исходила, главным образом, за счет роста числа кристаллов, отчего получалась мелкокристаллическая структура. Выше 900° отношение между скоростью роста кристаллов и скоростью образования центров кристаллизации было большее, поэтому получалась более крупнокристаллическая структура.

В нижеприведенной табл. 3 помещены все полученные нами данные по кристаллизации пластинок из базальтов. На этой таблице буквы А, В, С и D обозначают виды кристаллов, а цифры под ними — площадь пластинок в процентах, закристаллизовавшихся данным видом кристаллов.

По данным табл. 3 были вычерчены диаграммы (фиг. 6, 7 и 8) 15-минутные изохроны кристаллизации и (фиг. 9, 10, 11) трехчасовые для колагеранского, тохмахангелского базальтов и андезитобазальта. На этих диаграммах по оси ординат нанесены в процентах площади пластинок, покрытые кристаллами, а по оси абсцисс температуры. На приведенных диаграммах ясно видны, во-первых, температурные области, в которых существуют те или другие виды кристаллов, во-вторых, развитие процесса кристаллизации в зависимости от температуры. Кроме того, сравнивая, например, 15-минутные изохроны с трехчасовыми ясно видно влияние продолжительности нагревания на ход кристаллизации.

Сравнивая далее между собой фиг. 9, 10 и 11, мы видим, что наибольшее

Таблица 3

Изотермы и кристаллизации

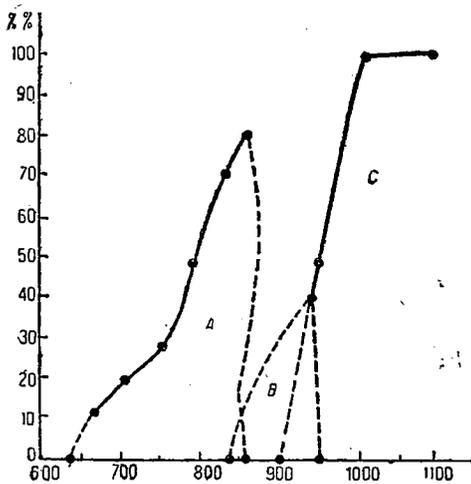
t°	15 минут				30 минут				45 минут				60 минут				90 минут				120 минут				180 минут			
	виды кристаллов																											
	A	B	C	D	A	B	C	D	A	C	D	A	B	C	D	A	B	C	D	A	B	C	D	A	B	C	D	
Колагеранский базальт																												
665	10				20				25				30				40				50				50			
715	20				35				45				50				60				65				70			
765	25				45				60				70				80				90				100			
790	50				75				95				100				100				100				100			
815																												
865	80				50	2			30			45				55				60						1		
940		40	50				75				90		100			100				100								100
1000			100				100				100		100			100				100								100
1100			100				100				100		100			100				100								100

Андезитобазальт

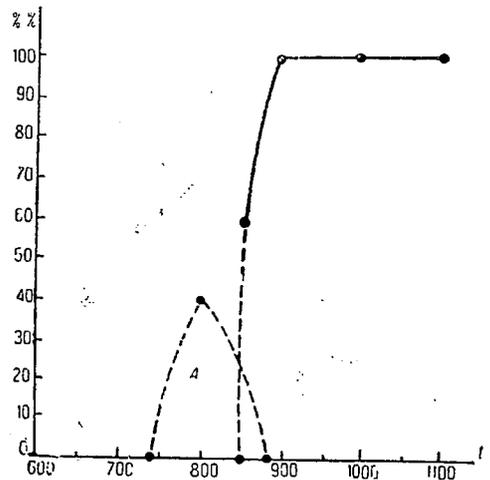
815																												
865		1										50				50				53					1			
915		1	85				80				100		100			100				100				100				1
1000			100				100				100		100			100				100				100				100
1100			100				100				100		100			100				100				100				100

Тохмахангелский базальт

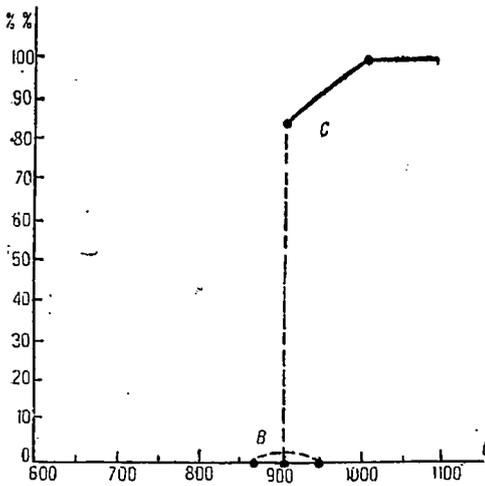
750	1																											
775					2				1	25			5				10				15				25			
800	40				80				70			30				30				35				40				
850												65				60			1	40				15				5
900					60				90						100				100	40				100				
1000					100				100						100				100	100				100				100
1100					100				100						100				100	100				100				100



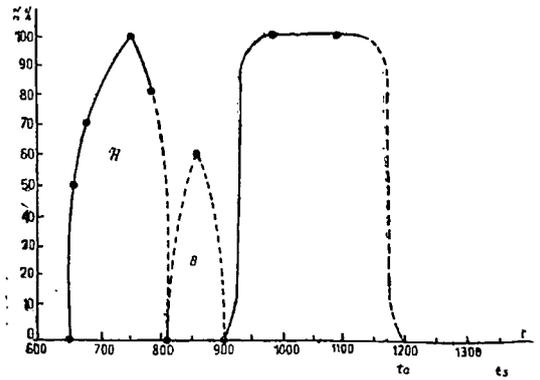
Фиг. 6. Изохрона колагеранского базальта. 15 мин.



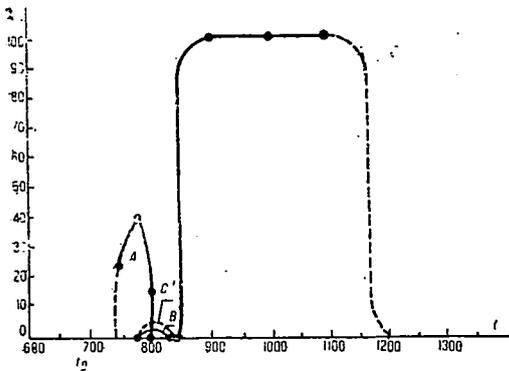
Фиг. 7. Изохрона тохмахангелского базальта. 15 мин.



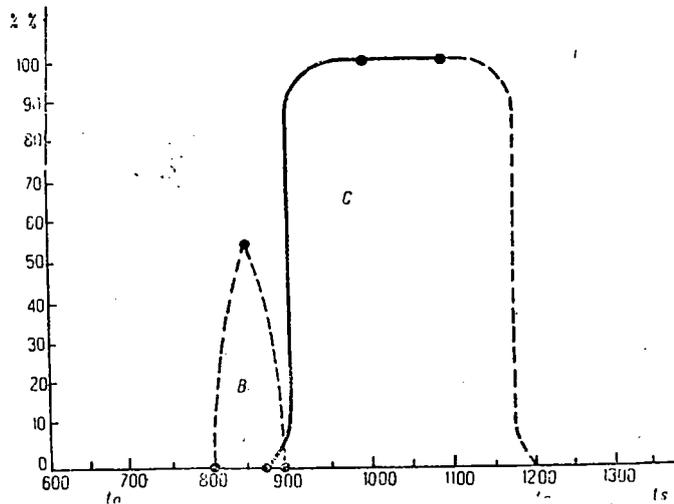
Фиг. 8. Исохрона андезитобазальта. 15 мин.



Фиг. 9. Исохрона колагеранского базальта. 180 мин.



Фиг. 10. Исохрона тохмахангелского базальта. 180 мин.



Фиг. 11. Исохрона андезитобазальта. 180 мин.

развитие кристаллы А имеют у колагеранского базальта, где они возникают в области температур от 650 до 800°, меньшее развитие они имеют у тохмахангелского базальта, где кристаллы А возникают в области температур от 740 до 800° и, наконец, эти кристаллы вовсе не образуются в андезитобазальте. Кристаллы А воспроизводятся довольно трудно, бывало иногда, что в течение 5—10 дней не удавалось их получить на изотермах 650 и 700°. Кроме того, кристаллы эти плохо видны под микроскопом, их ясно можно увидеть только при очень сильном освещении.

Кристаллы В возникают в температурном интервале от 800 до 900°, при-

чем они у колагеранского базальта и андезитобазальта больше развиты, чем у тохмахангелского. В температурной области от 900 до 1100° у колагеранского базальта образуется два вида кристаллов: сферолиты и лонгулиты, а у тохмахангелского базальта и андезитобазальта лишь по одному виду кристаллов.

Все полученные нами кристаллы значительно отличаются как размерами, так и видом от минералов природного базальта. Кристаллы С и С' похожи несколько на плагиоклазы, кристаллы же В своим большим показателем преломления напоминают оливин. Различие между природными кристаллическими составляющими базальтов и

кристаллами, полученными нами, обусловлено, главным образом, тем, что в природе базальты кристаллизовались очень медленно при остывании больших масс огненно-жидкой лавы, в то время как у нас кристаллизация происходила быстро при нагревании перерожденного твердого стекла, т. е. в условиях, не соответствующих природным.

3. Определение температуры перехода из твердого аморфного состояния в пластичное у стеклообразных базальтов

Плавные базальты застывают при охлаждении на воздухе в аморфное стекло. Это стекло обладает очень большой вязкостью, оно очень твердо и хрупко. Для того чтобы вызвать в нем пластичную деформацию под действием нагрузок, требуются месяцы и годы.

Согласно Тамманну⁷ при нагревании свойства стекловатого твердого тела сохраняются до известной температуры, затем в определенном интервале температур наступает быстрое падение вязкости, и стекло становится пластичным. Одновременно с изменением вязкости претерпевает изменения и ряд других свойств, как то: теплоемкость, коэффициенты — диэлектрический, расширения, преломления и т. п.⁸ Однако все эти изменения наступают не при одной определенной температуре, а в некотором интервале температур в 15—30°, причем различные свойства испытывают перелом при разных температурах. Отсутствие резкой точки перехода отличает твердое аморфное состояние от кристаллического⁹. Базальтовые стекла подобно ряду других аморфных тел при нагревании превращаются в кристаллические агрегаты, и наименьшая температура, при которой это превращение возможно, находится в зависимости от температуры перехода из твердого состояния в пластичное. В самом деле, в аморфном теле молекулы расположены в беспорядке, тогда как в кристаллическом в строгом

порядке, поэтому, для того чтобы могла произойти кристаллизация, молекулы должны иметь возможность перегруппироваться, а перегруппировка происходит легко лишь тогда, когда тело пластично и, следовательно, процессы диффузии облегчены. Отсюда следует, что нижняя температурная граница, при которой наступает кристаллизация, должна лежать выше температуры перехода твердого аморфного состояния в пластичное¹⁰. За температуру этого перехода или иначе за температуру начала размягчения мы принимали ту температуру, при которой тонкие базальтовые палочки, расположенные горизонтально в электрической печи, при нагревании самопроизвольно изгибались. Опыт производился следующим образом: базальтовые палочки 60 мм длиной закреплялись в горизонтальном положении в четырехугольном глиняном бруске. Из 60 мм длины палочек 15 мм находились в теле бруска, а 45 мм выступали наружу. Брусок с палочками вставлялся в электрическую муфельную печь, снабженную термопарой и гальванометром. Муфельная печь закрывалась слюдяным окном, через которое можно было наблюдать полегание палочек. Температуру, при которой становилось заметным полегание палочек, мы принимаем за температуру перегиба на кривой вязкости, иначе за температуру перехода из твердого в пластичное состояние или за температуру начала размягчения. Таким образом определенная температура перехода условна, она лежит выше истинной температуры перехода и зависит от диаметра палочек и от изгибающего палочки усилия.

Полученные опытные данные приведены в табл. 4.

Таблица 4

Диаметр палочек в мм	Колагеранский базальт	Тохмахангелский базальт	Андезитобазальт
0,30	660°	675°	670°
1,00	690°	720°	720°

⁷ G. Tamman, Das Glaszustang, Leipzig, 1932 г.

⁸ А. А. Лебедев, О полиморфизме и ожиге стекла, Труды Государственного оптического института, т. II, № 10, 1923 г.

⁹ П. П. Кобек, Аморфное состояние, ГТТИ, 1933 г., стр. 1—43.

¹⁰ Эти рассуждения не находятся в противоречии с известными фактами, что во многих одно- и поликомпонентных системах наблюдаются превращения одной кристаллической формы в другую в твердом состоянии.

Скорость нагревания палочек выше 650° во всех опытах была около $1,5^{\circ}$ в минуту.

Как видно из данных табл. 4, тонкие палочки ложились при более низкой температуре, чем более толстые.

4. Соотношение между температурами плавления, кристаллизации и размягчения у базальтов

Температуры плавления исследуемых базальтов нами не были определены из-за отсутствия подходящей аппаратуры. А. С. Гинзберг и Н. М. Карандашев¹¹ определили нижний предел температуры, при которой исследованные ими колагеранские базальты расплавились. Они нагревали образцы колагеранского базальта в электрической лабораторной печи до определенной температуры, а затем подвергали их быстрому охлаждению (закалке), причем компонент, который при нагревании расплавлялся, застывал при закалке в виде стекла. Из закаленного образца приготавливался шлиф, который затем изучался под микроскопом.

«Таким образом было определено, что, несмотря на видимое расплавление образца после нагрева до 1250° , в действительности еще некоторые составные части остаются в твердом состоянии. Первым обычно расплавляется авгит, затем плагиоклаз, а позже всего оливин. Окончательное расплавление наступает после 1300° , так что ванну надо держать не ниже 1350° ».

Так как тохмахангелский базальт очень близок по составу к колагеранскому, то их температуры плавления также должны быть очень близки друг к другу. Хотя андезитобазальт несколько отличается по химическому составу от двух других, но состоит он из тех же структурных элементов, а потому температура плавления андезитобазальта, вероятно, мало отличается от таковой для колагеранского базальта. Поэтому мы принимаем, что все эти базальты вполне расплавляются при 1350° .

Известно, что если расплавленное вещество медленно охлаждать, то наступает, наконец, температура, при которой начинается процесс кристалли-

зации, заключающийся в том, что в расплавленной массе появляются мелкие кристаллики, так называемые центры или зародыши кристаллизации. Температуру наступающей кристаллизации t_a для изучаемых базальтов мы не определяли. Однако М. П. Воларович¹², изучая изменение вязкости с температурой для расплавленного закавказского базальта, близкого по составу к колагеранскому, заметил изменение в ходе на кривой вязкости при температуре около $1170-1200^{\circ}$. Это изменение в ходе кривой вязкости М. П. Воларович объясняет появлением кристалликов в расплавленной массе, т. е. начинающейся кристаллизацией. Таким образом из его исследования следует, что у базальтов, близких по составу к колагеранскому, кристаллизация начинается при температуре около 1200° . По соображениям, аналогичным тем, которые были высказаны выше для температур плавления, мы принимаем 1200° за температуру начала кристаллизации t_a всех трех исследуемых базальтов.

Температуры плавления t_s , начала кристаллизации t_a и размягчения t_g нанесены на диаграммах изохрон кристаллизации (фиг. 9, 10, 11).

По этим диаграммам легко можно проследить за всеми превращениями, которые наступают в базальтах при охлаждении их, начиная от температуры плавления до комнатной. Так, колагеранский базальт имеет наиболее низкую точку перехода в пластичное состояние. Температура начала расстекловывания и температура перехода у него совпадают. Интервал температур, в котором имеет место кристаллизация (расстекловывание), наиболее длинный, равный 550° . В этом температурном интервале образуется три вида кристаллов. У тохмахангелского базальта точка перехода лежит на 15° выше, чем у колагеранского, температура начала расстекловывания отделена от температуры перехода промежутком в 70° , интервал температур, в котором происходит кристаллизация, на 100° короче, причем в этом интервале образуется четыре вида кристаллов: у андези-

¹¹ А. С. Гинзберг и Н. М. Карандашев, 1.

¹² М. П. Воларович, Применение методов исследования вязкости и пластичности в прикладной минералогии, Труды Института прикладной минералогии № 66, стр. 45, 1934 г.

тобазальта, породы более кислой, температура перехода в пластичное состояние близка к тохмахангелскому базальту, температура перехода и температура начала расстекловывания отделены друг от друга интервалом в 130° , область температур, в которой совершается кристаллизация, на 150° короче, причем в этом интервале образуется всего два вида кристаллов.

При оценке полученных результатов нужно иметь в виду, что на кристаллизацию и, вероятно, на ряд других свойств имеет влияние не только химический состав, но и термическая обработка, например, степень перегрева расплава. К сожалению, в начальной стадии работ мы недооценили эти влияния и потому не определили температуры расплавов, из которых были приготовлены образцы для исследования.

Н. Веденева, А. Колотушкин, А. Волков

Оптический метод анализа высокодисперсных минутников

Описан новый метод, который позволяет производить количественный минералогический анализ высокодисперсных минутников. В основу метода положено различие показателей преломления входящих в состав минутника минералов.

Ввиду того что минералогический анализ очень мелких минутников как методами обычного петрографического исследования, так и химическими пока не дал желаемых результатов, Лаборатория пород высокой твердости и Обоганительный сектор Института минерального сырья обратились к нам с предложением разработать специальный оптический метод анализа.

После нескольких неудачных попыток определять состав мелкодисперсных минутников с помощью таких приборов, как, например, ступенчатый фотометр Пульфриха, мы остановились на микроскопе и разработали следующий метод анализа:

При величине зерна около $1-2 \mu$ не представляется возможным определить минерал по совокупности его оптических свойств и единственной оптической константой, величину которой оценивать еще возможно, является показатель преломления. Поэтому мы и положили эту константу в основу разрабатываемого нами метода. Задача наша в основном сводилась к следующему:

Заключение

Нами были определены химический состав и микроструктура колагеранского и тохмахангелского базальтов и андезитобазальта. Для этих плавленных базальтов были найдены температуры размягчения, равные для колагеранского базальта 660° , для тохмахангелского 675° и для андезитобазальта 670° . Далее был изучен методом изотерм процесс расстекловывания и было установлено, что этот процесс начинается у колагеранского базальта при 650° , у тохмахангелского при 740° и у андезитобазальта при 800° . При расстекловывании в области температур от 650 до 1100° у колагеранского базальта образуется три вида кристаллов, у тохмахангелского четыре вида и у андезитобазальта лишь два вида.

1. Подобрать иммерсионные среды, которые позволяли бы легко отличать корунд от близкого ему по показателю диаспора и разбить остальные минералы на четко выраженные группы.

2. Подобрать оптическую систему и условия освещения так, чтобы процесс определения категории, к которой при подсчете должно быть отнесено данное зерно, требовал минимального времени и был надежным.

3. Разработать методику приготовления препарата, которая позволяла бы проводить подсчет в различных иммерсионных жидкостях для одной и той же взятой для исследования пробы и которая гарантировала бы от обогащения разных участков препарата более крупными или более мелкими зернами.

4. Разработать методику подсчета.

5. Произвести анализы для различных проб одного и того же минутника.

Все эти пункты разрешались нами следующим образом:

а) Подбор иммерсионных сред

Ориентируясь на минеральный состав корундовых руд Семиз-Бугу, имеем набор констант (показатель преломления, двулучепреломление и удельный вес), приведенный в табл. 1.

Следует ожидать, что в мелкодисперсных фракциях минералы с удельным весом менее $2,5$ будут слабо представлены (кварц, алунит, гидраргиллит и особенно пластинчатый мусковит). Диаспор и корунд хоть и близки по по-

Таблица 1

Константы	Кварц	Мусковит	Гидрагиллит	Алу-нит	Диаспор	Корунд	Ярозит	Лимонит	Рутил	Пирит и железный блеск
n_D . . .	1,553	1,588 до 1,613	1,576 до 1,589	1,592	1,750	1,75—1,77	1,820	2,0—2,3	2,9	Непрозрачн.
n_p . . .	1,544	1,552 до 1,610	1,554 до 1,567	1,572	1,702	1,75—1,76	1,715	—	2,6	
$n_p - n_D$.	0,009	0,04	0,02	0,02	0,05	0,008	0,105	0,0	0,3	
Удельный вес . .	2,65	Пластинки	2,35	2,6	3,4	4	3,2	3,8	4,2	Около 5

казателям преломления, но тем не менее имеет-ся полная возможность быстро различать их иммерсионным методом, так как условия складываются здесь довольно благоприятно. Корунд имеет слабо выраженное двулучепреломление (0,008) и является одноосным минералом, в каждом оптическом разрезе имеющим один из показателей $n_e = 1,77$; на последний и можно поэтому ориентироваться. В синей части спектра корунд очень близок по показателям к метилен-йодиду, в то время как в желтой части значительно его превосходит (для метилен-йодида $n_D = 1,74$). Диаспор, наоборот, характерен тем, что лишь в редких случаях один из показателей для данного разреза зерна выше, чем у метилен-йодида, вообще же говоря, у диаспора оба показателя меньше. В белом свете, будучи погружены в метилен-йодид, оба минерала дают характерную цветную реакцию, по которой их легко различать. О ней будет сказано в дальнейшем.

Все остальные прозрачные минералы имеют показатели преломления значительно выше, чем метилен-йодид, в том числе и ярозит, поскольку он является одноосным минералом и его обыкновенный показатель n_e имеет значение 1,82 (кроме того, высокое двулучепреломление резко выделяет этот минерал из среды остальных).

Часть зерен диаспора с оптическими разрезами, в которых оба показателя значительно (на 2—3 единицы второго знака) ниже показателя метилен-йодида, войдут, при пользовании этой иммерсионной жидкостью, в группу зерен минералов таких, как кварц, алуинит и т. д. Повторный подсчет в α -монобромнафталине ($n_D = 1,65$; позволит выделить это нечетное при работе с метилен-йодидом количество диаспора. Таким образом, применяя две жидкости, можно иметь данные об относительных количествах следующих групп:

- 1) непрозрачные минералы,
- 2) лимонит, рутил, ярозит,
- 3) корунд,
- 4) диаспор,
- 5) кварц + мусковит + алуинит + гидрагиллит.

Последняя группа не должна быть большой. Более мелких подразделений можно достигнуть пользуясь еще другими жидкостями.

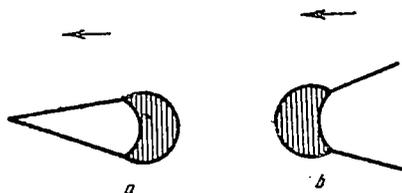
б) Выбор оптической системы и условий освещения

Работа производилась на микроскопе Ф. Фюсс. Казалось бы, при малом размере зерен удобнее пользоваться возможно большим увеличением и брать для этой цели самые сильные объективы. На практике дело обстоит не совсем так. Объективы более сильные, чем № 7, при работе с ограниченной апертурой недостаточно светосильны. Поэтому мы вели подсчет с объективом № 7 и 15-кратным окуляром, что соответствовало увеличению около 1000 раз. Особенно удобна оказалась биноклярная насадка «Bitukli» фирмы Цейсс, так как при наблюдении двумя глазами зрение не так утомляется.

Наблюдение следует вести при косом освещении по двум причинам: 1) как известно, косое освещение увеличивает разрешающую способность; 2) чтобы наблюдать линию Бекке и соответствующие ей эффекты потемнения и просветления малых зерен, необходим пучок лучей малого углового схождения. В этих условиях выгоднее направить свет косо, так как границы зерен видны отчетливее. Далее, косое освещение само по себе чрезвычайно важно, так как оно вызывает потемнение зерна у одного края и просветление у другого, причем в зависимости от того, какой показатель (зерна или жидкости) выше, эффект различен. Чтобы диафрагмировать лучи, удобнее всего вводить сравнительно толстую (1—2 мм) пластинку в прорез тубуса микроскопа. При этом высокопреломляющие зерна темнеют со стороны, обращенной к диафрагме, низкопреломляющие — наоборот. Это явление очень резко выражено при различии показателей не меньше, чем 1—2 единицы первого десятичного знака. Оно усиливает рельеф, благодаря чему высокопреломляющие зерна приобретают вид маленьких глазков, смотрящих в сторону диафрагмы, а низкопреломляющие — выглядят маленькими углублениями с затемненной задней (по отношению к диафрагме) стороной. Подсчет таких зерен не представляет труда.

Если показатели преломления близки (корунд — метилен-йодид — диаспор), то нужны добавочные приемы для различения. Татарский (записки Минералогического общества, 1934 г.) рекомендует устанавливать зерно так, чтобы

оно казалось темным, а затем подымать тубус и наблюдать световой эффект. Однако ж гораздо удобнее (так как не требует движения тубуса и связанного с ним дефокусирования) и эффективнее другой прием. Зерно устанавливается так, чтобы оно было более или менее в фокусе и казалось светлым; тогда, вдвигая диафрагму, в случае высокопреломляющего зерна видим как бы убегающий прочь от диафрагмы сужающийся световой конус (фиг. 1, а). Если зерно имеет низкий показатель по сравнению с жидкостью, то конус —



Фиг. 1

расходящийся и обращен к диафрагме (фиг. 1, б). Движение диафрагмы облегчает поэтому решение вопроса о том, к какой группе надо отнести зерно.

Далее в случае корунда и диаспора помогает так называемая «цветная реакция», а именно: при опускании тубуса зерна корунда, погруженные в метилен-йодид, приобретают в центре голубоватую окраску, а зерна диаспора желтеют. Обратная реакция при поднятии тубуса не так резко выражена. Наконец, в некоторых случаях можно рекомендовать применение светофильтров, так например, зерна корунда исчезают в метилен-йодиде, если взять достаточно монохроматический синий светофильтр (не слишком темный): зерна диаспора в разрезах с показателями, близкими к метилен-йодиду, исчезают в красном свете. Следует заметить, что во всех случаях, даже при наблюдении цветной реакции, не следует брать, как это обычно делается при наблюдении линии Бекке, слишком параллельного света. Пучок лучей должен быть слабо сходящимся, для чего следует работать с конденсатором без линзы Лао.

в) Приготовление препаратов минутников

Чтобы иметь возможность приводить подсчеты количества зерен в одном и том же месте препарата, необходимо прочно приклеивать зерна к объектному стеклу так, чтобы они не смывались при смене жидкостей. Для определения показателей преломления минералов в шлифе Н. Веденеевой разработан метод наклеивания последнего на подстилку из желатины, причем для наклейки берут кусочки отфоксированной фотопластины. Однако ж, когда мы попробовали поступить также с минутником, то для самых мелких зерен слой желатины на пластинке оказался слишком толстым, и зерна почти целиком погружались в него. Поэтому пластинки нам пришлось приготовить самим. Рецепт приготовления следующий:

Чистую стеклянную пластинку протирают толуолом; затем из хорошего мыла взбивают пену и чисто вымытыми руками тщательно протирают в ней пластинку, после чего споласкивают дестиллированной водой и высушивают. Если пластинка недостаточно чиста, то после толуола протирают крокусом, споласкивают водой и затем переходят к мылу. Желатину сначала вымачивают в воде (причем последняя несколько раз меняется), растворяют в кипящей воде и профильтровывают. Раствор 1% или несколько слабее. Чистая пластинка осторожно покрывается раствором. Избытку раствора дают стечь, следя за тем, чтобы он не затекал на другую сторону пластинки. Затем пластинки кладут в эксикатор с серной кислотой, тщательно закрывают, чтобы пыль не попадала на пластинку и к минералам минутника не примешивались минералы пыли.

Высохший слой желатины должен быть совершенно незаметен, даже если по нему царапать. Сторона пластинки, покрытая желатиной, узнается по тому, что если дохнуть на нее, то слой утолщается вследствие набухания и видны цвета интерференции. Такой слой не опасен для самых мелких зерен и обладает очень хорошими клеящими свойствами. Операция приклеивания происходит так:

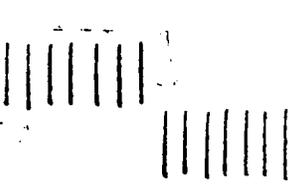
на заготовленный кусочек пластинки помещают маленькую каплю спирта. Над пластинкой ставят натянутое на деревянную рамку мелкое (около 150—200 меш) сито. Насыпают на сито немного минутника так, чтобы он приходился над каплей, и, слегка стучивая по ситу, просеивают некоторое количество минутника на спирт. Затем, убрав сито, на каплю кладут чисто вымытое стеклышко и, слегка покачивая последнее, дают порошок равномерно распределиться в капле. После этого стеклышко быстро держивают с препарата и дают последнему подохнуть, защищая от пыли. Хорошо приготовленный препарат всюду равномерно серый. Если вся работа с начала до конца проведена тщательно, то порошок крепко пристает к желатине, и самые мелкие зерна чистыми краями выдаются настолько, что большею своею частью оказываются погруженными в иммерсионную жидкость.

При перемене жидкости препарат споласкивается легко испаряющейся жидкостью, не вызывающей набухания желатины (бензол, ксилол, бензин и т. п.). Все жидкости должны быть чистыми, т. е. не содержать твердых частиц, как бы мелкие последние ни были.

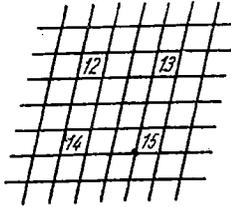
г) Способ подсчета

Для подсчета зерен мы воспользовались счетчиком для пуш-интегратора с шестью клавишами. Сам пуш-интегратор для нашей цели не годится как потому, что точечный метод не подходит для разбросанного по желатине порошка, так и потому, что смещения препарата слишком резки. Взамен интегратора мы приготовили специальный микрометр в виде двух рядов равноотстоящих черточек (фиг. 2). Для упрощения составили нами объектива № 7 цена деления составляла около 6 м. Микрометр служил как для оценки величины зерна, так и для подсчета. Передвижением салазок столько одно зерно вслед за другим подвигалось на переднюю черту микрометра, при-

чем безразлично, на какое место штриха зерна попадали. Таким путем сосчитывались зерна на полоске шириной около 15 μ . Чтобы можно было делать повторные подсчеты для той же самой полоски, мы поступали так. Была начерчена в большом виде и перенята сетка (фиг. 3), состоящая из ромбов. На фо-



Фиг. 2



Фиг. 3

тографической пластинке длина стороны ромба составляет около 1,5 мм. Ромбы образуют группы по 9 шт. в каждой. Центральная клетка каждой группы нумеруется.

Пометка 14 \rightarrow при работе указывает, что взят ромб, лежащий вверху, справа от 14-го центрального; 12 \rightarrow ромб, расположенный под

цифрой 12 и т. д. Из фотопластинки с сеткой вырезаются более мелкие, по форме объектного стекла. На такую пластинку сверху накладывают стекло с препаратом и укрепляют кусочками пластилина. В таком виде подготовленный препарат помещается на столик микроскопа.

Сначала берут слабый объектив и фокусируют сквозь препарат на сетку. Выбирают и отмечают ромб, причем предпочтительно взять такой, в котором находится или крупное характерное зерно, или случайно попавший волосок фильтровальной бумаги и т. п. Столик микроскопа и препарат поворачивают и устанавливают так, чтобы прямая на сетке легла параллельно микрометру и при движении салазок изображение ее смещалось только по длине, но не в сторону. В таком положении лучше укреплять объектное стекло на столике пластилином, а не пружинками, чтобы оградить препарат от толчка неосторожным движением руки.

Когда установка закончена, меняют слабый объектив на сильный и фокусируют на плоскость препарата. Начинают от того места, где находится замеченное характерное зерно, и записывают деление, на котором стоит микрометрический винт салазок при установке на него. Затем начинают подсчет, постепенно поворачивая винт, наводя последовательно зерна на черту и ударяя по соответствующим клавишам счетчика. Когда отсчет закончен, замечают опять деление микрометрического винта. Хорошо остановить подсчет опять на характерном зерне и, взяв малое увеличение, заметить клеточку сетки, в которой оно лежит.

При соблюдении этих условий можно свободно производить повторные подсчеты в той же жидкости или сменив последнюю на другую, и таким образом получить нужные для анализа цифры.

д) Результаты опытов

Для анализа нами был взят 240-минутник, полученный на Теченской фабрике (Кыштым—Урал).

Анализ произведен А. Н. Волковым — на число зерен независимо от величины последних, причем подсчитывались зерна от самых мелких около 1μ до зерен в 6 μ в поперечнике или по длине (корунд часто имеет вид палочек).

Вторая серия подсчетов проведена А. Г. Колотушкиным для зерен того же размера, но с учетом величины зерна. При этом определенные с помощью счетного микрометра линейные размеры возводились в квадрат, т. е. учитывалась поверхность оптического разреза зерен. Число, измеряющее величину зерна, отбивалось на соответствующей клавише счетчика. Числа эти соответственно линейным размерам 1, 2, 3, 4, 5, 6 μ равнялись 1, 4, 9, 16, 25 и 36.

В обоих случаях применялись следующие иммерсионные жидкости:

	n_D
Метилен-иодид	1,74
α -монохлорнафталин	1,66
α -монохлорнафталин	1,64
Бромистый этил (или нитробензол)	1,55
Метил-иодид с серой	1,78

После употребления последней жидкости препарат выбывает из строя, так как загрязняется выкристаллизовавшейся серой.

Перед тем как приступить к окончательному анализу, обоими экспериментаторами было проведено довольно большое число пробных подсчетов и приобретены нужные навыки. Результаты этих подготовительных опытов мы не приводим. Они выяснили возможность работать описанным нами методом и помогли разработать его в окончательном виде.

Первый надежный опыт проведен в метилен-иодиде и α -монохлорнафталине.

Таблица 2

1. Метилен-иодид, $n_D = 1,74$				
Минералы	показания счетчика		число зерен	%
$n > 1,74$	1855	1987	132	16
Корунд	5743	5058	215	27
Диаспор	5869	5567	198	25
$n < 1,74$	8198	8406	208	26
Непрозрачные минералы	4127	4173	46	6
Итого	—	—	799	100
2. Монохлорнафталин, $n_D = 1,64$				
$n > 1,64$	2626	3302	676	86,5
$n < 1,64$	4173	4237	64	8
Непрозрачные минералы	1988	2030	42	5,5
Итого	—	—	782	100

Этот опыт показывает, что зерен непрозрачных минералов около 6%, что группа низко преломляющих минералов представлена слабо и что содержание корунда и диаспора не слишком различается между собой. То и другое не ниже 27%.

Второй опыт.

Таблица 3

Метилен-иодид

Минералы	показания счетчика		число зерен	%
$n > 1,74$	2173	2030	143	14,3
Корунд	6216	5958	248	24,8
Диаспор	5130	5567	163	16,3
$n < 1,74$	8179	8406	373	37,3
Непрозрачные минералы	3378	3302	76	7,6
	Итого 1003		100,3	
$n > 1,74$	2283	2173	110	11
Корунд	6480	6206	274	27,5
Диаспор	5897	5780	167	15,7
$n < 1,74$	9142	8779	363	36,5
Непрозрачные минералы	3461	3278	83	8,3
	Итого 997		100	

Среднее из обоих опытов в метилен-иодиде

$n > 1,74$	12%
Корунд	26%
Диаспор	16,5%
$n < 1,74$	37%
Непрозрачные минералы	8%

Таблица 4

 α -монобромнафталин, $n_D = 1,66$

Минералы	показания счетчика		число зерен	%
$n > 1,66$	4851	4010	841	79
$n < 1,66$	3810	3670	140	13
Непрозрачные минералы	4484	4402	82	8
	Итого 1063		100	

Таблица 5
Монохлорнафталин

Минералы	Показания счетчика		Число зерен	%
$n > 1,64$	3127	2284	843	82
$n < 1,64$	3571	3462	109	11
Непрозрачные минералы	4311	4238	73	7
	—		1025	100

Таблица 5
(продолжение)

Монохлорнафталин

Минералы	показания счетчика		число зерен	%
$n > 1,64$	4010	3143	867	84
$n < 1,64$	3610	3578	82	8
Непрозрачные минералы	4402	4317	85	8
Итого	—		1034	100

Среднее для монохлорнафталина

$n > 1,64$	83%
$n < 1,64$	9,5%
Непрозрачные минералы	7,5%

Таблица 6

Бромистый этил, $n_D = 1,55$

Минералы	Показания счетчика		Число зерен	%
$n > 1,55$	4859	4002	857	94
$n < 1,55$	4856	4854	2	—
Непрозрачные минералы	4529	4468	61	6
Итого	—		920	100

Таблица 7

Метилен-иодид с серой, $n_D = 1,78$

Минералы	Показания счетчика		Число зерен	%
$n > 1,78$	4904	4869	35	3,6
$n < 1,78$	5694	4856	838	87
Непрозрачные минералы	4620	4529	91	9,4
Итого	—		964	100

Полученные данные позволяют нам лучше судить о составе минутника, чем первый опыт. Так, число зерен непрозрачных минералов в среднем оказывается равным:

$$\frac{6,7 + 8,3 + 8 + 7 + 8 + 6 + 9,4}{7} = 7,7\%$$

Кварц почти отсутствует.

Чтобы подсчитать процент зерен для корунда, рассуждаем так: зерна $n > 1,74$ составляют 12% общего числа, а зерна с $n > 1,78$ — 3,6%. Вычитая из первого числа второе, получаем 8,4%. Это число следует прибавить к тому, которое получено непосредственным определением корунда: $26 + 8,4 = 34,4\%$.

Относительно диаспора поступаем аналогично. К зернам этого минерала надо отнести те, для которых $1,66 < n < 1,74$.

Поэтому из общего числа зерен, для которых $1,66$ (79%) надо отнять: $16,5$ (диаспор) + $34,4$ (корунд) + $3,6$ ($n > 1,78$) = $54,5\%$. Получим: $79 - 54,5 = 24,5\%$, а всего для диаспора $16,5 + 24,5 = 41\%$. На долю минералов с $1,63 < n < 1,65$ приходится $83 - 79 = 4\%$. Соответственно минерала в табл. 1 нет. Чтобы убедиться, что такой минерал имеется, необходимо сделать повторные опыты (см. анализ Колотушкина).

Минералы $1,55 < n < 1,63$ (мусковит, гидраргиллит, алунит) составляют $94 - 83 = 9\%$.

Окончательно анализ дает:

Непрозрачные минералы	7,7%
Лимонит, рутил, ярозит	3,6%
Корунд	34,4%
Диаспор	41,0%
$1,63 < n < 1,65$	4%
Мусковит, гидраргиллит, алунит	9%
Кварц	Следы
	99,7%

Приводим, далее, данные опытов с учетом площади зерен. В этом случае была сделана попытка определить в метилен-йодиде все количество корунда и диаспора. Так как клавиш счетчика было всего 6, то высокопреломляющие и непрозрачные минералы при подсчете в метилен-йодиде объединены вместе. Группа «корунд?» означает, что не было уверенности, что это — корунд, а не другой минерал.

Среднее значение для количества непрозрачных минералов составляет $\frac{7+6+6}{3} = 6,3\%$.

Общее количество корунда составляет $27,5\%$, диаспора $49 + 2 = 51\%$.

Опыт с метилен-йодидом дает для количества минералов $n > 1,66: 7 + 27,5 + 51 = 85,5\%$.

Опыт в монобромнафталине для того же количества дает $7+77=84\%$, т. е. оба опыта дают вполне согласные результаты, и количество диаспора опытный наблюдатель может учитывать полностью в метилен-йодиде. Ввиду этого, а также потому, что количество сомнительного корунда составляет всего $3,5\%$, опыт в метилен-йодиде с серой не проведен.

Второй анализ дал следующие результаты:

Непрозрачные минералы	6,3%
Корунд? (лимонит, рутил)	3,5%
Корунд	24%
Диаспор	51%
$1,64 < n < 1,66$	12%
Мусковит, гидраргиллит, алунит	3%
Кварц	2%
	101,8%

Повышенное содержание диаспора и пониженное корунда во втором опыте находит объяснение в том, что зерна диаспора, вообще говоря, крупнее. Неизвестный минерал с показателем около $n = 1,65$, повидимому, андалузит. Процентное содержание легких минералов в первом анализе равно $9 + 4 = 13$, а во втором $12 + 3 + 2 = 17\%$, что понятно, так как зерна этих минералов более крупные.

Таблица 8

Минералы	Показания счетчика		Число уда-ров	% всей площ.
Непрозрачные + высокопреломляющие				
$n > 1,74$	5479	4965	314	7
Корунд	6935	6781	154	3,5
Корунд?	10178	9131	1047	24
Диаспор	11862	9623	2134	49
Диаспор?	9565	9473	92	2
$n < 1,74$	5703	5108	595	14
Непрозрачные минералы				
$n > 1,66$	—	—	4336	99,5
$n < 1,66$	6781	6523	258	7
	9118	6165	2953	77
	9622	8996	626	16
	—	—	3839	100
Непрозрачные минералы				
$n > 1,64$	6255	5991	264	6
$n < 1,64$	12062	8371	3691	89
	8913	8697	216	5
Непрозрачные минералы				
$n > 1,55$	—	—	4171	—
$n < 1,55$	6523	6255	870	6
	6165	2062	4103	92
	8996	8913	83	2
	—	—	4456	100

Если брать зерна от 1 до 3 μ , то можно с несомненностью утверждать, что оба анализа сошлись бы по результатам.

Мы предлагаем для фракции 1—3 μ применять описанный нами метод подсчета. Для более крупных зерен применять пуш-интегратор и точечный метод, просматривая весь препарат в разных иммерсионных жидкостях. Для более точных анализов надо просчитать зерна на большей площади препарата, чтобы выравнивать случайные отклонения от нормы.

Выводы

Применяя иммерсионный метод, возможно определять процентное содержание входящих в состав корундовых минутников минералов при величине зерна до 1 μ . Счет зерен необходимо производить на одном и том же, точно ограниченном, участке препарата. Разработана методика, позволяющая выполнить последнее условие, и произведены пробные анализы 240-минутника, давшие удовлетворительный результат.

В. И. Соболев и М. А. Николаев

Воздушная классификация корунда для получения минутников

В результате предварительных испытаний методом воздушной классификации получены минутники, удовлетворяющие требованиям точного шлифования оптического производства и промышленности контрольно-измерительных инструментов.

Путем постановки углубленных испытаний возможно получение крупных и средних сортов минутников.

Минутниками в абразивной промышленности принято называть правильно расклассифицированную по величине зерна пыль природного корунда или искусственных материалов: алундума, карборунда и т. д.

Основной задачей в процессе производства минутников является получение однородности их гранулометрического состава.

Точность технического рассева ограничивает возможность получения минутника ниже 44 μ . Большинство же тонких номеров минутников содержит зерна меньше чем 44 μ . и для получения этих сортов возникла необходимость применить гидравлическую классификацию.

Попытки получить минутники путем воздушной классификации до настоящего времени не увенчались успехом.

Существующая мокрая классификация не дает четкого деления по крупности, **требует импортного оборудования**, сложна и дороже, чем способ **воздушной классификации**, ибо при гидравлической классификации требуется обязательно наличие водных ресурсов, оборудование водяного и сушильного хозяйства.

Вследствие этого Институт минерального сырья предложил тресту «Союзграфиткорунд» проработать тему по классификации корундов в воздушной струе с целью получения фракций соответствующих минутников.

Для этой цели был изготовлен классификатор по системе инж. В. И. Соболева¹, состоящий из:

1. Пяти однотипных сепараторов C_1, C_2, C_3, C_4, C_5 .

2. Двух однотипных циклонов-коллекторов K_1, K_2 .

3. Одного циклона-коллектора K_3 с отбойным внутри его конусом. Назначение его — регулировать напряжения в коллекторе K_3 . Отработанный воздух возвращается из коллектора K_3 в питатель. Часть воздуха из коллектора K_3 уходит через фильтр, имеющий вид рукавов (из шерстяной фланели), укрепленных на крышке коллектора.

4. Питателя, состоящего из качающейся плоскости с круглыми отверстиями $d = 1,5$ мм. Питатель подает поступающий на него материал в сопло, встряхивая частицы, чтобы отделить их друг от друга перед включением в воздушный поток.

Достигается это еще и тем, что проходящий через отверстия питателя отработанный воздух взрыхляет на питателе материал до его поступления в засасывающее сопло.

Поступательно-возвратные качания питателя осуществляются при помощи эксцентрикового механизма.

5. Вентилятора № 2,5 типа Сирокко низкого давления московского завода «Кооператор».

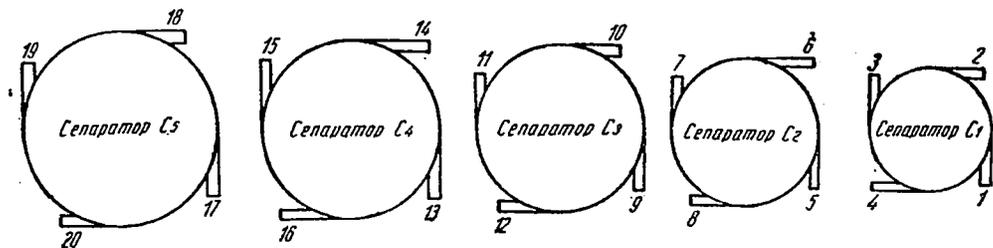
6. Мотора с $N = 2,4$ л. с., $n = 1400$ об/мин.

Одна из особенностей, включенных в систему сепараторов C_1, C_2, C_3, C_4, C_5 , состоит в том, что каждый из них представляет собой усеченный конус с вершиной, опрокинутой вниз, имея в средней части кольцо цилиндрической формы — зону завихривания — с трубками (занумерованными 1—20, фиг. 1), по которым воздух поступает в сепараторы, работающие под вакуумом. Диаметр трубок 45 мм.

Поступление воздуха через четыре трубки в каждый сепаратор регулируется дроссельными клапанами, в зависимости от чего меняется режим воздушного потока.

Струя завихривания, создавая центробежные силы, отделяет более круп-

¹ Авторск. свид. № 37650.



Фиг. 1. Схематическое расположение трубок в области цилиндрического пояса сепараторов и их нумерация

ные частицы из потока материала от мелочи, относя крупные частицы в плоскость кругового воздушного потока, а более мелкие частицы поднимаются через вертикальный трубопровод в следующий сепаратор.

Каждый сепаратор и коллектор имеют отверстия для измерения скоростей и давлений воздушного потока (фиг. 2) (на схеме отверстия занумерованы 1—23).

Измерение производилось трубкой Пито при числе оборотов вентилятора в 1190 об/мин и при числе оборотов 1790 в минуту.

На основании этих опытов можно сделать следующие выводы:

1. С увеличением числа оборотов вентилятора с 1780 до 1190 расход воздуха меняется, а вместе с ним и разрежение в сепараторах падает во всех точках: в точке 4 сепаратора C_1 статическое давление падает с 26 мм спиртового столба до 3,25 мм, а в сепараторе 5 (C_5) в точке 9 с 72—75 до 8,4 мм спиртового столба.

2. В коллекторах K_1 , K_2 , K_3 , работающих под нагнетанием, наблюдается в нижней конической части отрицательное статическое давление, а всюду в цилиндрической и верхней конической — положительное статическое давление, которое в зависимости от оборотов вентилятора резко меняется с 27,5 мм спирт. ст. до 2,80 (точка 13 в коллекторе 1) и с 7,00 падает до 1,50 мм спирт. ст. (точка 18 в коллекторе 3).

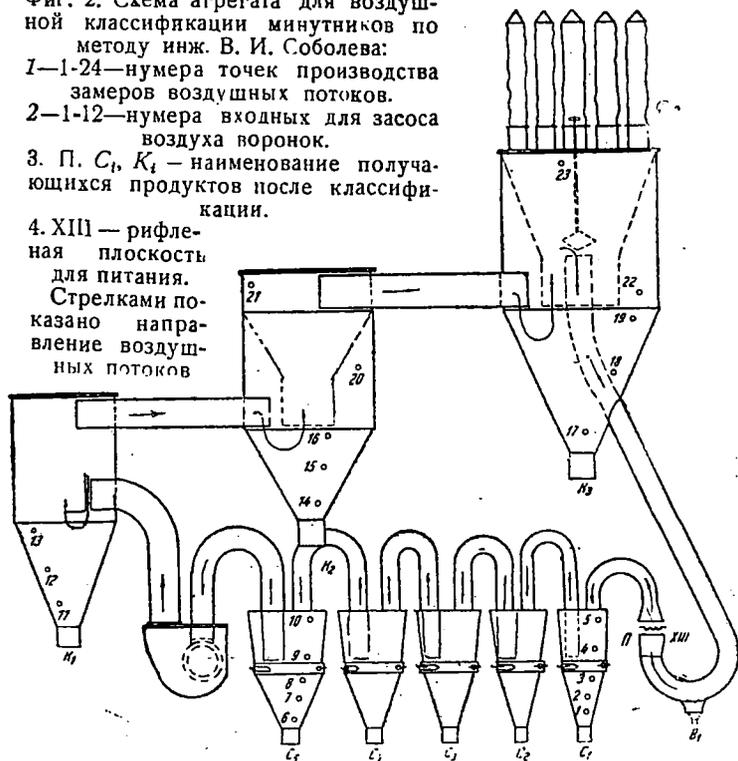
Фиг. 2. Схема агрегата для воздушной классификации минутников по методу инж. В. И. Соболева:

1—1—24—номера точек производства замеров воздушных потоков.

2—1—12—номера входных для засоса воздуха воронок.

3. П. C_1 , K_1 — наименование получающихся продуктов после классификации.

4. XIII — рифленая плоскость для питания. Стрелками показано направление воздушных потоков



3. Опыты показали, что для тонкой классификации удовлетворительный режим воздушного потока достигается при числе оборотов вентилятора равном 1190. В дальнейшем опыты велись при этом режиме.

4. Незначительное колебание статического давления в сепараторах и коллекторах дало возможность классифицировать исходный материал на восемь классов.

5. Наблюдения показали, что режим работы сепаратора меняется, когда включается в систему дополнительный воздух через трубки цилиндрического пояса сепаратора; абсолютные значе-

Таблица 1

Таблица замеров воздушных потоков в классификаторе В. И. Соболева

Номера точек замеров	В каком аппарате произведены замеры	Вентилятор $n = 1780$ об/мин				Вентилятор $n = 1190$ об/мин			
		динамическое давление $+H_2$	статическое давление $+H_3$	глубина замера от стенок в мм	прочие условия	динамическое давление $+H_2$	статическое давление $+H_3$	глубина замера от стенок в мм	прочие условия
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	Сепаратор 1	0	-11	—	Замеры произведены при закрытых турбинах во всех сепараторах	0	-2,0	25	Т-ра 14,5° С. Т-ра 14° С. Баром. рт.ст. 751,6 мм рт.ст.
2	» 1	0	-11,5	—		0,5	-2,75	25	
3	» 1	0,5	-25,5	—		0,25	-3,00	50	
3	» 1	—	—	—		1,0	-3,50	25	
3	» 1	—	—	—		1,0	-3,5	50	
3	» 1	—	—	—		0,25	-3,25	100	
4	» 1	2,0	-26,0	—		0,12	-3,25	125	
4	» 1	—	—	—		0,50	-3,25	25	
4	» 1	—	—	—		0,50	-3,25	50	
5	» 1	2,0	-26,0	—		0,25	-3,00	100	
5	» 1	—	—	—	0,12	-2,75	25		
5	» 1	—	—	—	0,25	-3,25	50		
5	» 1	—	—	—	0,25	-3,00	100		
1	» 1	0	-6,5	—	Замер произведен для открытых вихревых турбин на односецине	—	—	—	Температура 15° С. Барометрическое давление рт. ст. 753,8 мм
2	» 1	0	-7,0	—		—	—	—	
3	» 1	0,5	-16,5	—		—	—	—	
4	» 1	0,5	-20,5	120,0		—	—	—	
4	» 1	1,0	-19,0	50		—	—	—	
5	» 1	1,0	-18,0	50		—	—	—	
5	» 1	2,5	-19,0	130	—	—	—		
6	Сепаратор 5	0,5	-64,5	—	Замеры произведены при закрытых вихревых турбинах	0,0	-8,25	25	
6	» 5	—	—	—		0,0	-8,25	50	
7	» 5	0,5	-64,5	—		0,25	-8,50	25	
7	» 5	—	—	—		0,25	-8,50	50	
7	» 5	—	—	—		0,25	-8,50	100	
8	» 5	1,0	-67,0	—		0,12	-8,12	25	
8	» 5	—	—	—		0,12	-8,12	50	
8	» 5	—	—	—		0,12	-8,25	100	
8	» 5	—	—	—		0,0	-8,25	50	
9	» 5	1,0	-72	180		0,0	-8,25	200	
9	» 5	—	—	—	0,0	-8,40	25		
9	» 5	—	—	—	0,0	-8,40	50		
9	» 5	1,0	-75	50	0,12	-8,40	100		
9	» 5	—	—	—	0,12	-8,80	150		
10	» 5	—	—	—	0,12	-8,80	200		
10	» 5	0,5	-74,5	50	0,0	-8,75	25		
10	» 5	1,0	-68,0	115	0,0	-8,50	50		
10	» 5	1,0	-67,0	230	0,05	-8,68	100		
10	» 5	—	—	—	0,06	-8,68	150		
10	» 5	—	—	—	0,2	-8,62	200		
10	» 5	—	—	—	0,12	-8,62	250		
24	Трубопровод над вентиля. (диффузор)	1,0	26,0	150	—	0,12	+2,75	—	
11	Коллектор 1	0,75	-15,75	—	Замеры произведены при закрытых вихревых турбинах	0,25	+2,0	25	
11	» 1	—	—	—		0,25	+1,87	50	
12	» 1	—	—	—		0,12	+2,75	25	
12	» 1	1,00	—	—		0,12	+2,62	50	
12	» 1	4,00	-14,0	100		0,12	+2,62	100	
12	» 1	—	-16,0	200		0,12	+2,25	150	

Примечание. Все замеры произведены трубкой Пито типа ЦАГИ 8 и микроанометром ЦА. И. Давления в мм столба этилового спирта.

Продолжение табл. 1

Таблица замеров воздушных потоков в классификаторе В. И. Соболева

Номера точек замеров	В каком аппарате произведены замеры	Вентилятор $n = 1780$ об/мин				Вентилятор $n = 1190$ об/мин			
		динамическое давление $+H_2$	статическое давление $+H_3$	глубина замеров от стенки в мм	прочие условия	динамическое давление $+H_2$	статическое давление $+H_3$	глубина замеров от стенки в мм	прочие условия
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
12	» 1	—	—	—	Замеры произведены при закрытых вихревых турбинах	0,12	+ 2,25	200	Температура 15° С. Барометрическое давление 753,8 мм рт. ст. Замеры при закрытых вихревых турбинах
13	» 1	—	—	—		0,12	+ 2,88	25	
13	» 1	0,50	—	—		0,12	+ 2,75	50	
13	» 1	—	+27,5	100		0,06	+ 2,80	100	
13	» 1	—	—	—		0,00	+ 2,88	150	
13	» 1	—	—	—		0,00	+ 2,88	200	
13	» 1	—	—	—		0,12	+ 2,62	250	
13	» 1	—	—	—		0,12	+ 2,50	300	
13	» 1	1	—	—		0,12	+ 2,12	350	
13	» 1	—	+18,0	400		0,12	+ 2,12	400	
13	» 1	—	—	—		0,12	+ 2,12	450	
14	Коллектор 2	—	—	—		0,25	+ 1,50	25	
14	» 2	0,5	-5,5	—		0,25	+ 1,37	50	
14	» 2	—	—	—		0,12	+ 1,25	100	
15	» 2	0,5	+5,5	240		0,12	+ 2,12	25	
15	» 2	—	—	—		0,12	+ 2,00	50	
15	» 2	—	—	—		0,12	+ 1,87	100	
15	» 2	—	—	—		0,25	+ 1,87	150	
15	» 2	—	—	—		0,37	+ 1,62	200	
16	» 2	—	—	—		0,12	+ 2,12	25	
16	» 2	—	—	—		0,12	+ 2,12	50	
16	» 2	0,75	+20,2 ⁵	100		0,12	+ 1,75	100	
16	» 2	—	—	—		0,12	+ 2,00	150	
16	» 2	1,0	+18,0	200		0,12	+ 2,00	200	
16	» 2	—	—	—		0,12	+ 1,88	250	
16	» 2	—	—	—		0,12	+ 1,62	300	
16	» 2	—	—	—		0,12	+ 1,37	350	
16	» 2	1,0	+11,0	400		0,12	+ 1,12	400	
20	» 2	—	—	—		0,00	+ 2,25	25	
20	» 2	—	—	—		0,06	+ 2,06	50	
20	» 2	1,0	+17	100		0,12	+ 2,25	100	
20	» 2	1,0	+16	150		0,12	+ 2,25	150	
21	» 2	—	—	—		0,00	+ 1,5	25	
21	» 2	—	—	—		0,00	+ 1,62	50	
21	» 2	0,25	+12,75	100		0,00	+ 1,62	100	
21	» 2	—	—	—		0,00	+ 1,62	150	
21	» 2	0,25	+12,75	200		0,00	+ 1,62	200	
21	» 2	—	—	—		0,00	+ 1,62	250	
21	» 2	—	—	—	0,00	+ 1,62	300		
21	» 2	—	—	—	0,00	+ 1,62	350		
21	» 2	—	—	—	0,00	+ 1,62	400		
21	» 2	0,25	+12,75	450	0,00	+ 1,62	450		
17	» 3	—	—	—	0,0	1,62	25		
17	» 3	0,5	7,5	100	0,0	1,12	50		
17	» 3	—	—	—	0,0	1,37	100		
18	» 3	—	—	—	0,0	1,5	25		
18	Коллектор 3	—	—	—	0,06	1,56	50		
18	» 3	0,5	+7,0	100	0,06	1,50	100		
18	» 3	0,5	+6,5	240	—	—	—		

Примечание. Все замеры произведены трубкой Пито типа ЦАГИ 8 и микроманометром ЦАГИ. Давления в мм столба этилового спирта.

Продолжение табл. 1

Таблица замеров воздушных потоков в классификаторе В. И. Соболева

Номера точек замеров	В каком аппарате произведены замеры	Вентилятор $n = 1780$ об/мин				Вентилятор $n = 1190$ об/мин			
		динамическое давление $+H_2$	статическое давление $\pm H_3$	глубина замеров от стенки в мм	прочие условия	динамическое давление $+H_2$	статическое давление $\pm H_3$	глубина замеров от стенки в мм	прочие условия
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
22	коллектор 3	—	—	—	Замеры произведены при закрытых вихревых турбинах	0,00	1,5	25	Температура 15° С. Барометрическое давление 735,8 мм рт. ст. Замеры при закрытых вихревых турбинах
22	» 3	—	—	—		0,00	1,5	50	
22	» 3	—	—	—		0,00	1,5	100	
22	» 3	0,00	+12,0	150		0,00	1,5	150	
22	» 3	—	—	—		0,12	1,5	350	
23	» 3	0,0	+12,0	25		0,00	1,5	25	
	В трубопроводе, подводящем поток в сепаратор C_1	—	—	—		2,0	—3,75	средина	
	То же для сепаратора C_5	—	—	—		0,5	—8,5	»	

Примечание. Все замеры произведены трубкой Пито типа ЦАГИ 8 и микроанометром ЦАГИ. Давления в мм столба этилового спирта.

Таблица 2

SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MgO	CaO	MnO	K ₂ O + Na ₂ O	H ₂ O	Cr ₂ O ₃	Сумма	Чистого корунда
1,84	0,41	91,58	1,32	0,31	0,07	0,19	—	0,42	3,35	1,48	100,97	88,7

ния суммарных давлений в предыдущем сепараторе сильно падают, зато в последующем — они практически остаются без изменения.

6. Вводом в сепаратор восходящей воздушной струи посредством различного сечения трубок с конической насадкой, надеваемых снизу, достигается более резкая смена режима сепаратора.

В этом случае из сепаратора происходит постоянная разгрузка частиц, вследствие того что сила тяжести частиц преодолевает скорость восходящего воздушного потока. Эта скорость зависит от сечения трубок-колпачков (она больше, если сечение трубок-колпачков увеличивается) и находится в прямой зависимости от отрицательных суммарных давлений в сепараторах.

Скорость воздушных потоков и

суммарные давления в коллекторах на пути от вентилятора (по мере удаления коллекторов от вентилятора) падают.

Принцип действия циклонов-коллекторов K_1 , K_2 , K_3 , направления воздушных потоков в них, а равно и в сепараторах, видны из прилагаемой схемы и не требуют отдельных пояснений.

Химический состав дробленого корунда Семиз-Бугу, присланного Московским минерально-дробильным заводом, представлен в табл. 3.

Наиболее крупный продукт получается в сепараторе 1 (крупность продукта в сепараторах с приближением к вентилятору уменьшается), а самый тонкий — в коллекторе K_3 . В последнем получается высокодисперсная фракция продукта, имеющая среднюю зернистость порядка 3,13—3,41 μ .

Таблица 3

SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	CaO	MgO	MnO	H ₂ O	Потери при прокаливании	Общие	K ₂ O + Na ₂ O	Cr ₂ O ₃	Крист. корунда
3,39	0,32	92,27	1,0	0,31	1,10	Нет	0,10	0,11	2,25	0,09	0,46	Нет	73,95

Получаемая от соответствующих сепараторов продукция именуется С₁, С₂, С₃, С₄, С₅ (нумерация начинается с сепаратора С₁, самого удаленного от вентилятора, и возрастает с приближением к нему), а от коллекторов—К₁, К₂, К₃. Здесь К₁—первый коллектор по счету от вентилятора, К₂—средний коллектор, К₃—самый удаленный от вентилятора коллектор.

Для получения минутников методом воздушной классификации был взят корунд месторождения Семиз-Бугу.

Последний по минералогическому составу, изученному довольно полно, представляет собой собственно корунд, карбонаты, мусковит, кварц, рутил и др.

По структуре и сложению корундовые породы Семиз-Бугу, большей частью средне- и мелкозернистые, массивное сложение преобладает. Форма зерна остроугольная, обещающая хорошие абразивные свойства молотого материала. По содержанию Al₂O₃ и ничтожному содержанию Fe₂O₃ корундовые породы Семиз-Бугу не уступают лучшим маркам алундума.

Удельный вес корундовых пород 3,58—3,77.

Химический состав корундовых пород Семиз-Бугу изучался неоднократно. Средние данные из 12 анализов пород представлены в табл. 2.

Материал для наших опытов по содержанию Al₂O₃ (табл. 3) хороший, но по содержанию кристаллического корунда сильно уступает коренным корундовым породам месторождения, которые в среднем содержат физического корунда 88,7%.

Гранулометрический состав пробы, испытанной на Ротапе и по Сабанину, представлен в табл. 4 и 5.

Анализ этих испытаний показывает, что корундовая порода достаточно измельчена: остаток материала на сите 250 меш колеблется от 21,26 до 22,13%.

Таблица 4

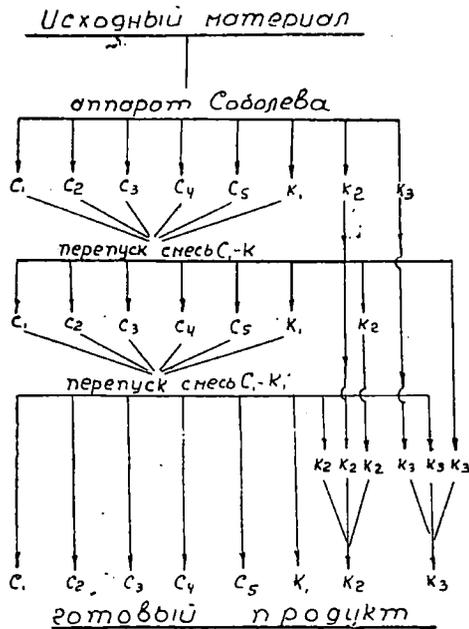
№ по пор.	Число отверстий на линейный дюйм	Величина отверстия в мм	В ы х о д а			
			сит. анализ № 1		сит. анализ № 2	
			%	аккумуля. в %	%	аккумуля. в %
1	+100	0,150	0,15	0,15	0,10	0,10
2	+150	0,103	0,01	0,16	0,03	0,13
3	+170	0,088	0,60	0,76	0,80	0,93
4	+200	0,075	3,40	4,16	4,10	4,93
5	+215	0,170	13,30	17,46	13,30	18,23
6	+250	0,057	3,80	21,26	3,90	22,13
7	-250	—	78,74	100,00	17,87	100,00
Итого . .			100,00	—	100,00	—

Таблица 5

№ по пор.	Наименование минутников	Нижний размер частицы (теоретический) в микродах	В ы х о д а			
			Сабанин-анализ № 1		Сабанин-анализ № 2	
			%	аккумуля. в %	%	аккумуля. в %
1	1	75	10,87	10,87	11,0	11,0
2	3	50	24,27	35,14	24,0	35,0
3	5	28	15,58	50,72	16,0	51,0
4	15	22	7,25	57,97	30,1	81,0
5	30	14	30,08	88,05	7,2	88,3
6	60	10	3,42	91,47	3,2	91,5
7	120	7	3,22	94,69	2,9	94,4
8	240	5	5,31	100,00	0,7	95,1
9	340	0	—	—	4,9	100,0
Итого . .			100,00	—	100,00	—

Большинство мелких номеров минутников лежит в пределах ниже 250 меш.

Сверхтонких минутников (340'—240') имеется не более 5,6%.



Фиг. 3. Схема испытаний на аппарате инж. В. И. Соболева

Из всех произведенных на аппарате инж. В. И. Соболева испытаний сообщаем результат только по схеме 1, изображенной на фиг. 3.

Условия испытания:

Вентилятор делает $n = 1190$ об/мин.

Регулирующие устройства — трубки кольца завихривания и разгрузные отверстия восходящих воздушных потоков — находятся в следующем положении:

У сепаратора C_1 трубки I, IV открыты на $1/2$ сечения.

У сепаратора C_2 трубки V, VIII открыты на $1/2$ сечения.

У сепаратора C_3 трубки IX, XII открыты на $1/4$ сечения.

У сепаратора C_4 трубки XIII, XVI открыты на $1/4$ сечения.

У сепаратора C_5 трубки XVIII, XX открыты на $1/4$ сечения.

Восходящие воздушные потоки при открытых отверстиях снизу у сепараторов C_1 равны 1,5 см, C_2 1 см.

Производительность установки по первичному пропуску 10 кг/час.

Для сравнения полученных воздушной классификацией минутников с минутниками по методу гидравлического отстаивания Московской фабрики приводим анализы гранулометрического состава таких под микроскопом и

оценку в коэффициентах неравномерности (табл. 6 и 7).

Коэффициент неравномерности колеблется от нуля, что указывает на полную однородность или наличие зерен исключительно одинакового размера, до единицы, когда материал представляет собой полную неоднородность.

Под микроскопом даются размеры частиц на основе двух линейных измерений при неизвестном третьем: при определении двух измерений приходится мириться с допущением шарообразной формы зерен.

Коэффициенты неравномерности американских минутников очень высоки: для $302^{1/2}$ он выражается в 0,25, а для $303^{1/2}$ — 0,42.

Коэффициенты неравномерности минутников Московской фабрики колеблются от 0,40 до 0,80; они значительно выше коэффициентов неравномерности для аналогичных минутников Теченской фабрики; для последних этот коэффициент находится в пределах 0,49—0,64.

Показатели коэффициентов неравномерности соответственно 0,32 и 0,25 свидетельствуют о хорошем качестве продуктов K_2 , K_3 , не уступая самым лучшим американским образцам. Качество продукта C_1 превосходит минутники отечественного производства Московских фабрик МЗД и Теченской фабрики на Кыштыме.

Качество остальных продуктов воздушной классификации, исключая сепаратора C_2 , не хуже минутников отечественного производства.

Относительно проведенных на классификаторе В. И. Соболева испытаний можно сделать следующие выводы:

1. На всасывающей линии системы в сепараторах господствует турбулентный режим, в коллекторах — турбулентный режим выражен значительно слабее.

2. Сопротивление в аппаратуре, создаваемое в силу трения движущегося потока воздуха о стенки, и местное сопротивление увеличиваются от движения в воздушном потоке высокодисперсных частиц, которые, обладая большим поверхностным сцеплением, усиливают трение частиц о стенки аппаратуры.

Оценка гранулометрического состава минутников, полученных по схеме 1

Размер зерен в микронах	О П Ы Т П О С Х Е М Е 1															
	сепаратор C ₁		сепаратор C ₂		сепаратор C ₃		сепаратор C ₄		сепаратор C ₅		коллектор K ₁		коллектор K ₂		коллектор K ₃	
	%	аккум. в %														
Крупнее 75	9,78	9,78	1,10	1,10	3,60	3,60	0,92	0,92	0,64	0,64	—	—	—	—	—	—
75—50	42,93	52,71	8,91	10,01	23,52	27,12	6,10	7,02	5,77	6,41	—	—	—	—	—	—
50—28	31,53	84,24	20,41	30,42	43,47	70,59	22,03	29,07	22,77	29,18	7,50	7,50	—	—	—	—
28—22	—	84,24	0,65	31,07	—	70,59	5,56	34,61	—	29,18	3,30	10,80	—	—	—	—
22—14	8,15	92,39	17,63	48,70	17,65	88,25	34,45	69,06	28,84	58,02	26,40	37,20	0,12	0,12	—	—
14—10	7,61	100,00	13,26	61,96	9,47	97,72	9,26	78,32	17,31	75,33	27,60	64,80	6,66	6,78	—	—
10—7	—	100,00	2,82	64,78	—	37,72	4,45	82,77	1,28	76,61	11,20	76,00	4,17	9,95	—	—
7—5	—	100,00	13,26	78,04	1,63	99,35	6,67	89,44	8,01	84,62	10,5	86,50	11,55	21,60	1,40	1,40
Мельче 5	—	100,00	21,96	100,00	0,65	100,00	10,56	100,00	15,38	100,00	13,5	100,00	78,50	100,00	98,60	100,00
Пределы зерен в микронах	105—10,5		84—2,1		84—4,2		84—2,1		94,5—4,2		40,2—2,1		14,7—2,1		6,3—1,5	
Средняя зернистость в микронах	51,76		21,17		36,8		22,95		21,55		16,18		6,34		3,28	
Коэффициент неравномерности	0,32		0,73		0,44		0,56		0,61		0,43		0,32		0,25	

Таблица гранулометрического состава минутников московского завода МДЗ-II

Исследованный продукт	1/2'		3'		10'		60'		30'		15'		5'	
	%	аккум. в %	%	аккум. в %	%	аккум. в %	%	аккум. в %	%	аккум. в %	%	аккум. в %	%	аккум. в %
Крупнее 75	31,46	31,46	32,77	32,77	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
75—50	9,13	40,59	34,45	67,22	1,85	1,85	—	—	—	—	—	—	2,00	2,00
50—28	15,99	56,58	15,56	82,78	14,07	15,92	—	—	0,64	0,64	7,07	7,07	10,17	12,17
28—22	2,85	59,43	3,34	86,12	4,63	20,55	0,28	0,28	1,27	1,91	7,94	15,01	4,67	16,84
22—14	10,28	69,71	3,83	90,00	11,12	30,67	1,67	1,95	5,56	7,47	20,88	35,89	8,83	25,67
14—10	7,43	77,14	10,00	100,00	8,89	40,56	4,58	6,53	3,65	11,12	13,38	49,27	10,00	35,67
10—7	4,00	81,14	—	—	5,18	45,74	6,80	13,33	6,98	18,10	7,20	56,47	4,88	40,50
7—5	6,29	87,43	—	—	5,74	51,49	8,88	22,21	6,82	24,92	6,18	62,65	7,34	47,84
Мельче 5	12,57	100,00	—	—	48,51	100,00	77,79	100,00	75,08	100,00	37,35	100,00	52,18	100,00
Пределы зерен в микронах	177,5—2,1		105—10		63—2,1		25,3—1,5		42—1,5		42—1,5		73,5—2,1	
Средняя зернистость в микронах	55,48		74,60		14,29		4,44		4,99		12,79		12,8	
Коэффициент неравномерности	0,80		0,40		0,48		0,62		0,75		0,71		0,96	

3. Влияние движения сепарирующегося высокодисперсного материала на увеличение сопротивлений в аппаратуре не изучено; но во всяком случае можно уже утверждать, что потери напора в системе с господствующим в ней на линии всасывания турбулентным режимом при сепарации высокодисперсного материала, обладающего большими силами поверхностного сцепления, возрастают. Это объясняется тем, что поверхность соприкосновения высокодисперсного материала со стенками воздухопроводов и всей системы, а также между собой при интенсивных вихреобразованиях, увеличивается для одного и того же значения весовой концентрации смеси. Под весовой концентрацией смеси разумют отношение веса транспортируемого материала к весу транспортирующего воздуха.

В изучаемом аппарате преобладают сравнительно низкие скорости — система сепарирует высокодисперсный материал с большим диапазоном частиц по их крупности. Отношение падения напора для смеси воздуха с материалом по отношению к потере напора для чистого воздуха возрастает. Это объясняется взаимоотношением между скоростью циркуляции воздуха и транспортируемым материалом, ибо с убыванием скорости воздуха убывает сила, поддерживающая материал, и следовательно, увеличивается возможность непосредственного соприкосновения с сильно развитой поверхностью высокодисперсного материала со стенками аппаратуры.

Действительные скорости воздуха являются функцией не только концентрации смеси воздуха и сепарируемого материала, но и сил поверхностного сцепления высокодисперсного продукта, особо проявляющегося в звеньях системы с господствующим турбулентным режимом.

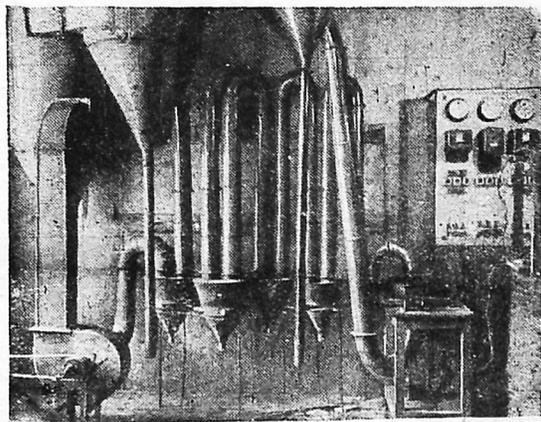
4. На всасывающей линии более четкая сепарация наблюдается после того, как высокодисперсные частицы отсепарируются, главным образом, в коллектора. После этого производительность установки значительно повышается.

Присутствие сверхтонких частиц ввиду больших сил поверхностного сцеп-

ления мешает точности процесса воздушной классификации (см. п. 2).

5. Существенным условием для оптимального процесса воздушной классификации является устройство такого питателя, который подавал бы материал равномерно и во взвешенном состоянии, обеспечивая обособленность полета частиц и равномерность их распределения во всем объеме воздушной пульпы.

Неравномерность питания нарушает режим воздушных токов в системе, ухудшая качество классификации.



Фиг. 4

По роду применяемого генератора давлений (вакуум и депрессия) установка относится к числу установок с чрезвычайно низким давлением. Генератор давлений — центробежный вентилятор № 2, 5, типа Сирокко.

Потребная для установки мощность мотора 2,2 квт.

Для обслуживания установки достаточно одного человека, в обязанности которого входит упаковка полученных продуктов.

Установка (фиг. 4) чрезвычайно компактна: занимает мало места и изготовление ее не представляет никаких трудностей. Материал, необходимый для установки, — листовое железо толщиной 1—2 мм.

Несмотря на то, что были проведены только предварительные испытания классификатора В. И. Соболева, все же уже можно сделать следующие выводы:

Путем воздействия воздушных потоков:

1. Доказана практическая возможность получить высокодисперсный продукт средней зернистости (3,28 μ ; 3,19 μ ; 3,41 μ) с соответствующими коэффициентами неравномерности 0,25; 0,23; 0,27, которые характеризуют его с качественной стороны не хуже самых лучших американских образцов.

Таким образом доказана возможность получения минутников из высокодисперсных частичек порядка 2 μ , 1 μ , которые при водяной классификации уходят в отвалы.

2. Доказана реальная возможность иметь высокодисперсный продукт со средней зернистостью 6,34; 5,53 и 5,66 μ , который по однородности зерен не ниже самых лучших американских минутников.

3. Возможность получения путем постановки углубленных испытаний крупных и средних сортов минутников надо считать вполне реальной.

Полученные крупные сорта минутников по своей однородности в оценке

коэффициентами неравномерности превосходят минутники отечественного производства — Московской фабрики, выпускающей крупные сорта до 10' включительно путем просеивания на грохоте и 15', 30' и 60' путем отстаивания в баках и не уступают минутникам Теченской фабрики.

Установка, оборудованная воздушными классификаторами, имеет ряд выгод:

1. Первоначальные капитальные затраты как на постройку зданий, так и на оборудование незначительны.

2. По сравнению с заводами минутников, работающих на воде, отпадает организация водяного и шламового хозяйства. Аппаратура очень проста, и изготовление ее по силам любой мастерской.

3. При выработке крупных сортов минутников освобождаемся от импорта дорогостоящего и быстро изнашивающегося от корунда набора сит.

4. Эксплуатационные показатели как в части расхода электроэнергии, так и в особенности обслуживания персоналом весьма благоприятны.

Проф. В. В. Масленников

Новые минеральные наполнители для грампластинок

По заданию граммофонной промышленности Институт прикладной минералогии (ныне Институт минерального сырья) провел исследование целого ряда новых минеральных наполнителей для грампластинок с точки зрения их технической пригодности и экономической выгоды.

Проведенные опыты затронули, с одной стороны, мало исследованную область и у нас и за границей — шеллакоемкость минеральных наполнителей и методику ее определения, с другой — вопрос составления рабочих смесей и оценки изготовленной из них продукции.

Ввиду того что шеллак представляет собой дорогостоящий импортный продукт, изучение шеллакоемкости минеральных наполнителей и возможности снижения расходов шеллака представляло значительный интерес. Следует заметить, что все попытки заменить шеллак каким-нибудь другим равноценным материалом пока не привели к положительным результатам. Недавно прошедший у нас конкурс на бесшеллачную грампластинку (с премией в 25 000 руб.), несмотря на многочисленность поданных проектов (200), не разрешил вопроса, и премия осталась неприсужденной.

Ввиду этого проблема снижения расходов шеллака сохраняет свою актуальность. Поскольку мы до известной степени базировали нашу методику определения шеллакоемкости по относительно уже изученной методике определения маслосоемкости, коснемся в немногих словах последней. Из существующих определений маслосоемкости наиболее принятым является определение Гарднера¹, связывающего его с удельной поверхностью пигмента. По Гарднеру маслосоемкость — это как бы то количество масла, которое необходимо для смазывания всей этой поверхности. В силу этого наиболее дисперсные пигменты должны обладать и наибольшей маслосоемкостью, что в действительности в подавляющем большинстве случаев и наблюдается, если принимать в расчет удельные веса пигментов (маслосоемкость обычно выражается в весовых процентах по отношению к навеске сухого пигмента). Но Гарднер, как и прочие исследователи, не дал способа точного определения момента, когда

¹ Гарднер, Физико-химическое исследование лаков и красок, 1931 г. и т. п.

вся поверхность пигмента оказывается смоченной маслом.

Между тем, этот момент, безусловно, является самым важным при определении маслосмачиваемости минеральных пигментов.

Гарднер связывал его с моментом образования одного общего комка из пигмента и масла при постепенном прибавлении масла определенными количествами и темпами к сухому пигменту. Пигмент находится в стеклянном стаканчике определенной емкости, смесь из пигмента и масла помешивается строго указанным способом при помощи шпателя точно установленного размера. Для совпадения определений требуется точное соблюдение всей методики опыта.

При определении маслосмачиваемости по другому способу, например по способу Клумпа² — растиранием пигмента с маслом на стеклянной пластинке средним пальцем до образования пасты, получаются уже другие цифры для той же маслосмачиваемости.

По способу Вольфа³, предложившего растирать пигмент с маслом в ступке пестиком до образования сплошной массы, крепко пристающей к пестику (критический лункет), получаются уже снова другие значения для той же маслосмачиваемости.

Все это подтверждает лишний раз условность маслосмачиваемости, определяемой различными способами, и неопределенное отношение этой маслосмачиваемости к тому моменту, когда масло смачивает всю поверхность пигмента.

Указывая на это различие результатов, получаемых при определении маслосмачиваемости по различным способам, Гок (Носк)⁴ считает, что так называемый минимум масла, необходимый для получения связи с данным пигментом, не является константой, а представляет весьма изменчивую величину. На практике эта величина может сильно отличаться от лабораторных определений, и потому она не имеет практического значения.

Маслосмачиваемость⁵ определялась маслосмачиваемость различных минеральных пигментов растиранием их с маслом на курантах до образования массы, способной склеиваться в прочный шар. При этом оказалось, что многие пигменты, особенно очень тонкодисперсные, могут обнаруживать весьма различные маслосмачиваемости в зависимости от скорости и количества прибавляемого каждый раз масла, времени растирания, величины давления и т. п.

Особенно характерные различия в маслосмачиваемости получены для химически чистого мела в зависимости от времени растирания.

Так, при растирании по 0,5 мин. после каждого прибавления масла по 0,25 см³ к 20 г мела шар получался лишь при прибавлении 10,5 см³ масла; при 2 мин. растирания требовалось уже 9 см³; при 2,5 мин. — 8,5 см³; при 3 мин. — 8,25 см³; при 4 мин. — 7,75 см³; при 6 мин. — 7,5 см³.

Такие же приблизительно различия получаются и для титановых белил.

Менее дисперсные (и менее объемистые) пигменты (например, естественный мел), а также

охры, сурик и т. п. не обнаруживают таких резких различий маслосмачиваемости в зависимости от способа и времени затирания. Несомненно, что здесь помимо дисперсности играет еще значительную роль и большая или меньшая смачиваемость в зависимости от адсорбции.

Внимательно изучая вопрос, можно сделать такие выводы.

Мы имеем систему минеральный пигмент + масло (как минеральный наполнитель + шеллак), каждый из компонентов которой характеризуется определенной совокупностью свойств (механических, физических и пр.). При условии идеального смешения совокупность свойств в системе минеральный пигмент + масло (или минеральный наполнитель + шеллак) должна зависеть исключительно от количественных соотношений этих двух компонентов, так как химического его взаимодействия между ними нет.

Если даже допустить, что благодаря более тщательному и продолжительному растиранию все же происходит какие-то изменения компонентов и системы (химическая — образование, например, солеобразных соединений, физическая — агрегация и т. п.), обуславливающие изменение механических свойств системы, то такие взаимодействия должны были бы увеличивать вязкость системы и удалять момент образования шара; между тем, мы наблюдаем как раз обратные отношения (табл. 5). (Цитированная работа Масленникова.)

Нельзя также предположить, что уменьшение вязкости предстает явлением однородным с наблюдаемым при помешивании некоторых красок, так как там это явление временное, и краски при оставлении их в локое снова становятся мало подвижными и вязкими. Здесь же мы имеем постоянные изменения свойств и, главным образом, механических. Если шары с различным содержанием масла растереть через два-три дня снова с добавкой такого количества масла, которое необходимо для получения одинаковых соотношений между ним и пигментом, наиболее вязкая паста или краска будет получаться как раз из более вязких систем, в которых образование шара происходило позднее.

Если по возможности точно определить удельные веса полученных шаров и содержание в них пигмента и масла и по ним вычислить те удельные веса, которыми должны обладать эти смеси, то получится разница между найденным и вычисленным удельными весами, причем вычисленный окажется больше найденного непосредственным опытом.

Разница эта оказывается тем больше и найденные удельные веса тем меньше, чем позже произошло образование шара.

Все это убеждает нас в том, что мы имеем здесь дело не с двумя компонентами: пигмент + масло, а с тремя: пигмент + масло + воздух, причем третий компонент — воздух — входит в систему в зависимости от способа смешения в различных количественных и качественных (степень раздробленности) соотношениях, влияя в связи с этим в большей или меньшей степени и на механические и физические свойства системы.

Чем полнее удален воздух, тем лучше происходит смачивание пигмента. Отсюда для уменьшения маслосмачиваемости следует вести ра-

² К л у м п, *Farbenzeitung*, Jg. 32, № 41, 1927.

³ В о л ф, *Farbenzeitung*, Jg. 33, № 44, 1929.

⁴ Н о с к, *Farbenzeitung*, Jg. 34, № 36, 1929.

⁵ М а с л е н н и к о в, «Малаярное дело» № 4, 1931 г.

стирание тщательно и медленно, прибавляя масло небольшими порциями. В противном случае воздух, не успевая удалиться, образует пену, каждый пузырек которой, обволакиваясь маслом, требует лишнего расхода последнего. Кажущаяся маслоспособность в связи с этим увеличивается, тогда как истинная маслоспособность, связанная исключительно со свойствами самого пигмента, конечно, остается одной и той же, хотя и неизвестной еще нам.

Все сказанное относительно системы пигмент + масло относится и к системе минеральный наполнитель + шеллак. Возможность снижения расхода шеллака тесно связана со степенью удаления воздуха, а следовательно, и со способом смешивания и сплавления шеллака с минеральным наполнителем. Расход шеллака, несомненно, снизился бы, если бы смесь тщательно растиралась, а сам шеллак прибавлялся к минеральным наполнителям не сразу, как это делается сейчас, а постепенно, небольшими порциями.

Однако для этого потребовалось бы коренное изменение аппаратуры и всех производственных процессов на существующих заводах, не говоря уже о большой предварительной исследовательской работе. Пока этого нет, приходится ориентироваться на готовое уже оборудование и обуславливаемые им приемы работы, когда шеллак и наполнитель задаются в требуемых количествах сразу, пропускаясь затем через горячие вальцы (температура 130°), где шеллак постепенно плавится. Так как наличие в смеси большого количества воздушных пузырьков значительно ухудшает ее теплопроводность, что в свою очередь мешает быстрому расплавлению шеллака, то смесь приходится пропускать через вальцы несколько раз, пока не получится однородная, связанная масса. Лишь после этого она поступает на горячие прессы, где и отпрессовывается в пластинки.

По такой же схеме приходится пока строить и нашу методику определения шеллакостойкости.

Работа велась с отдельными маленькими пробами, при которых минеральный наполнитель и шеллак сначала тесно смешивались и растирались в ступке, а затем уже тесная смесь их переносилась на электрическую плиту, где она при температуре 130° никелевым шпателем обрабатывалась до получения связанной однородной массы.

Здесь электрическая плита и никелевый шпатель заменили горячие вальцы заводской варки, а шеллак сразу в виде тесной смеси с наполнителем задавался, как на заводе.

Как это вполне естественно, возникает вопрос, насколько электрическая плита и шпатель приближаются к заводским условиям (т. е. к горячим вальцам) работы?

Работа с плиткой и шпателем вместо вальцев является в первой стадии опытов вполне целесообразной, позволяя вести исследование очень быстро и оперировать с небольшими количествами смеси. Это ни в коем случае, конечно, не исключает необходимости проверки опытов в полужавовских условиях.

Прежде чем говорить о полученных нами лабораторных результатах, необходимо коснуться способа предварительной оценки шеллакостойкости минеральных наполнителей и их рабочих смесей (с углем, сажей и т. д.) по так называемому «объему промежутков между частицами при максимальной утряске материала». Название и сущность этого способа мы заимствуем у Клуempa⁷. Этот способ состоит в возможно большем уплотнении навески минерального пигмента (20 г) в стеклянном измерительном цилиндре с определением полученного объема. Вычитая из него объем самого пигмента, находят объем промежутков.

По объему промежутков вычисляется объем, а затем и вес масла в процентах по отношению к навеске пигмента.

Против общего положения Клуempa — правительности связывания маслоспособности исключительно с объемом промежутков между частицами пигмента — выдвинуты были возражения принципиального характера.

Так, Вагнер⁸ считает, что кроме объема промежутков на маслоспособность пигментов влияет еще и адсорбция и что оба фактора действуют сообща, причем адсорбция увеличивает маслоспособность, рассчитанную по объему промежутков. Такого же взгляда придерживается и Шейфеле⁹.

По Гурвичу¹⁰, однако, адсорбция и связанная с ней лучшая смачиваемость должны не увеличивать, а уменьшать маслоспособность.

С этим согласуется как будто и тот факт, что при более тщательном и постепенном растирании пигментов с маслом маслоспособность их вообще падает, хотя это явление, наблюдаемое особенно ясно у тонкодисперсных пигментов (мел, химически чистые титановые белила), зависит еще и от более полного удаления включений воздуха, как уже было указано нами.

Вольф¹¹ указывает, что примененный Клуempa способ уплотнения краски в цилиндре является весьма условным, зависящим от примененной силы, и что этот объем во всяком случае не является наименьшим, а следовательно, не является константой. Получаемая по нему маслоспособность во всяком случае значительно больше, чем наименьший объем промежутков.

Займствуя у Клуempa его методику определения маслоспособности по объему промежутков и соглашаясь с Вольфом и др. о ее условности, мы постарались видоизменить ее так, как это казалось нам целесообразнее и удобнее: из практических соображений.

Максимальной утряской материала мы условно называем тот объем, который принимает минеральный наполнитель (рабочая смесь) при утряхивании его в измерительном цилиндре объемом в 50 см³ с точно срезанным и отшлифованным на высоте пятидесятого деления верхним краем. Утряхивание производится путем постукивания дна цилиндра о мягкую упругую подстилку (линолеум и т. п.) до тех пор, пока наполнитель не перестанет уменьшаться в объеме.

⁷ Farbenzeitung, Jg. 32, 1927, S. 2306 и 289.

⁸ Farbenzeitung, Jg. 32, № 45, 1926/27.

⁹ Farbenzeitung, Jg. 32, № 46, 1926/27.

¹⁰ Kolloid. Zeitschrift, Bd. 32, S. 38.

¹¹ Farbenzeitung, Jg. 32, № 47.

⁶ Чтобы приблизить ее к заводским условиям и ввиду неудобства прибавления шеллака маленькими порциями, как будет показано ниже.

Затем мы определяем его вес P и удельный вес d наполнителя или смеси их по способу флакона (в бензоле).

Тогда объем промежутков V_p в объемных процентах по отношению к общему объему выразится

$$V_p = 100 - \frac{2P}{d}, \quad (1)$$

а шеллакоемкость в весовых процентах по отношению к 100 г наполнителя, принимая удельный вес шеллака равным 1,1 (округляя), будет равна

$$b_g = \frac{V_p \cdot 1,1 \cdot 100}{2P}$$

Вычисленная таким способом шеллакоемкость значительно отличается от находимой непосредственным опытом, но она с успехом может служить для сравнительной оценки различных наполнителей и их рабочих смесей, а также для контроля смесей, постоянно применяемых на заводе, поскольку в отношении их установлено уже определенное соотношение шеллакоемкости опытной и вычисленной.

Для выяснения изменения шеллакоемкости от величины зерна наполнителя и связанных с нею объемов промежутков произведены были опыты сначала с наиболее простым объектом — песком.

Для этой цели выбран был наиболее чистый песок — люберецкий, который после просева был тщательно промыт и высушен, а затем измельчен на шаровой мельнице в течение часа. В дальнейшем путем просева он был разделен на девять фракций по величине зерна от 0,385 до 0,075 мм.

По каждой из девяти фракций были определены веса 50 см³ при максимальной утряске и объемы промежутков с вычислением по ним шеллакоемкости. Шеллакоемкость параллельно определялась непосредственным опытом.

Результаты всего этого с более точной характеристикой каждой фракции помещены в табл. 1.

Рассматривая таблицу, мы замечаем следующую закономерность: по мере уменьшения величины зерна уменьшается и вес при максимальной утряске, но зато увеличивается объем промежутков и вычисленная по ним шеллакоемкость. При этом вычисленная шеллакоемкость вполне совпадает с найденной непосредственным опытом.

Таким образом на этих наиболее просто построенных частицах — без пор, твердых, не сжимаемых и по форме приближающихся к шарообразной — подтверждаются, по видимому, выводы Клумпа о связи маслосоемкости (у нас шеллакоемкости) с объемом промежутков, а также и общепринятый взгляд (Гарднера) на увеличение маслосоемкости (у нас шеллакоемкости) с увеличением степени дисперсности.

Рассмотрим теперь изменения объемов промежутков, а в связи с ними и шеллакоемкости в смесях двух фракций песка: грубо- и тонкодисперсного (табл. 2).

Как видим, несмотря на то, что фракция —100 обладает меньшим объемным весом (71,4) по сравнению с фракцией 16 + 20 (84,5), при ее прибавлении к последней сначала происходит не уменьшение объемного веса, как можно было бы ожидать, а наоборот — его увели-

Таблица 1

Увеличение шеллакоемкости с уменьшением величины зерна и увеличением в связи с этим промежутков между ними при однородности самих зерен
Расквалифицированный кварцевый песок после одночасового размола

число нитей на 1 см	фракции	Вес 50 см ³ при НТУ данной фракции	Объем промежутков в %	Шеллакоемкость	
				вычисленная в %	найденная в %
—16 + 20	—0,385 +0,3	84,5	35,5	22,8	23
—20 + 24	—0,3 +0,250	83,4	36	24	24
—24 + 30	—0,25 +0,2	82,3	38	24,5	25
—30 + 40	—0,2 +0,15	79,3	39	27	27
—40 + 50	—0,15 +0,12	78,1	40	28	28
—50 + 60	—0,12 +0,10	77,0	41	29	29
—60 + 70	—0,10 +0,08	75,0	42,3	31	31
—70 + 80	—0,088 +0,075	74,0	43,1	32	32
—80 + 100	—0,075 +0,06	73,0	44,0	33,1	33

Примечания. — обозначает прохождение зерна, + оставание на сите.

Таблица 2

Изменение объемов промежутков и шеллакоемкости при смешении фракций крупнозернистого и мелкозернистого песка в разных пропорциях

Процентное отношение двух фракций		Вес 50 см ³ дан- ной фракции	Объем проме- жутков в %	Вычисленная шеллакоемкость в %	Найденная шел- лакоем- кость в %
—16+20 —0,385 +0,30 мм	—100 +0,06 мм				
100	0	84,5	35	22,8	23
95	5	85,1	34,6	22,3	22
20	10	87,6	32,6	20,4	20
85	15	90,5	30,4	18,4	18
77	23	93,5	28,1	16,5	16
70	30	95,1	27	15,6	15
60	40	91,8	29,4	17,5	17
50	50	89,3	31,3	19,3	19
40	60	86,1	33,8	21,6	21
30	70	81,2	37,5	25,4	25
20	80	77,4	40,5	28,6	28
0	100	71,4	45	34,5	35

чение. Оно достигает своего максимума (95,1) при 30% прибавляемой фракции (—100), после чего при дальнейшем прибавлении наблюдается постепенное падение, причем объемный вес

все более и более приближается к объемному весу прибавляемой фракции (—100) — 71,4.

Соответственно этому объемы промежутков, с этим и шеллакоемкость изменяются в обратном порядке: сначала уменьшаясь, а после достижения определенного минимума 27 (объем) — 15,6, увеличиваясь и достигая величины (34,5) соответствующей прибавляемой фракции (—100).

Найденные шеллакоемкости при этом совпадают с вычисленными. Эти закономерности легко предвидеть на основании наших пространственных представлений о расположении частиц и связанной с этим шеллакоемкости наполнителей.

Также легко рассчитать и количественные соотношения двух сильно отличающихся по величине зерна фракций, необходимых для получения наименьшей шеллакоемкости смеси.

В данном случае наименьший объем промежутков (а с ним и наименьшая шеллакоемкость) был рассчитан для фракций —16+20 к фракции —100 при соотношении 77:23, причем получалась шеллакоемкость, равная 16,5. Действительный же (экспериментальный) наименьший объем промежутков и наименьшая шеллакоемкость получались при соотношении этих фракций — 70:30 и шеллакоемкости — 15,6. Таким образом при максимальной утряске уплотнение смеси оказалось как бы больше, чем уплотнение каждой фракции в отдельности.

Для выяснения зависимости механической прочности системы от дисперсности наполнителя и от количественных соотношений в ней между шеллаком и наполнителем из песка приготавливались брикеты путем прессования при определенной температуре (130°) и под определенным давлением (200 ат) с различным содержанием шеллака.

Испытание их на излом на аппарате Кюля-Феррэ показало: сопротивление по мере увеличения содержания шеллака сначала возрастает, достигая определенного максимума, соответствующего шеллакоемкости при максимальной утряске, затем при дальнейшем увеличении количества шеллака постепенно падает, приближаясь к сопротивлению самого шеллака.

Как видно из табл. 3, по мере увеличения степени дисперсности максимум сопротивления все время возрастает.

Таблица 3

Фракция	При наименьшей упаковке шеллакоемк. %	Максимум сопротивления в кг/см ²
— 16+20	23	108,6
— 20+24	24	120,4
— 30+40	26	135,5
— 40+50	28	176,1
— 50+60	20	184,1
— 60+70	31	199,7
— 80+100	32	210,9

После этих предварительных опытов с песком были проведены исследования с наполнителями, применяющимися сейчас в грампластинах.

ной промышленности,— баритом и шиферным (кровельным) сланцем.

Применяющийся сейчас в СССР наполнитель — барит — является довольно грубодисперсным, с величиной зерна, колеблющейся в довольно широких пределах.

Предполагавшийся для замены его весьма тонкодисперсный кутаисский барит свободно проходил через сито (100×100) 10 000 отверстий на 1 см².

Таблица 4

Барит	Вес 50 см ³ при НТУ в г	Удельный вес наполнителя	Объем промежутков в %	Шеллакоемкость	
				вычисленная в %	найденная в %
Барит заводской грубый	131,6	4,113	36	15	14
Кутаисский (тонкий)	107,0	4,260	50,0	25	18

Из табл. 4 видно, что более тонкодисперсный кутаисский барит, обладающий большим объемом промежутков (50), чем грубодисперсный заводской (36), является более шеллакоемким.

Здесь, таким образом, подтверждается, что наиболее дисперсный наполнитель обладает большим объемом промежутков (при нашем условном определении их) и в связи с этим большей шеллакоемкостью.

Таблица 5

Рабочая смесь наполнителя	Вес 50 см ³ при НТУ в г	Удельный вес рабочей смеси	Объем промежутков в %	Шеллакоемкость	
				вычисленная в %	найденная в %
Барит грубодисперсный	72,6	3,80	60,0	43,3	25
Барит тонкодисперсный (Кутаис)	58,5	3,81	69,2	52,5	30

Как видно из табл. 5, те же бариты, перенесенные в рабочую смесь (наполнителя 47,2, костяного угля 15,6 и сажки 3,8), придают ей свои основные свойства и шеллакоемкость.

Для выяснения влияния степени дисперсности барита на шеллакоемкость рабочей смеси и на механические свойства грампластинок из грубодисперсного барита заводского помола были выделены просевом три фракции: 1) —70+80, 2) —80+100 и 3) —100. После этого из каждой фракции были приготовлены рабочие смеси (с костяным углем и сажкой, как указано выше). В табл. 6 приведены их испытания.

Таблица 6

Рабочая смесь из фракций барита	Вес 50 см ³ при НТУ	Удельный вес	Объем промежутков при НТУ	Шеллакоемк.	
				вычисленная в %	найденная в %
-70+80	69,7	3,8	63,3	50	30,0
-80+100	64,8	3,8	66,1	56	32,5
-100	60,0	3,8	68,5	63	35

И здесь каждая фракция вносит свои характерные особенности. По мере увеличения степени дисперсности фракций увеличивается и объем промежутков и шеллакоемкость смеси как вычисляемая, так и найденная непосредственным опытом.

Далее, из тех же фракций (в рабочей смеси) прессованием при 130° С под давлением в 200 ат приготовлены были брикеты (1X1X3 см). Количество шеллака при этом брались как меньшие, так и большие против найденной шеллакоемкости. Результаты помещены в табл. 7.

Таблица 7

Название наполнителя в рабочей смеси	Дисперсность минерального наполнителя	Количество шеллака на 100 г рабочей смеси	Результаты кг/см ²
Барит	-70+80	20	212,9
"	-70+80	25	116,2
"	-70+80	30*	106,7
"	-70+80	35	98,3
Барит	-80+100	25	178,3
"	-80+100	30	116,6
"	-80+100	32,5*	84,6
"	-80+100	35	100
Барит	-100	30	202,8
"	-100	35*	149,3
"	-100	37	103,9
"	-100	40	81,5

* Звездочкой отмечено количество, соответствующее шеллакоемкости.

Из таблицы видно, что наибольшая прочность получается здесь при количествах шеллака, значительно меньших, чем те, которые установлены при определении шеллакоемкости работы шпательом на электрической плите, и что механическая прочность при добавлении шеллака сверх указанных количеств неизменно падает.

В отличие от результатов опыта с песком шеллакоемкость здесь же соответствует наи-

большему сопротивлению, что объясняется сравнительно малой сжимаемостью песка, благодаря чему его объем, а следовательно, и шеллакоемкость, остаются относительно постоянными как при утряске, так и при давлении в 200 ат. Шеллакоемкость сильно сжимаемого материала должна с увеличением давления уменьшаться. Приближение же частиц, связанное с уменьшением промежутков от сжатия, должно обуславливать вследствие концентрации активной поверхности увеличение механической прочности.

Отсюда следует важный практический вывод. Шеллакоемкость хорошо сжимаемого наполнителя при увеличении давления может быть значительно пониженной с параллельным повышением механической прочности грамм-пластинки. Влияние степени дисперсности самого минерального наполнителя на прочность в данном случае затушевывается посторонними ингредиентами — сажей и костяным углем.

Для решения вопроса о пригодности в качестве наполнителя кровельных сланцев были испытаны сланцы следующих месторождений: Криворожского, Ларского (Северный Кавказ), Атлянского (Урал), Штеровского и Криндичевского.

Предварительно они были измельчены одним и тем же способом на шаровой мельнице и просеяны через сито (в 6400 отверстий на 1 см²). Результаты опытов приведены в табл. 8.

Таблица 8

Наименование	Вес 50 см ³ при НТУ	Удельный вес	Объем промежутков в %	Шеллакоемк.	
				вычисленная в %	найденная в %
Криворожский район	52,3	2,61	60,0	61,4	40
Ларский	52,7	2,62	59,6	61,0	40
Атлянский	49,0	2,61	62,3	67,6	40
Штеровский	48,5	2,58	62,2	68,0	45
Криндичевский	39,5	2,50	68,6	93,0	50

Наиболее шеллакоемкими оказались сланцы криндичевский (93), штеровский (68,0) и атлянский (67,6), наименее — ларский и криворожский (60).

Лабораторные варки вполне подтвердили это по отношению ко всем сланцам, за исключением атлянского, который, несмотря на высокую вычисленную шеллакоемкость (67,6) при варке вел себя так же, как малоемкие сланцы ларский и криворожский.

Совершенно не варился (не давал связи с шеллаком) криндичевский сланец. Количество смол было взято на все сланцы по одному и тому же рецепту.

Причину отклонения атлянского сланца следует, по видимому, искать в несколько ином гранулометрическом составе его, так как он измельчался по сравнению с другими сланцами гораздо труднее. Возможно, что и поверхностные отношения (адсорбция) у него несколько отличные, чем у других сланцев.

При предварительной пробе отпрессованных грамм-пластинок из трех варок со сланцами — криворожским, ларским и атляским — пластин-

ки показали вполне нормальные звуковые качества. Так как по легкости измельчения и варки, а также по условиям эксплуатации наиболее приемлемым был признан ларский сланец, то с ним были проведены дальнейшие опыты и полужаводская варка.

Для выяснения влияния помола на шеллакоемкость был взят, с одной стороны, тонкий помол (отверстий 6400), с другой — более пружбый, в котором при растирании между пальцами ощущались очень мелкие крупинки. Результаты исследований помещены в табл. 9.

Таблица 9

Ларский сланец	Вес 50 см ³ при НТУ	Удельный вес	Объем промежуток. в %	Шеллакоемк.	
				вычисленная в %	найденная в %
Грубодисперсный . . .	69,6	2,63	48	38	30
Тонкодисперсный . . .	52,7	2,63	59,6	61,0	40
Рабочая смесь—грубодисперсный . . .	58,8	2,63	56,0	52,4	38
Рабочая смесь—тонкодисперсный . . .	51,8	2,63	59,76	63,4	45

Оказалось, что более грубый помол ларского сланца значительно снижает шеллакоемкость всей смеси. Дальнейшей задачей являлось выявить, до каких пределов можно идти в этом направлении без особого влияния на механическую прочность и акустические свойства граммпластинок.

Из того же ларского сланца были приготовлены путем просева три фракции: первая —79 +80, вторая —80 +100 и третья —100. Из них составлялись рабочие смеси, и из каждой смеси делались затем брикеты (1×1×3 см) с различными количествами шеллака: выше и ниже найденной шеллакоемкости. При исследовании сопротивления установлено, что максимум его совпадает с шеллакоемкостью, падая как при увеличении, так и при уменьшении количества шеллака. Что же касается до степени дисперсности, то она, по видимому, влияния не оказывает (табл. 10).

Таблица 10

Фракции	Шеллакоемкость	Максимальное сопротивление кг/см ²
—70+80	42,5	178,2
—80+100	45,0	177,8
—100	60,0	195,0

Полужаводская варка, проведенная с ларским сланцем, дала вполне удовлетворительные результаты.

Были также проведены опыты с недавно открытым на Урале пилевидным кремнеземом (пока за ним установилось название маршаллит), представляющим собой почти чистую

SiO₂. Будучи от природы тонкодисперсным, он легко проходит через сито 100×100 без всякого измельчения.

Таблица 11

Вес по 50 см ³	Удельный вес	Объемы промежуток. в %	Шеллакоем.		Примечание
			вычисленная в %	найденная в %	
61,0	2,32	47,4	42,7	42,7	Рабочая смесь
61,5	2,58	52,4	45,5	40	Маршаллит

Сопротивление на излом брикета, приготовленного из рабочей смеси с маршаллитом, дает максимум при 45% шеллака (к 100 частям смеси), равный 142,2 кг/см².

Лабораторные и полужаводские варки показали пригодность его как наполнителя, несмотря на то, что он и обнаруживает некоторые характерные особенности (по сравнению с баритом и сланцем), требующие освоения.

По отзыву главного мастера Апрельевского завода это освоение не представит особенных трудностей и не может служить препятствием к его применению.

Таблица 12

Наполнители	Вес 50 см ³ НТУ	Удельный вес	Объем промежуток. в %	Шеллакоем.	
				вычисленная в %	найденная в %
Ларский сланец . . .	52,3	2,61	59,6	61	40
Гжельская глина . . .	47	2,44	61,6	64	45
Каолин	19,7	2,53	84,4	230	70

Полученные из маршаллита граммпластинки оказались по звуковым качествам удовлетворительными, а по отсутствию шума выше, чем фабрикуемые в настоящее время из барита. В качестве наполнителя могла бы быть также использована гжельская глина. По крайней мере, лабораторные опыты, проведенные с нею, дали вполне благоприятные результаты. Шеллакоемкость глины, отлученной и просеянной через сито 80×80 (6400 отверстий), несколько больше, чем для сланцев (около 50). Максимум сопротивления ее в рабочей смеси при шеллакоемкости 50 равен 178 кг/см².

Испытывался также и каолин, но он показал чрезвычайно большую шеллакоемкость.

В табл. 12 приведены сравнительные данные для ларского сланца, гжельской глины и каолина.

Здесь обращает на себя внимание большая разница между вычисленной шеллакоемкостью (230) и найденной опытом (70). Это объясняется прежде всего сжимаемостью материала.

Для решения вопроса большей или меньшей выгодности того или другого наполнителя (при прочих равных условиях) чрезвычайно важно определить удельный вес массы и объем шеллака в ней.

Объем каждой граммпластинки строго определен — удельный же вес ее в зависимости от удельного веса наполнителя может колебаться в широких пределах.

Поэтому весовое процентное содержание шеллака, обусловленное шеллакоемкостью наполнителя, еще ничего не дает. В тяжелой граммпластинке даже меньшее процентное содержание шеллака может дать больший объем шеллака, чем в легкой, и наоборот.

В качестве примеров возьмем те же наполнители: барит, ларский сланец и маршаллит.

В табл. 13 показаны удельный вес и объем шеллака в 1 см³ массы, приготовленной из различных смесей этих наполнителей.

Таблица 13

Наполнители	Удельный вес массы граммпластинки	Объем шеллака в 1 см ³ массы
Ларский сланец тонкий	1,863	0,518
» » грубый	1,904	0,446
Барит тонкий (Кутаис)	2,426	0,509
» грубый заводской	2,560	0,464
Маршаллит	1,762	0,457

Рассматривая эти цифры, сразу видим, что граммпластинки из ларского сланца обойдутся дешевле, чем из барита, а из маршаллита — дешевле, чем из ларского сланца.

В заключение остановимся еще на защемленном воздухе, всегда в большей или меньшей мере присутствующем в массе граммпластинки.

Количество его зависит от природы наполнителя, характера смеси и способа варки.

О том вреде, который причиняет защемленный воздух, мы уже говорили, касаясь шеллакоемкости. При подготовке смеси он увеличивает расход шеллака и затрудняет варку, уменьшая теплопроводность смеси. В готовой граммпластинке он уменьшает прочность ее и ухудшает акустические свойства.

Ввиду этого крайне важно разработать методы определения защемленного воздуха в массе граммпластинки. Мы попытались подойти к разрешению этого вопроса путем сравнения удельного веса готовой массы граммпла-

стинки с удельным весом той же массы, рассчитанным на основании удельных весов наполнителей и шеллака и их количественных соотношений в смеси.

Определение весов производилось в бензоле с максимальной точностью.

Некоторая растворимость шеллака в бензоле ввиду краткости времени производства опыта не мешает точности, тогда как в воде вследствие невозможности удаления пузырьков воздуха получаются очень неточные результаты.

Ниже приводятся результаты подобного рода расчетов, произведенных для масс из ларского сланца, барита (Кутаис) и маршаллита.

Здесь необходимо прежде всего отметить разницу в удельных весах, полученных непосредственным опытом и путем расчета (например, для ларского сланца мы имеем 1,619 и 1,854, для барита 2,60 и 2,96, для маршаллита 1,57 и 1,878). Все опытные удельные веса значительно меньше вычисленных. Разница между этими удельными весами уже сама может служить мерилom воздушных включений. Чем она меньше, тем совершеннее производственный процесс, и нужно всеми мерами стремиться к уменьшению этой разницы.

Разделив ее на вес 1 см³ идеальной массы, мы сразу получим объем защемленного в 1 см³ нашей массы воздуха:

Для баритового сланца

$$\frac{1,854 - 1,619}{1,854} = 0,127 \text{ см}^3 \text{ (12,7\% объем).}$$

Для барита

$$\frac{2,961 - 2,600}{2,961} = 0,122 \text{ см}^3 \text{ (12\% объем).}$$

Для маршаллита

$$\frac{1,878 - 1,570}{1,878} = 0,166 \text{ (16,6\% объем).}$$

* Следует отметить, что эти цифры, полученные для массы при работе на электрической плитке от руки, чрезвычайно условны и никоим образом не могут служить для характеристики масс, получаемых из тех же наполнителей при заводской варке.

Мы приводим результаты этих предварительных лабораторных опытов только для ознакомления с методикой, которая по нашему мнению может и должна быть применена и к заводским варкам.

Таблица 14

Наполнители	Шеллакоемкость	Удельный вес массы	Объем в 1 см ³ полученной массы			В 1 см ³ идеальной массы (без воздушных включен.)	
			наполнители	шеллак	воздух	удельный вес	объем шеллака
Ларский сланец	40	1,619	0,441	0,432	0,127	1,854	0,495
Барит кутаисский	18	2,60	0,518	0,360	0,122	2,961	0,410
Маршаллит	36	1,57	0,445	0,289	1,166	1,878	0,465

Несомненно, цифры для заземленного воздуха там будут меньше (ввиду значительно большего давления, двустороннего нагрева массы, проходящей через вальцы, и вообще большего совершенства механической обработки массы), однако принцип примененной методики при этом ничуть не пострадает. В то же время мы получим более точные и сравнимые практические данные для различных наполнителей и различного способа работы.

Подводя краткий итог по нашим опытам с новыми минеральными наполнителями для грампластинок, следует прежде всего отметить, что шеллакоемкость, определенная которой впервые сделано нами, представляет собой как бы функцию пространственного расположения частиц наполнителя, с которым, вполне естественно, связан объем промежутков. При наиболее тесном расположении частиц (теоретически) мы должны получить одну вполне определенную наименьшую величину для объема промежутков, а следовательно, и одну вполне определенную наименьшую шеллакоемкость.

Этой «истинной» шеллакоемкости вполне понятно должно отвечать и наименьшее количество шеллака.

Однако практическое определение ее встречает пока непреодолимые трудности, так как на практике при определении шеллакоемкости мы всегда имеем дело не с двумя, а с тремя компонентами: наполнитель, шеллак, воздух. Воздух во всех случаях имеется в массе в большем или меньшем количестве в зависимости от способа работы.

Поэтому практически определяемая шеллакоемкость всегда больше теоретической (истинной), так как воздушные включения неизменно увеличивают расход шеллака.

Тем не менее нам все же приходится пользоваться этой условной шеллакоемкостью и методикой ее определения, как и условным определением наименьшего объема промежутков при максимальной утряске наполнителя, так как, несмотря на свою условность, они дают возможность производить сравнительную оценку наполнителей с точки зрения их большей или меньшей пригодности для грампластинок.

Далее следует отметить и нашу попытку связать шеллакоемкость с наибольшей меха-

нической прочностью получаемой массы (грамм-пластинки), предпринятую с целью избавиться это определение от субъективной оценки (выразить определенными цифрами); однако значение такой методики несколько снижается ввиду ее сложности, а затем в зависимости этой прочности от воздушных включений, количества которых меняются, как уже говорилось, в зависимости от всех условий работы, т. е. от причин, также в значительной степени субъективных.

Найденные нами закономерности при определении связи между шеллакоемкостью и наибольшей механической прочностью полученной смеси имеют большое практическое значение, показывая, что механическая прочность (помимо адсорбции или влияния сил на поверхности раздела шеллак-наполнителя) как бы зависит еще от концентрации поверхности наполнителя, увеличиваясь с дисперсностью наполнителя и с уменьшением промежутков между его частицами. Таким образом максимальная прочность соответствует наигуще упаковке и в то же время и наименьшему количеству шеллака.

Таким образом к наименьшему расходу шеллака и наибольшей прочности можно приблизиться практически, умелым подбором наполнителей с наименьшим объемом промежутков и параллельной разработкой такого производственного процесса, при котором количество воздушных включений в массе было бы наименьшим.

Для определения этих воздушных включений нами дана очень простая методика по удельным весам полученной готовой массы грамм-пластинки и идеальной массы без воздушных включений (по расчету).

Методика эта может служить и для оценки готовой пластинки, так как воздушные включения ухудшают как акустические, так и механические свойства ее.

По удельному же весу грамм-пластинки и по объему шеллака может быть произведена и сравнительная оценка выгодности того или другого наполнителя в производстве.

Изучение минеральных наполнителей для грампластинок является для нас совершенно новой областью, поэтому вполне понятны и естественны те трудности, с которыми нам пришлось столкнуться в нашей работе.

А. И. Шарфштейн

Исследование тарасовского кварцита и введение его в шихту для коксового динаса

Введение

Из доклада представителя Укргеолтреста на совещании (1934 г.) по кварцитам, созданном ГУМП, а также из доклада представителя треста «Нерудсталь» на конференции (1935 г.), созванной ВУНЦИТО, выяснилось, что общий баланс кварцитов для динасовых заводов Юга составляет всего около 13 млн. т.

Этот запас обеспечивает заводы приблизительно на 25 лет, причем наиболее ценной разновидности — жестких кварцитов, обеспечивающих необходимый гранулометрический состав и более удовлетворительное поведение при обжиге, имеется сравнительно в еще более ограниченном количестве (при существующей на сегодня шихтовке с введением в шихту в среднем 30—40% жестких кварцитов) всего на 8—10 лет.

Такое положение требует немедленной организации больших геологоразведочных работ по кварцитам, так как этот чрезвычайно важный участок является на сегодняшний день самым отсталым.

Вместе с тем необходимо всестороннее изучение кварцитов тех месторождений, которые до сих пор считались непригодными, и в первую очередь месторождения тарасовского кварцита.

Месторождение тарасовского кварцита находится вдоль железнодорожной магистрали Миллерово—Лихая (Северный Кавказ); кварцит залегает на отдельных участках линзами значительных размеров, длиной до 500—600 м каждая.

Разведками, проведенными трестом «Нерудсталь» в 1934 г., установлено залегание кварцитов на полосе шириной в 10 км и длиной в 30 км. Мощность кварцитов достигает 8—10 м, а в среднем 5—6 м. Мощность же наносов сравнительно незначительная — всего около 1,5 м.

Запасы кварцитов составляют здесь по предварительным данным около 20 млн. т.

По геологическому отчету тов. Данилюка имеется в радиусе до 25 км 18 обследованных участков, на которых запасы категории А (включая и Старостаничный карьер, ныне эксплуатируемый Юго-восточной железной дорогой) равны 1 976 000 т и по категории С — 7 624 000 т.

По инициативе треста «Коксохиммонтаж», в ведении которого находится Красногоровский завод, изготавливающий огнеупорный припас для коксовых батарей (по предложению проф. Л. А. Гезбурга и др.), мы с сентября 1934 г. занялись исследованием тарасовского кварцита с целью выявления возможности применения его в шихту для коксового динаса.

За период исследования поступило на завод больше 2000 т тарасовского кварцита с Белокалитвенского карьера (возле ст. Тарасовки, Северный Кавказ). Кварцит — довольно крупный, без мелочи, минимальные куски 2—3 кг и доходят до 20—25 кг.

В районе Тарасовки сейчас добыча ведется как трестом «Нерудсталь» на отведенном ему участке с запасом в 1 млн. т, так и НКПС в районе Старой Станицы с запасом около 600 000 т. На руднике «Нерудстали» вывозка кварцитов производится автомашинами на расстоянии 5 км к железной дороге. НКПС к Старостаничному карьеру провел ширококолейный железнодорожный путь на расстоянии 2,5 км.

Трест «Нерудсталь» должен добыть на своем участке в 1935 г. 50 000 т, а НКПС имеет по этому участку программу добычи около 100 000 т.

Карьер «Нерудсталь» совершенно не оборудован. Работы на нем ведутся кустарно. Рабочих на руднике имеется 100. Карьер Юго-восточной железной дороги весьма благоустроен и правильно разрабатывается. На этом карьере работает 250 рабочих. Себестоимость 1 т кварцита франко-вагон на карьере «Нерудсталь» равняется 17 р. 50 к.

Производственно-технологическая характеристика тарасовского кварцита

1. Внешний вид. По внешнему виду кварцит Тарасовского месторождения весьма чистый, однородный, плотный, серого цвета, без всяких поверхностных загрязнений¹ (известковых, железистых и глинистых рубашек и включений), обычно сопровождающих почти все кварциты Юга.

По характерному мелкокристаллическому со стеклянному блеском излому похож на так называемые сливные песчаники кристаллические кварциты (типа курских, овручских-белорусских, билимбаевских-уральских и тому подобных песчаников), хотя, как увидим ниже, по физико-термическим, а также по петрографическим свойствам он представляет совершенно отличную от этого типа кварцитов разновидность.

¹ Попадают отдельные образцы (из кварцита, прибывшего на завод в марте-апреле с. г.) с незначительными поверхностными загрязнениями — до 0,30% от веса загрязненного куска кварцитного слоя. Эти загрязнения легко смываются водой.

Следует отметить, что тарасовский кварцит дал большой рост после первого обжига — 5,3 до 6,3%, в среднем 5,9% (линейных) при S. K. No 17.

Если сырой тарасовский кварцит по внешнему виду похож, как выше нами сказано, на сливные песчаники, то после обжига он меняет внешний вид и приобретает совершенно отличные от этих кварцитов свойства. Так например, билимбаевский (уральский), овручский и большинство курских кварцитов даже после нескольких обжигов имеют плотную структуру, хотя они не содержат почти цемента и содержание плавней в них тоже ничтожно. Тарасовский кварцит после обжига хотя и не дает трещин, но структура его рыхлая.

Следует также отметить то, что ни один из образцов тарасовского кварцита не дает при обжиге трещин, в то время, как некоторые образцы даже антоновского кварцита (наиболее характерный представитель жестких и, следовательно, термически устойчивых кварцитов) дали после обжига трещины, не говоря уже о других, мягких и даже полужестких кварцитах.

Таблица 1

Химический состав различных образцов тарасовского и других кварцитов

№ по пор.	Наименование кварцита	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	Потери при прокаливании	Примечания
1	Тарасовский	96,40	0,76	0,34	0,63	1,49	—
2		96,80	0,70	0,34	0,69	1,42	—
3		96,64	0,47	0,39	0,76	1,20	—
4		97,42	0,41	0,39	0,69	1,13	—
5		97,48	0,51	0,59	0,45	1,30	Средняя проба из 1 т измельченного кварцита
6	97,60	0,32	0,59	0,41	1,06	—	
7	96,98	0,81	0,34	0,52	1,36	—	
8	96,85	0,62	0,34	0,46	1,46	—	
9	96,98	0,45	0,54	0,40	1,50	—	
10	Другие кварциты	97,02	0,56	0,42	0,56	1,33	—
11		98,00	0,71	0,59	0,62	—	Обожженный
12	Тарасовский	97,80	0,81	0,59	0,69	—	
13		98,04	0,81	0,59	0,62	—	
14		98,00	0,91	0,59	0,55	—	
15	98,68	0,61	0,59	0,69	—	Среднее за 1934 г.	
16	Обожженный	98,10	0,79	0,59	0,65		—
17	Антоновский	95,40	1,90	1,35	0,90		0,75
18	Решетилловский	95,20	2,00	0,98	1,20		0,90
19	Лозовской	95,50	2,35	0,90	0,70		0,55
20	Петровский	95,18	2,00	1,00	0,80	0,65	
21	Яснинватский	95,74	1,70	1,05	0,60	0,90	

2. Химический состав. По химическому составу он весьма чистый, минимальное содержание SiO_2 составляет 96,40% при потере от прокаливания, доходящей до 1,50%. Содержание SiO_2 в прокаленном кварците — 97,8% и доходит до 98,7%. Максимальное же содержание примесей (в прокаленном) всего около 2%.

В табл. 1 приведен химический состав различных образцов тарасовского кварцита и для сравнения — средний химический состав других применяемых на заводе кварцитов.

Как видно из этой таблицы, среднее содержание SiO_2 в применяемых на заводе кварцитах — около 95,40% (в прокаленном 96,10%), т. е. на 2% меньше, чем в тарасовском.

Следует отметить, что тарасовский кварцит значительно легче других кварцитов реагирует как со щелочами, так и с плавиковой кислотой.

Это свойство, а также сравнительно большая потеря при прокаливании, доходящая до 1,50% (при таком незначительном содержании примесей Al_2O_3 , Fe_2O_3 и CaO), дают основание считать тарасовский кварцит халцедоноопаловым песчаником (см. ниже «Микроструктура»).

Большая потеря при прокаливании несколько также объясняет рыхлость кварцита после обжига, так как удаление воды обуславливает значительное образование пор между зернами, связь у которых благодаря малому содержанию плавней, особенно железа, очень слабая.

3. Удельный вес. Удельный вес сырого кварцита колеблется от 2,46 до 2,52, в среднем 2,49. Подобный удельный вес чрезвычайно редок, так как ни в литературе ни в нашей практике не встречаются кварциты с таким низким удельным весом.

Обычный удельный вес кварцита в зависимости от содержащихся в нем примесей колеблется от 2,63 до 2,67. Наиболее же чистый кварцит, или кварц, имеет удельный вес 2,65.

К сожалению, предпринятые нами опыты для объяснения этой интересной аномалии не дали исчерпывающих результатов, и мы считаем, что вопрос об аномалии тарасовского кварцита остается открытым и представляет научный интерес. Возможно, что мы

здесь имеем даже новую неизвестную доныне модификацию SiO_2 .

Таблица 2

Удельные и объемные веса тарасовского кварцита до и после обжига

№ по пор.	Удельный вес		Объемный вес		Температура обжига (в конусах Зегера) в печи			
	после обжига в печи		после обжига в печи		шамотной	диасной		
	до обжига в печи	после обжига в печи	до обжига в печи	после обжига в печи				
1	2,50	—	2,28	2,27	—	1,63	—	18
2	2,50	2,43	2,28	2,34	2,21	1,87	12	18
3	2,48	2,45	—	2,30	2,20	—	12	—
4	2,50	—	2,26	2,36	—	1,84	—	19
5	2,51	2,42	2,40	2,30	2,16	2,11	14	15
6	2,48	—	2,27	2,34	—	1,70	—	19
7	2,48	2,40	2,38	2,33	2,19	2,03	14	15
8	2,51	2,48	2,29	2,25	2,09	1,79	12	17
9	2,48	—	2,34	2,33	—	1,99	—	17
10	2,49	—	2,35	2,31	—	1,98	—	17
11	2,51	—	2,29	2,29	—	1,76	—	18
12	2,48	—	2,28	2,26	—	1,64	—	19
13	2,48	2,35	2,26	2,36	2,03	1,72	15	19
14	2,49	2,36	2,27	2,35	2,01	1,71	15	19
15	2,47	2,31	2,29	2,37	1,99	—	15	17
16	2,46	2,39	2,35	2,35	—	—	15	17
17	2,47	2,34	2,27	2,34	1,97	1,76	15	19
18	2,50	2,37	2,38	2,21	1,93	1,93	15	16
19	2,47	2,34	2,27	2,29	2,00	1,74	15	19
20	2,48	2,37	2,36	2,29	2,30	2,18	15	16
21	2,47	2,39	2,28	2,32	2,04	1,68	14	19
22	2,52	2,38	2,35	2,26	2,02	1,92	14	16
23	2,48	2,45	2,27	2,29	2,17	1,76	12	18
24	2,47	2,45	2,38	2,25	2,11	1,90	12	17
25	2,48	2,41	2,25	2,32	2,20	1,76	13	19
26	2,46	2,43	2,29	2,34	2,25	1,92	13	17
27	2,49	2,45	2,27	2,29	2,20	1,67	12	18
28	2,49	2,45	2,27	2,33	2,22	1,87	12	18
29	2,50	2,46	2,28	2,31	2,17	1,74	12	18
30	2,48	2,44	2,34	2,29	2,26	1,91	12	17
31	2,49	2,42	2,32	2,34	2,21	1,77	13	17
32	2,51	2,43	2,31	2,29	2,17	2,01	13	17

После обжига при S. K. № 12—15 удельный вес кварцита колеблется от 2,31 до 2,48, в среднем 2,41. Образцы же обычно применяемых на заводе кварцитов, обожженных при тех же условиях, имеют в среднем 2,49 (табл. 2).

После обжига при температурах S. K. № 15—19² удельный вес колеблется от 2,25 до 2,40, в среднем 2,32, образцы же обычных кварцитов, обжигавшихся

² Температура падения S. K. № 19 (1520° C) имеет место в газокамерной печи системы Мендгейма с односторонним пламенем, главным образом, горелок.

Таблица 3

при тех же условиях, имеют удельный вес в среднем 2,35 (мягкие) и 2,41 (жесткие).

Таким образом по своему свойству быстро перерождаться он превосходит даже наиболее легко перерождающиеся кварциты так например, михайловский—характерный представитель аморфных, мягких кварцитов.

Объемный вес тарасовского кварцита колеблется от 2,21 до 2,37, в среднем 2,31, хотя его пористость в сыром виде не высокая.

Объемный же вес после обжига 2,13 1,84 (S. K. № 15—19 в динасовой печи).

В табл. 2 приведены удельные и объемные веса различных образцов тарасовского кварцита и в табл. 3 — обычных кварцитов (применяемых на заводе) до и после обжига.

Понятно, что нет надобности испытывать тарасовский кварцит многократным обжигом, так как уже после одного обжига он имеет такой низкий удельный вес. Однако мы обжигали несколько образцов два раза (температура первого и второго обжига S. K. № 17—18) и после каждого обжига определяли в них пористость и удельный вес.

Приводим данные испытаний трех образцов после двухкратного обжига (табл. 3).

Из этой таблицы видим, что повторный обжиг изменений не вносит.

Характерной особенностью тарасовского кварцита является также то, что уже при S. K. № 18—19 он переходит кристобалитово-тридимитовую стадию и имеет очень низкий удельный вес—до 2,25, приближаясь таким образом к кварцевому стеклу (см. ниже «Микроструктура»).

Такой низкий удельный вес после одного обжига (при S. K. № 18—19) не дает ни один из известных нам кварцитов.

Известно, что высокая температура более эффективно действует на свойства кварцита и динаса, чем продолжительный обжиг при несколько пониженной температуре. При обжиге тарасовского кварцита это замечание особенно подтверждается. Так например, один и тот же образец после обжига при S. K. № 15 в шамотной печи (продолжительность обжига около 6 суток)

	Образец № 1	Образец № 2	Образец № 3
Удельный вес до обжига	2,48	2,48	2,50
» » после первого обжига	2,27	2,28	2,28
Удельный вес после второго обжига	2,26	2,28	2,27
Объемный вес до обжига	2,32	2,28	2,36
» » после первого обжига	1,77	1,70	1,84
Объемный вес после второго обжига	1,76	1,71	1,83
Водопоглощение до обжига (в %)	2,3	2,8	1,6
Водопоглощение после первого обжига	12,5	14,7	10,4
Водопоглощение после второго обжига	12,6	14,2	10,7
Объемная пористость до обжига	5,5	6,2	3,6
Объемная пористость после первого обжига	22,0	25,0	18,8
Объемная пористость после второго обжига	22,2	24,3	19,4

и при той же температуре S. K. № 15 в динасовой печи (общая продолжительность обжига около 22 суток) дает почти одинаковые результаты удельного веса, пористости и микроструктуры.

Если при температуре выше S. K. № 15 тарасовский легче всех известных нам кварцитов перерождается, то при более низких температурах, например, при S. K. № 11—12 он почти не изменяется, в то время как обычные (применяемые на заводе) кварциты, даже наиболее трудно перерождающиеся из них (жесткие—антоновский, кулишевский и т. п.), дают заметное перерождение.

Так например, при S. K. № 12 тарасовский кварцит дает удельный вес 2,48 (в сыром виде удельный вес его равен 2,51); антоновский же кварцит, удельный вес коего до обжига 2,65, дает после обжига при S. K. № 12 2,54—2,56.

Это последнее его свойство наводит на мысль, что режим обжига для динаса из тарасовского кварцита должен быть значительно изменен в сторону уменьшения периода большого огня.

Таким образом в случае выявления пригодности тарасовского кварцита для производства динаса можно предположить, что последний можно будет обжигать значительно быстрее, что яв-

ляется очень важным моментом в производстве динаса. Он может быть более пригодным при обжиге в тоннельных печах (на Пантелеймоновском динасовом заводе).

4. Весовая и объемная пористость. Весовая пористость (водопоглощаемость) сырого кварцита колеблется от 1,1 до 4,9, в среднем 2,6%, что приближает его к полужестким кварцитам. Поэтому он дает при помоле удовлетворительный гранулометрический состав, как жесткий кварцит, в отличие от мягких и песчаных кварцитов, дающих значительно увеличенное количество мелких (до 1 мм) фракций, хотя, как увидим ниже, он значительно легче дробится, чем жесткие и полужесткие кварциты.

После обжига в шамотной печи (при S. К. № 12—15) водопоглощаемость его увеличивается больше чем вдвое и колеблется от 2,8 до 9,6%, в среднем 5,5%.

После обжига же в динасовой печи (при S. К. № 15—19) водопоглощаемость его увеличивается больше чем в четыре раза и колеблется от 6,2 до 17,1%, в среднем 11,0%. Такое большое увеличение водопоглощения (больше чем в четыре раза) не наблюдается ни в одном из известных нам кварцитов.

Объемная пористость (кажущаяся) до обжига колеблется от 2,4 до 10,9%, в среднем 5,9%; после обжига от 6,4 до 18,6%, в шамотной печи (при температуре S. К. № 12—15) в среднем 11,6%, а в динасовой печи (при температуре S. К. № 15—19) — от 12,1 до 28,2%, в среднем 20,1%.

Обращает на себя внимание то, что истинная пористость тарасовского кварцита до обжига значительно больше кажущейся, т. е. содержание закрытых пор в сыром кварците значительно и доходит до 50% от общего содержания пор, а в среднем около 20%, т. е. при кажущейся пористости в 5,9% содержание закрытых пор составляет в среднем около 1,5%.

Истинная же пористость после обжига не отличается от кажущейся, так что в обожженном кварците нет закрытых пор.

Тщательно исследованные нами обычные, применяемые на заводе, кварциты показали значительно меньшее содержание закрытых пор, причем мяг-

кие кварциты имеют наименьшее количество закрытых пор, доходящих максимум до 0,3% при кажущейся (в данном случае — почти истинной) объемной пористости в 17%.

В жестких же и плотных кварцитах содержание закрытых пор (до обжига) доходит до 1%, а в среднем 0,4% при средней кажущейся объемной пористости в 4,3%.

В табл. 4 приводим для сравнения данные истинной и кажущейся пористости курских сливных песчаников, подобных тарасовскому кварциту (в сыром виде).

Таблица 4

	I	II	III	IV
Водопоглощение	2,81	1,09	5,55	3,24
Объемная пористость (кажущаяся)	6,89	2,77	12,77	7,88
Объемн. пористость (истинная)	7,12	3,52	12,84	8,04
Содержание закрытых пор .	0,23	0,75	0,07	0,16

Первый и второй из указанных образцов являются характерными сливными песчаниками, которые после обжига остаются плотными. Таким образом и по содержанию закрытых пор тарасовский кварцит отличается от всех известных нам кварцитов. Возможно, что именно этим, т. е. содержанием закрытых пор в количестве, доходящем до 3% (от объема образца), следует объяснить рыхлую, пористую структуру его после обжига.

Кроме закрытых пор, на разрыхление его после обжига влияет также содержание значительного количества гидратной воды при незначительном содержании плавней (Al_2O_3 , Fe_2O_3 и CaO).

В табл. 5 приводим водопоглощение и объемную пористость различных образцов тарасовского кварцита до и после обжига. Там же дана истинная пористость указанных образцов до обжига.

В табл. 6 приводим для сравнения водопоглощение и объемную пористость обычных, применяемых на заводе, кварцитов до и после обжига.

5. Микроструктура. Нами исследовались различные образцы тарасовского кварцита. Под микроскопом они все сходны между собой, причем тарасов-

Таблица 5

Водопоглощаемость и объемная пористость тарасовского кварцита до и после обжига

№ по пор.	Весовая водопоглощаемость в %			Пористость (объемная)				Температура обжига (в S. K.)	
	до обжига	после обжига в шамотной печи	после обжига в динасовой печи	кажущаяся			истинная до обжига	в шамотной печи	в динасовой печи
				до обжига	после обжига в шамотной печи	после обжига в динасовой печи			
1	3,8	—	17,1	8,7	—	28,2	9,8	—	18
2	1,3	3,8	9,1	3,0	8,5	17,2	6,4	12	18
3	2,5	4,5	—	5,9	10,1	—	7,2	12	—
4	2,9	4,5	4,9	6,8	9,9	11,6	8,6	14	15
5	2,3	—	14,4	5,2	—	24,6	5,6	—	19
6	2,0	4,6	7,1	4,8	10,1	14,5	6,1	14	15
7	4,2	7,7	11,8	9,5	16,2	21,3	10,4	12	17
8	2,0	—	6,7	4,7	—	13,6	6,1	—	17
9	2,8	—	8,0	6,4	—	15,8	7,2	—	17
10	2,7	—	12,6	6,3	—	22,4	8,7	—	18
11	2,0	—	16,9	4,5	—	26,4	8,9	—	19
12	1,1	6,6	13,6	2,4	13,5	23,5	4,8	14—15	19
13	1,5	7,3	14,1	3,4	14,8	24,2	5,6	14—15	19
14	1,3	7,2	10,8	3,0	14,3	19,8	4,2	14—15	17
15	1,5	6,4	6,4	3,4	13,1	13,2	4,2	14—15	17
16	4,2	—	15,6	9,2	—	26,2	9,8	—	18
17	1,7	—	10,0	4,0	—	18,4	5,6	—	19
18	1,7	7,3	12,7	4,0	14,5	22,5	5,5	14—15	19
19	4,9	9,6	9,5	10,9	18,6	18,4	11,6	14—15	16
20	2,8	6,1	13,4	6,4	12,4	23,3	7,3	14—15	19
21	3,0	6,1	6,2	7,0	12,5	14,2	7,9	14—15	16
22	1,8	6,5	15,7	4,2	13,3	26,4	6,3	14—15	19
23	4,0	7,3	9,2	9,0	14,8	17,8	10,2	14—15	16
24	3,0	5,2	12,4	6,9	11,4	22,1	7,7	13	18
25	3,7	6,2	9,3	8,3	13,2	17,8	8,9	13	17
26	2,1	3,9	12,1	4,9	8,8	21,4	6,4	13	18
27	1,5	3,9	8,3	3,4	8,8	16,1	4,9	13	17
28	3,3	4,9	15,8	7,7	10,6	26,4	8,1	13	18
29	2,4	3,9	9,1	5,8	8,3	17,7	6,9	13	17
30	2,7	4,3	13,4	6,2	10,7	23,4	7,6	13	13
31	2,8	3,6	8,6	6,5	8,2	18,4	7,7	13	17
32	1,9	3,8	11,2	4,5	8,7	21,7	6,1	13	18
33	3,1	4,5	6,9	7,1	9,7	18,9	8,8	13	17

ский кварцит похож на кристаллические (сливные) песчаники. Содержание в нем цемента колеблется от 10 до 20%. Согласно исследованиям УКРВИОК цемент тарасовского кварцита представляет собой опал и люссатит (т. е. водные соединения кремнезема, чем и объясняется повышенная потеря при прокаливании).

Но в отличие от цементных кварцитов зерна кварца в тарасовском кварците более похожи на таковые в кристаллических кварцитах (при скрещенных николях).

Здесь все зерна окружены ореолом вторичного кварца, мозаичны, чем и отличаются от обычных аморфных (жест-

ких и мягких), в которых коронкообразной оболочки вокруг зерен нет. Но в отличие от кристаллических кварцитов, где кристаллы столь тесно соприкасаются, что почти совершенно отсутствует цемент, в тарасовском кварците цемента в среднем одоло 15%.

Большая часть зерен (размерами от 0,1 до 0,7 мм, преобладает 0,25—0,40 мм) имеет полуокатанную и продолговатую форму, часть—угловатую форму.

Большинство зерен несколько корродированы, а часть из них имеет трещинки, заполненные цементом.

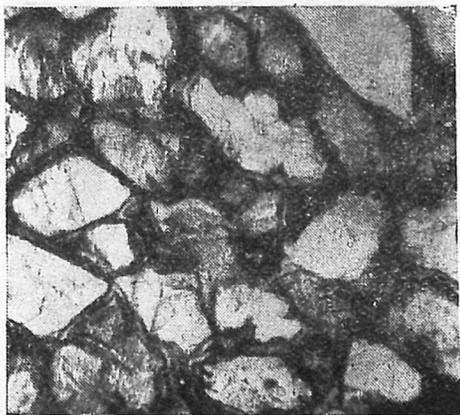
Все они водянисто-прозрачны, цемент же окрашен аморфными примесями в серовато-бурый цвет. Часть зерен

Таблица 6

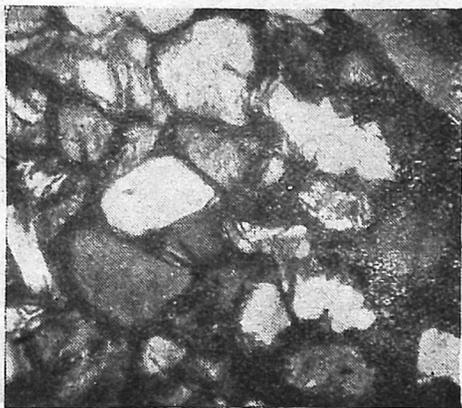
Водопоглощаемость и объемная пористость различных применяемых на заводе кварцитов до и после обжига

№ п/п	Наименование и тип кварцита	Водопоглощаемость			Порист. (объемная)			Температура обжига (конуса Зегера) в печи	
		до обжига в печи	после обжига в печи		до обжига в печи	после обжига в печи		шамотной	динасовой
			шамотной	динасовой		шамотной	динасовой		
1	Антоновский жесткий								
	Минимально	0,6	1,2	2,1	1,5	2,8	4,8	13	16
	Максимально	2,9	4,1	4,3	7,2	8,8	9,7	14	18
	В среднем	1,4	2,5	3,1	3,5	5,8	7,0	—	—
2	Решитиловский жесткий								
	Минимально	0,5	2,1	2,9	1,3	4,9	6,6	13	16
	Максимально	5,8	6,4	9,8	13,1	13,6	19,2	14	17
	В среднем	2,7	3,5	4,9	6,5	8,0	10,6	—	—
3	Лозовский жесткий								
	Минимально	0,9	1,0	1,7	2,2	2,2	3,8	13	16
	Максимально	1,9	3,9	3,9	4,9	8,4	9,4	14	17
	В среднем	1,4	2,2	2,8	3,6	4,9	6,0	—	—
4	Лозовский песчаник								
	Минимально	1,0	—	3,4	2,6	—	7,4	13	16
	Максимально	3,4	—	4,6	8,0	—	9,3	14	17
	В среднем	2,8	3,5	3,8	6,4	7,2	8,2	—	—
5	Лозовский плотный (аморфный)								
	Минимально	0,5	2,9	—	1,3	6,3	—	13	—
	Максимально	2,9	4,3	2,8	7,0	9,2	6,4	14	17
	В среднем	0,9	3,6	—	2,3	8,0	—	—	—
6	Лозовский мягкий								
	Минимально	4,2	5,8	5,6	9,8	11,1	12,0	13	16
	Максимально	7,9	8,2	9,7	17,2	17,7	18,4	14	17
	В среднем	5,8	7,1	7,9	12,4	14,8	16,1	—	—
7	Петровский полужесткий								
	Минимально	0,2	1,4	1,6	0,5	3,6	3,7	13	16
	Максимально	4,7	5,2	5,7	11,5	11,9	11,9	14	18
	В среднем	1,5	2,9	3,0	3,6	7,0	7,4	—	—
8	Михайловский мягкий								
	Минимально	5,4	—	—	—	—	—	—	—
	Максимально	13,5	12,1	16,6	26,3	23,2	28,1	13	16
	В среднем	7,5	—	—	—	—	—	—	—
9	Ясиноватский рыхлый песчаник								
	Минимально	2,3	—	7,1	5,6	—	14,3	2	17
	Максимально	6,9	—	10,6	15,1	—	19,2	—	17
	В среднем	5,2	—	9,3	11,6	—	18,1	—	17
10	Тарасовский								
	Минимально	1,1	2,8	6,2	2,4	6,4	12,1	13	16
	Максимально	4,9	9,6	17,1	10,9	18,6	28,2	15	18
	В среднем	2,6	5,5	11,0	5,9	11,6	20,1	—	—
	Средние показатели по обычным (применяемым на заводе) кварцитам								
	Жесткие (в том числе полужесткие и плотные)	1,8	3,0	3,4	4,3	6,8	7,6	—	—
	Мягкие (в том числе рыхлые песчаники)	6,2	9,6	11,3	16,8	19,5	20,8	—	—

Примечание. Некоторые образцы обжигались в газокамерной печи системы Мендгейма с односторонним пламенем возле горелок, где температура доходит до S. K. № 19 (1520° C).



Фиг. 1. Тарасовский кварцит до обжига. Увелич. 80. Николи параллельные



Фиг. 2. Тарасовский кварцит до обжига. Увелич. 80. Николи скрещенные

имеет волнистое угасание. Несколько слов—о последнем свойстве некоторых кварцитов.

Как известно, волнистое угасание встречается в кристаллах, где имел место последующий их рост за счет кремнезема связующей массы (цементита). Это объясняется различной оптической ориентировкой первоначального зерна и наращенной части.

Некоторые исследователи, в том числе и Эндель, утверждают, что волнистое угасание зерен кварцита характеризует его как непригодный, так как

наращивание кристаллов за счет цементной массы увеличивает их размеры и понижает скорость перерождения.

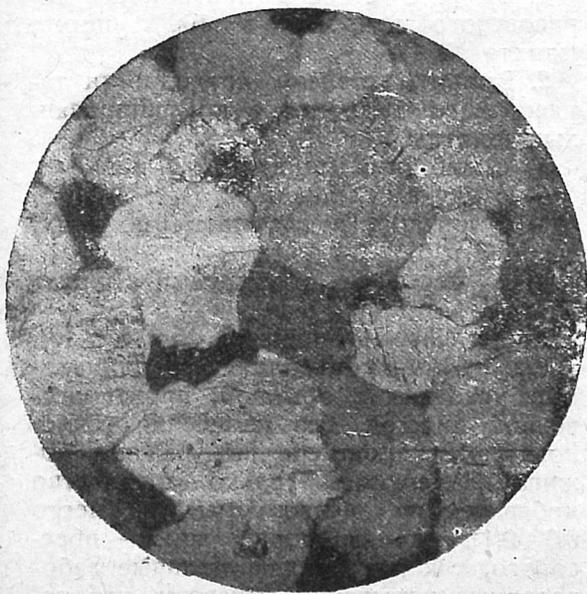
Инж. П. И. Юдинсон (журнал «Минеральное сырье» № 10 за 1929 г.) утверждает противоположное, а именно: наличие зерен с волнистым угасанием характеризует кварцит как высокосортный, на основании чего он считает курские сливные песчаники, где им было обнаружено значительное количество зерен с волнистым угасанием, высокосортным сырьем для производства динаса.

Мы считаем, что наличие зерен с волнистым угасанием не говорит ни за ни против пригодности кварцита.

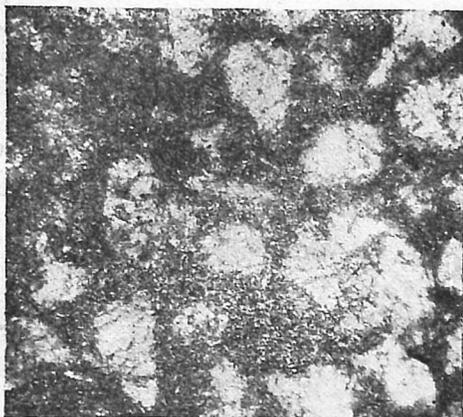
Встречаются кварциты, зарекомендовавшие себя как высокосортные, в то время как в некоторых из них встречаются зерна с волнистым угасанием, а в других совершенно они отсутствуют, так что волнистое угасание или отсутствие такового не являются признаком высокосортности или, наоборот, низкосортности кварцита. На фиг. 1 дана микрофотография шлифа тарасовского кварцита при параллельных николях, а на фиг. 2 — тот же шлиф при скрещенных николях. На фиг. 3 дана микрофотография курского сливного песчаника (при скрещенных николях).

После обжига (при S. К. № 17—18) почти весь кварц превратился в стекловидную массу. В местах, пропитанных окислами железа, образовались мелкие иголки тридимита.

Перерождение кварца высокое. При параллельных николях различимы по-



Фиг. 3. Курский песчаник (сливной) до обжига. Увелич. 80. Николи скрещенные



Фиг. 4. Тарасовский кварцит после обжига при С. К. № 16. Удельный вес 2,36. Увелич. 80. Никколи параллельные

лупрозрачные зерна бывшего кварца и непрозрачный цемент—около 20%.

Такова микроструктура всех исследованных нами образцов после обжига, только в некоторых из них имеется в большем и меньшем количестве (что зависит от температуры обжига) остаток кварца. Последний и после обжига сохранил мозаичность (при скрещенных николях).

Характерно то, что образцы, обжигавшиеся при С. К. № 12 (в шамотной печи), почти не изменились, и микроструктура их после этого почти такая же, как до обжига.

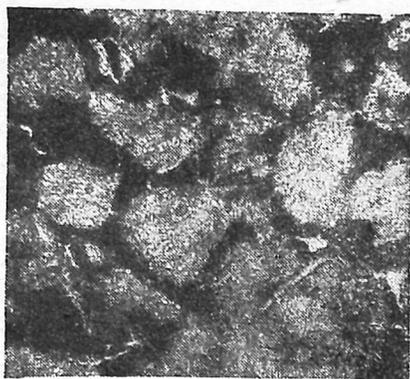
На фиг. 4 и 5 даны микрофотографии обожженных образцов тарасовского кварцита при параллельных николях.

На основании результатов исследования можно сделать следующее заключение.

Тарасовский кварцит сохранил свойства как кристаллического кварцита, (так называемого сливного песчаника—внешний вид до обжига, химический состав и характер кварцевых зерен под микроскопом), так и несколько полужесткого цементного кварцита (пористость до обжига и содержание цемента); по скорости перерождения он не уступает наиболее быстро перерождающимся (мягким, аморфным) кварцитам.

По удельному весу до обжига он не имеет себе подобных и является аномальным.

Таким образом он не подходит ни под одну из известных на сегодня ка-



Фиг. 5. Тарасовский кварцит после обжига при С. К. № 17 Удельный вес 2,30

тегорий кварцитов. Его поэтому следует выделить в отдельную группу под названием «сливной цементный песчаник» типа тарасовского.

Изготовление пробных шихт с тарасовским кварцитом

После исследования кварцита мы приступили к изготовлению пробных шихт.

Всего нами изготовлено 10 шихт, в том числе для нормального (прессового)—7 и для фасонного (ручного)—3 шихты (табл. 7).

При составлении указанных шихт нами преследовались следующие задачи:

1. Выявить степень пригодности тарасовского кварцита в 100% шихте (шихта № 1).

2. Выявить степень пригодности тарасовского кварцита в комбинированных шихтах:

а) с жесткими (шихты № 2 и 3),

б) с мягкими (шихта № 7),

в) с мягкими и песчанистыми (шихты № 5 и 6),

г) с жесткими и мягкими (шихта № 4) и

д) для фасона (шихты № 8, 9 и 10).

Все пробы производились в одинаковых условиях с обычной, производственной шихтой, без изменения технологических процессов или режима обжига. Изменилось только количество добавляемого меляса (0,8% вместо 0,5—0,1), для некоторых шихт—прессового, так как предварительные лабораторные испытания показали, что тарасовский кварцит дает песчанистый порошок.

Таблица 7

Состав пробных шихт

Наименование и тип кварцита	Прессовые							Ручные		
	№ шихт									
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Тарасовский	100	50	50	30	50	40	50	20	30	40
Антоновский жесткий	—	50	—	—	—	—	—	—	—	—
Решетилковский жесткий	—	—	50	40	—	—	—	—	—	—
Лозовский (смесь жестких, мягких, песчаника и плотного, преобладают песчаники и мягкие кварциты)	—	—	—	30	50	20	—	—	40	30
Ясиноватский мягкий песчаник	—	—	—	—	—	40	—	—	—	—
Михайловский мягкий	—	—	—	—	—	—	50	—	—	—
Петровский полужесткий	—	—	—	—	—	—	—	50	—	—
Динас. бой обожженный	—	—	—	—	—	—	—	30	30	30

Дробление, помол и заготовка шихты

Кварциты со склада подвозились по вагонолейке на опрокидывающихся узкоколейках к дробилке системы Блекка. Подача кварцита в дробилку — ручная.

Производительность дробилки в зависимости от типа кварцита колеблется от 12 до 20 т/час. Наиболее трудно дробится антоновский кварцит; затем идут по твердости: лозовский жесткий, кулешевский, петровский, лозовский твердый (аморфный), лозовский песчаник, ясиноватский и, наконец, лозовский мягкий и Михайловский.

Производительность дробилки для последних двух доходит до 20 т/час.

Что касается тарасовского, то он сравнительно легко поддается дроблению, несмотря на его кажущуюся (по внешнему виду) твердость обычных сливных песчаников. Он по своему характеру дробления приближается к лозовскому песчанику и даже к ясиноватскому. Но в отличие от последних двух тарасовский кварцит обеспечивает более подходящий гранулометрический состав по содержанию (как в порошке, так и в готовой шихте) крупных фракций.

Дробленный кварцит подается ковшевым элеватором на ленточный транспортер, откуда поступает в бегуны сухого помола системы «Бергер» производительностью в 3—5 т/час, что также зависит от твердости кварцита. Порошок после бегунов сухого помола поступает на бегуны мокрого помола системы «Бергер», куда добавляется известковое молоко; к послед-

нему (для прессовой шихты) добавляется и меляс.

Производительность бегунов мокрого помола для ручной шихты 10—12 т, а для прессовой шихты—15—18 т в смену—7 час.

Ниже (при описании характеристики каждой шихты) приводим гранулометрический состав порошка и шихты для каждой пробы.

Для сравнения приводим здесь гранулометрический состав порошка и шихты для обычной шихты (средние за месяц) (табл. 8).

Таблица 8

Гранулометрический состав в %

	Для нормального		Для ручного (фасонного)	
	порошок	шихта	порошок	шихта
0 — 0,6 мм	42,7	58,0	41,7	61,5
0,6—1 »	14,2	10,6	14,9	10,8
1 — 3 »	33,0	24,2	34,8	23,0
3 — 4 »	9,9	7,2	8,6	4,7
Выше 4	0,0	0,0	0,0	0,0

Сравнивая эти данные с данными по шихте № 1, видим, что тарасовский кварцит дает большее количество фракций 0—0,6 мм в порошке и вместе с тем меньше их в шихте, т. е. домол (на мокрых бегунах), равный всего 16,3%, значительно меньше, чем для обычной шихты, который равен 36% для нормального и 47% для ручного домол. Такой низкий процент домол

объясняется песчанистым характером тарасовского кварцита.

Шихты же № 2 и 3, содержащие 50% жестких, дают почти такой же гранулометрический состав (порошка и шихты), как заводская.

Большое количество мелких фракций в порошке, как следовало ожидать, дают также пробы с содержанием мягких и песчанистых кварцитов (№ 4, 5, 6 и 7).

Прессовка и формовка обжига

Благодаря песчанистому характеру тарасовского кварцита пришлось немного увеличить количество меляса для большинства шихт, т. е. вместо 0,5—0,6% давать 0,8%.

Однако некоторые шихты (см. ниже), особенно № 1, прессовались плохо и давали много брака.

Шихты же, в которые входит более жесткого и мягкий кварцит, ведут себя как производственная шихта.

Шихты с песчаниками (пробы № 5 и 6) значительно хуже прессуются, и для них требуется повышенное количество меляса, а также несколько более продолжительная проработка на мокрых бегунах: 15—18 мин. вместо 10—12 для обычной шихты.

Что касается ручной формовки, то с введением тарасовского замечается значительное уменьшение перебоев в сравнении с обычной шихтой, а также уменьшение так называемой физической усадки (или «посадки») в свежесформованных изделиях, причем с введением также мягкого последние свойства несколько ухудшаются.

Сушка сырца производилась для нормального в калориферной сушилке и для ручной на подовой сушилке. Сушка проб ничем не отличалась от обычного сырца.

Обжиг

Обжиг проб производился вместе с обычным фабрикатом в печах системы «Бурри».

О результате той или иной пробы мы судили не по абсолютным данным, а сравнивали в каждом случае с обычным фабрикатом, который обжигался вместе с пробным.

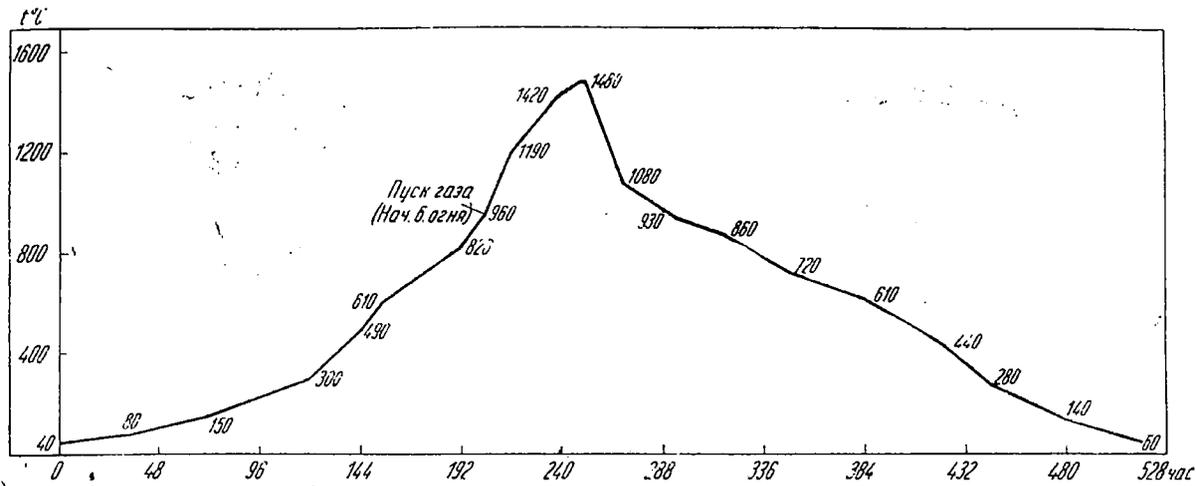
Печь системы «Бурри» — газокамерная, непрерывно действующая — представляет собой замкнутый прямоугольник, разделенный идущим по середине коридором на две половины по 15 камер в каждой. Объем камеры—29 (печь № 4) и 34,5 м³ (печь № 5); полезная емкость соответственно—27 и 31 т.

В каждой камере десять горелок, по пять с каждой стороны и шесть воздушников, по три с каждой стороны. Газы отходят через отверстия (7 отверстий), находящиеся по середине пода (они расположены параллельно горелкам), под которым находятся подовые каналы, через которые газы отходят в следующую камеру. Садка кирпича распределяется на так называемые «елки», между которыми оставляются зазоры в 60—70 мм.

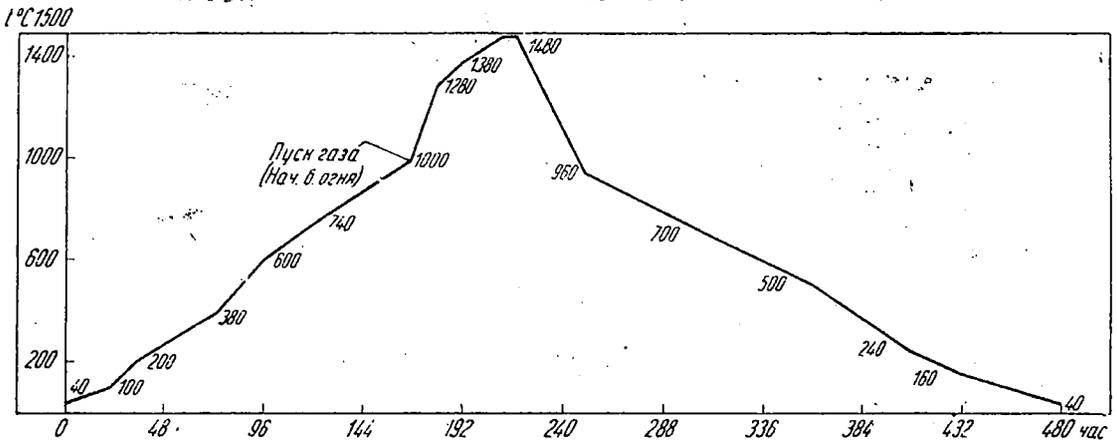
Первая и последняя елки укладываются на 300 мм от горелок.

Между кирпичами в самой елке также оставляются зазоры, причем последние постепенно суживаются кверху и составляют внизу 40—50 мм, а вверху 5—10 мм. Благодаря такой укладке кирпича достигается сравнительно равномерное распределение газа по всей камере и обеспечивается нормальная тяга. Возле горелок первая и последняя елки укладываются из нормального кирпича, служащего как бы ограждением от острого пламени. Нижние ряды (4—5) всех остальных елок также укладываются из нормального кирпича, затем лишь укладывается фасонный кирпич, который под сводом прикрывается нормальным кирпичом. По окончании погрузки закладывают кирпичами ходок (двумя рядами), тщательно замазывают и включают камеру на малый огонь. Печь работает на два огня. Всего на малом огне (подготовка)—четыре камеры, на большом—одна камера, на охлаждении — шесть, на выгрузке, нагрузке и ремонте — четыре камеры.

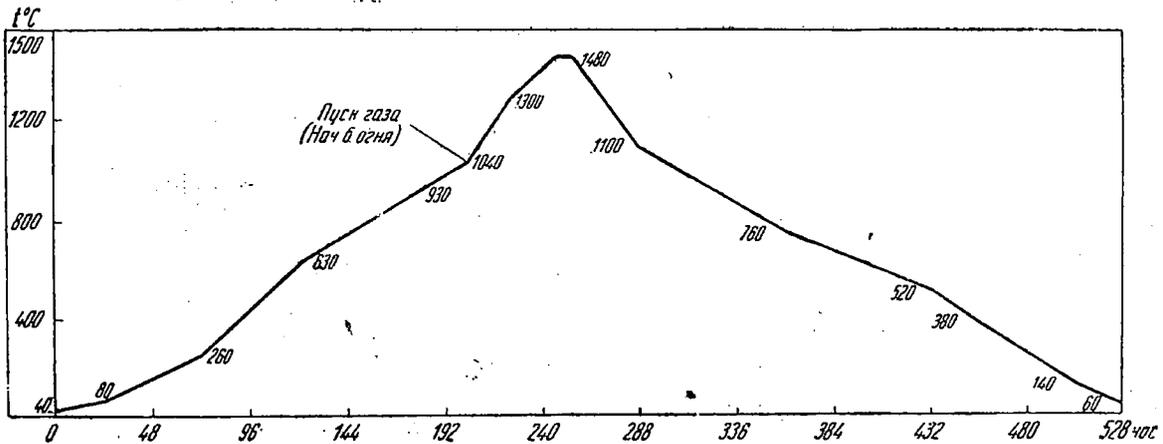
Включение камеры на малый огонь достигается путем установки так называемого железного «аппарата», соединяющего люк, находящийся в своде камеры, с противоположным люком в дымовом канале (боров), расположенном наверху печи параллельно всем камерам.



Фиг. 6. Кривая № 1 обжига динаса из тарасовского кварцита, шихты № 3 и 9. Подготовка 204 час. Большой огонь 48 час. Охлаждение 264 час. Испытания производились с 2/II по 24/II 1935 г.



Фиг. 7. Кривая № 2 обжига динаса из тарасовских кварцитов. Печь № 4 сист. Бурри. Кам. № 6. Подготовка 167 час. Большой огонь 49 час. Охлаждение 234 час. Шихта: тарасовский — 30%, кулишевский — 40%, лозовский — 30%



Фиг. 8. Кривая № 3 обжига шихты № 7 в печи сист. Бурри. Подготовка 204 час. Большой огонь 50 час. Охлаждение 274 час.

Благодаря этому отходящие газы из камеры большого огня, омывающие садку предыдущих трех камер (после камеры большого огня), поступают через подовые каналы последних в воздушники свеженагруженной камеры.

По достижении в камере температуры в $900-1100^{\circ}\text{C}$ (что зависит от окончания обжига в предыдущей камере) она переводится на большой огонь, т. е. начинают пускать газ. Продукты горения из камеры большого огня уходят через подовые отверстия в подовые каналы, откуда поступают через воздушники и следующие четы-

ре камеры, находящиеся на малом огне (подготовке), а из четвертой и частичной из третьей камер через верхние люки в своде камеры и через дымовой канал, расположенный на верху печи; продукты горения отсасываются эксгаустором наружу (в атмосферу). При помощи шибера регистра регулируется тяга в камере большого огня, которая у ходка должна быть 1—2 мм вод. ст.

Режим обжига для проб № 3, 4, 7 и 9 см кривые обжига (фиг. 6, 7 и 8) и № 3.

(Продолжение см. в № 12)

Библиография

Библиотека ИМС

(Продолжение)

Хром Chrome

176. Déribéré M. Le chrome, ses minerais, son industrie.

Хром, хромовые руды и хромовая промышленность.

Sci. et Ind. (métaux), 1934, № 250, pp. 309—319.
Анн., Rev. Géol., 1933—1934, v. 14, fsc. 11, p. 617.

Эвклаз Euclase

177. Spencer L. J. Beryllium minerals (euclase and phenakite) from Africa.

Бериллиевые минералы (эвклаз и фенакит) из Африки.

Miner Magz., 1934, v. 23, № 146, pp. 616—623.

Эклогиты Eklogite

178. Wiesender H. Zur Kenntnis der alpinen Eklogite.

К познанию альпийских эклогитов.

Ztschr. Kristall. B, 1934, Bd. 45, H. 5/6; Mitt. Wiener miner. Gesell. 1934, № 99, S. 469—471.

Эпидидимит Epididymite

179. Ito I. The structure of epididymite (H. Na Be Si₂O₈).

Структура эпидидимита.

Ztschr. Kristall. A, 1934, Bd. 88, S. 142—149.
Реф., N. J. 1934, 1, H. 5, S. 401.

Эпидиорит Epidiorite

180. Wisemann John D. H. On an ultrabasic epidiorite from St. Catherine's Loch Fyne.

Об ультраосновном эпидиорите из Лох Файн. Geol. Magaz., 1934, № 843, p. 425—27.

Яшма Jasper

181. Myers Philip B. The origin of jaspers in Lehigh and Northampton counties, Pennsylvania.

Генезис яшмы в Пенсильвании.

Pt. Penn. Acad. Sci., 1934, v. 8, pp. 87—92.

Анн., Rev. Geol., 1934, v. 14, fsc. 10, p. 514.

Горная промышленность и минеральные ресурсы

Mining industry and mineral resources

Алмаз Diamond

182. The position of the diamond industry.

Алмазная промышленность.

S. Afr. Min. & Eng. J. 1934, v. 45, pl. I, № 2179, pp. 371—372.

Графит Graphite

183. Sauffrignon, René. Le graphite Etude économique.

Графит. Экономическое исследование.

Paris, Verl. Mines, carrières, 1933. 58 pp.

Реф.: Geol. Rund. 1934, Bd. 25, H. 1, S. 77.

Кианит Kyanite

184. Mattson, V. L. Progress in the commercial development of kyanite in the South Atlantic states.

Развитие кианитовой промышленности в Южно-Атлантических штатах.

Bull. Amer. Ceram. Soc. 1934, v. 13, № 9, pp. 226—228.

185. Richard, W. Discussion of «Progress in the commercial development of kyanite in the South Atlantic states».

Дискуссия о развитии кианитовой промышленности в южно-атлантических штатах.

Bull. Amer. Ceram. Soc. 1934, v. 13, № 12, p. 352.

Изверженные породы Igneous rocks

186. Motschmann, H. and Motschmann, E. Zur Rohstofffrage. — Deutsche Eruptivgesteine als Rohstoffe unserer Silikatindustrien.

Вопросы сырья. — Изверженные породы Германии, как минеральное сырье для силикатной промышленности.

Keram. Rund. 1934, № 31, S. 379—382, № 32, S. 395—397, № 33, S. 409—410.

Строительные камни Building stones

187. Bowles, Oliver. The stone industries. — Промышленность камня.

New York, McGraw Hill Book Co., 1934, 519 p. Реф.: Econ. Geol. 1935, v. 30, № 2, p. 199.

Технология минерального сырья Mineral technology

Асбест Asbestos

188. Ross, J. G. Processing Canadian asbestos. Добыча и обработка асбеста в Канаде. Eng. & Min. JI. 1934, № 12, pp. 563—565.

Базальт Basalt

См.: 191. See: 191.

Бериллий Beryllium

189. Vogel, F. Die Verfahren der Berylliumgewinnung unter Berücksichtigung der Verbreitung des Elements.

Методы получения бериллия на основе распространенности этого элемента.

Ztschr. prakt. Geol. 1934, № 8, S. 120—124.

Глины Clays

190. Funk, W. Zur Frage der bevorzugten Verwendung einheimischer Tone und Kaoline in der keramischen Industrie.

К вопросу преимущественного применения местных глин и каолинов в керамической промышленности.

Naturwiss. 1934, Bd. 22, S. 570.

Реф.: N. J. 1934, 11, N. 6, S. 933—34.

Гранит Granite

191. Lubke, Hans. Granit- und Basaltmehl. Ihre Bindfähigkeit und Eignung für den Strassenbau.

Гранитовая и базальтовая мука. Способность связывания и применение в дорожном деле.

Steinind., 1934, № 17, S. 240—242; № 20, S. 287—288; № 21, S. 300—302; № 22, S. 315—316; № 23, S. 330—331; № 24, S. 343—344.

Драгоценные камни Precious stones

192. Knapp, Arthur. New gem polishing technique.

Новое в технике полирования драгоценных камней.

Rocks & Miner. 1934, v. 9, № 8, pp. 120—121.

Каменная соль Rock salt

193. Hopning, V. Aufbereitung des Steinsalzes durch Schmelzen.

Обогащение каменной соли посредством плавления.

Kali, 1934, Jhrg. 28, N. 14, S. 176—178; N. 15, S. 191—192.

Камень Stone

194. Grupp, Carl. Maschinelle Steinbearbeitung.

Механическая обработка камня.

Steinind. 1934, № 15, S. 210—213.

Кварц Quartz

195. Dustless quartz crushing and screening operation.

Беспыльное дробление и грохочение кварца. Rock Prod. 1934, v. 37, № 10, pp. 38—44.

Криолит Cryolite

196. Schranz, H. and Klose, J. Process for working up cryolite.

Процесс обработки криолита. U. S. Pat. 1, 966, 649, July 17, 1934.

Реф.: JI. Amer. Ceram. Soc., 1934, v. 17, № 10, p. 273.

Кровельный сланец Slate

197. Stöckle, Kurt. Technische Eigenschaften von Dachschiefer und ihre Ermittlung unter besonderer Berücksichtigung der Wetterbeständigkeitsfrage.

Технические свойства кровельного сланца и их исследование в частности в отношении его устойчивости к атмосферным влияниям.

Ztschr. Deutsch. Geol. Gesell. 1934, Bd. 86, N. 1, S. 7—18.

Магнезит Magnesite

198. Mitra, H. K. The manufacture of refractories from Indian magnesite.

Производство огнеупоров из индийского магнезита.

Quart. JI. Geol. min. a. Met. Soc. India, 1934, v. 6, № 1, pp. 19—25.

Пепел, вулканический Ash, volcanic

199. Worcester, W. G. Investigations concerning the use of volcanic ash in the field of ceramics.

Исследования с целью выяснения возможности применения вулканического пепла в области керамики.

Jl. Cap. Ceram. Soc. 1934, v. 3, pp. 48—59.

Анн.: Jl. Amer. Ceram. Soc. 1934, v. 17, № 10; Ceram. Abstr. v. 13, № 10, p. 272.

Песок, кварцевый Quartz, sand

200. Granigg, B. Physical improvement of quartz sand containing iron.

Улучшение качества кварцевого песка, содержащего железо.

Sprechsaal, 1934, Bd. 67 (32), S. 479—80.

Анн.: Jl. Amer. Ceram. Soc. 1935, v. 18, № 2; Ceram. Abstr. v. 14, № 2, p. 49.

Полевой шпат Feldspar

201. Weis, T. H. Modern processing of feldspar.

Новейшие методы получения полевого шпата. Ind. & Eng. Chem. 1934, v. 26, № 9, pp. 915—917.

См. также 203. See also 203.

Силлиманит Sillimanite

202. Rebuffat, O. Refractoriness of sillimanite. Огнеупорность силлиманита. *Glorn. chim. ind. applicata*, 1934, v. 16 (7), pp. 334—35.
 Анн.: *Jl. Amer. Ceram. Soc.* 1935, v. 18, № 1; *Ceram. Abstr.* v. 14, № 1, p. 16.

Слюда Mica

203. Gerth, G. and Ziergiebel, H. Mica-feldspar separation by flotation. Отделение слюды от полевого шпата посредством флотации. *Ztschr. Ver. deut. Ing.* 1934, Bd. 78, (36), S. 1064.
 Анн.: *Jl. Amer. Ceram. Soc.* 1935, v. 18, № 1; *Ceram. Abstr.* v. 14, № 1, p. 25.
204. La poudre de mica dans la décoration des matières plastiques. Слюданой порошок как украшение пластических материалов. *Rev. gén. des matières plast.* 1934, t. 10, № 3, pp. 115—117.
 Анн.: *Rev. Géol.* 1934, v. 14, fasc. 10, p. 576.

Титановые белила Titanium White

205. Comings, Ralph J. Zur Herstellung von Titanweiss. Производство титановых белил. «Metallhörse», 1934, № 97, S. 1545; № 99, S. 1577—78.

Методы исследования, испытания и проч. Research and testing methods, etc.

206. Amringe, E. V. van. The determination of igneous rocks. Определение изверженных горных пород. *Bull. Min. Soc. Southern California*, 1934, v. 3, pp. 21—23.
 Реф.: *Rev. Géol.* 1935, v. 15, fasc. 1—2, p. 6.
207. Anderson, B. W. The refractometer and other refractive index methods. Определение показателей преломления при помощи рефрактометра и другими методами. *Gemologist*, 1934, v. 3, pp. 216—222.
 Анн.: *Miner. Magaz.* 1934, v. 23, № 146; *Miner. Abstr.*, v. 5, № 11, p. 503.
208. Barrett, R. L. A comparison of ultra-violet sources for producing fluorescence in minerals. Сравнение свойств источников ультрафиолетового света, дающего флюоресценцию в минералах. *Amer. Miner.* 1934, v. 19, № 12, pp. 578—585.
209. Basset, James. Essais d'obtention sous très haute pression de carbone cristallisé. Опыты получения кристаллического углерода под высоким давлением. *Compt. Rend. Acad. Paris*, 1934, v. 199, pp. 144—146.
 Реф.: *Miner. Magaz.* 1935, v. 24, № 148; *Miner. Abstr.* v. 6, № 1, p. 7.
210. Berck, M. Die Anisotropieeffekte zwischen gekreuzten Nicols im Auflicht. Явления анизотропии между двумя скрещенными николями в отраженном свете. *Ztschr. Kristall.* 1934, Bd. 89, H. 2, S. 125—143.

211. Bergmann, P. Water content and distribution of grain size in foundry sands (raw, molding and core sands).

- Содержание воды и распределение величины зерна в формовочных песках (сырой формовочный и шишельный песок). *Glosserei*, 1934, Bd. 21 (33—34), S. 350—52.
 Анн.: *Jl. Amer. Ceram. Soc.* 1935, v. 18, № 1; *Ceram. Abstr.* v. 14, № 1, p. 24.

212. Bernal, J. D. and Crowfoot, D. Use of the centrifuge in determining the density of small crystals.

- Применение центрифуги для определения плотности небольших кристаллов. *Nature (London)*, 1934, v. 134, № 3395, pp. 809—810.

213. Bouchard, Jean. Influence de la viscosité sur la décroissance du pouvoir fluorescent des solutions de certaines matières colorantes en fonction de la concentration.

- Влияние вязкости на уменьшение флюоресцирующей способности растворов некоторых красящих веществ в зависимости от их концентрации. *Compt. Rend. Acad. Paris*, 1934, t. 199, p. 143.
 Реф.: *N. J. A.* 1934, H. 6, S. 497—498.

214. Bragg, W. L. Exploration of the mineral world by X-rays.

- Исследование минералов при помощи рентгеновских лучей. *Nature (London)*, 1934, v. 134, № 338, pp. 401—404.
 Реф.: *Jl. Amer. Ceram. Soc.* 1935, v. 18, № 2; *Ceram. Abstr.* v. 14, № 1, pp. 48—49.

215. Bragg, W. Liquid crystals.

- Жидкие кристаллы. *Nature*, 1934, v. 133, p. 445—456.
 Реф.: *N. J. A.* 1934, H. 6, p. 522.

216. Brill, Rudolf. Ueber Teilchengrößenbestimmungen mit Elektronenstrahlen.

- Об определении величины частиц кристаллов при помощи электронных лучей. *Ztschr. Kristall. A*, 1934, Bd. 87, H. 3/4, S. 275—280.

217. Buerger, M. J. Lattice indices and transformations in the gnomonic projection.

- Индексы и преобразования решетки в гномонической проекции. *Amer. Miner.* 1934, v. 19, № 8, pp. 360—69.

218. Cavinato, A. L'uso del prisma per la determinazione degli indici principali di rifrazione nei cristalli. Nota II.

- Применение призмы для определения показателя преломления кристаллов. *Rend. R. Acc. naz. Linc. Roma*, 1934, v. 19, (6), S. 812—816.
 Реф.: *N. J.* 1935, H. 1, S. 23—24; *Phys. Ber.* 1935, H. 2, S. 179.

219. Curie, Maurice. Luminescence des corps solides.

- Люминесценция твердых тел. *Paris, Les Presses univ. de France*, 1934, 146 p.
 Реф.: *Phys. Ber.* 1935, H. 5, S. 453.

220. Curie, M. et Joliot, F. Sur la radioactivité du samarium.

О радиоактивности самария.

Compt. Rend. Acad. Paris, 1934, t. 198, p. 360.
Реф.: N. J. A. 1934, H. 6, S. 510.

221. Danckwortt, P. W. Luminescence analysis in filtered ultra-violet light. Auxiliary book in working with the analytical lamp.

Люминесцентный анализ в фильтрованном ультра-фиолетовом свете. Справочник для работы с аналитическими лампами.

3-d ed. Leipzig, Akademische Verlagsges., 1934, 190 pp.

Анн.: JI. Chem. Soc. 1934, v. 56, № 7, p. 1652.

222. Desch, Cecil H. The chemistry of solids. Химия твердых тел. Ithaca, New York, Cornell univ. press; London, Oxford univ. press, 1934, XI, 213 p. i 11.

Реф.: Econ. Geol. 1934, v. 29, № 7, p. 707; Miner. Magaz. 1935, v. 24, № 148; Miner. Abstr. v. 6, № 1, p. 1; JI. Amer. Ceram. Soc. 1935, v. 18, № 3; Ceram. Abstr. v. 14, № 3, p. 83.

223. Dreyfuss, M. Separating the clayey fraction of sedimentary rocks.

Отделение глинистой фракции в осадочных горных породах.

Compt. Rend. 1934, t. 199, № 26, pp. 1631—33.

Анн.: JI. Amer. Ceram. Soc. 1935, v. 18, № 4; Abstr. v. 14, № 4, p. 100.

224. Duch-Barnelin. Contribution à l'étude de la dureté des cristaux suivant les différentes directions de l'espace.

Исследование твердости кристаллов в различных направлениях.

Ztschr. Kristall. 1934, A, Bd. 88, H. 4, S. 323—325.

225. Dwyer, E. P. and Mellor, D. P. A X-ray study of opals.

Рентгенографическое исследование опалов.

Jl. Roy. Soc. New South Wales, 1934, v. 68, pp. 47—50.

Реф.: Miner. Magaz. 1935, v. 24, № 148; Miner. abstr. v. 6, № 1, p. 8—9.

226. Eckstein, H. und Fahrenhorst, W. Eine einfache Bestimmung der räumlichen Orientierung von Kristallen.

Простой способ определения пространственной ориентации кристаллов.

Ztschr. Kristall. A, 1934, Bd. 89, H. 5, S. 525—528.

227. Einführung in die Lehre von den Kolloiden. — Введение в учение о коллоидах. Unter Mitarbeit von H. Bechhold und and. Hrsg. von H. Bechhold. Bd. 8. 1934, 160 S. (Bd. 1 der Kolloidkurse d. Inst. f. Kolloidforschung, Frankfurt a. M.).

Реф.: N. J. A, 1934, H. 6, S. 527.

228. Emmons, R. C. and Williams, E. F. A high index refractometer.

Рефрактометр для определения высокого показателя преломления.

Jl. Sedim. Petrol. 1934, v. 4, № 1, pp. 32—35.

229. Fill, Richard. Ueber die Abhängigkeit der Wasseraufnahme natürlicher Gesteine von der Probekörpergröße.

О зависимости степени поглощения воды горными породами от величины образца.

Geol. u. Bauwesen, 1934, v. 6, № 3, S. 113—114.

230. Fill, Richard. Ueber eine neue Art der Wasseraufnahmebestimmung an natürlichen Gesteinen.

О новом методе определения поглощения воды горными породами.

Geol. u. Bauwesen, 1934, v. 6, № 3, S. 115—117.

231. Frondel. Some instances of incrustations selective upon crystals forms.

Случай селективного наслоения на кристаллах.

Amer. Mus. Novitates, 1934, № 695, 6 p.

Анн.: Miner. Magaz. 1934, v. 23, № 146; Miner. Abstr. 1934, v. 5, № 11, p. 493.

232. Goudefroy, C. La surface de biréfringence et la propriété singulière de certaines lames cristallines.

Поверхность двупреломления и необычное свойство некоторых кристаллических пластинок.

Compt. Rend. Acad. Paris, 1934, t. 199, № 16, pp. 731—734.

Анн.: Phys. Ber. 1935, H. 2, S. 178.

233. Haberlandt, H. Fluoreszenzanalyse von Mineralien.

Анализ и определение минералов на основе их флуоресценции.

Sitz. — Berl. Akad. Wiss. Wien. Math. — Naturwiss. Kl. Abt. 2 a, 1934, Bd. 143, S. 11—13.

Анн.: Miner. Magaz. 1934, v. 23, № 146; Miner. Abstr. v. 5, № 11, p. 506.

234. Haberlandt, H. und and. Synthese der grünen Tieftemperaturfluoreszenz des Fluorits.

Синтез зеленой флуоресценции флюорита при низкой температуре.

Mitt. d. Inst. f. Ra—Forsch. № 1, 331 a. Akad. Anzeiger № 1, Wien, 1934.

Реф.: N. J. A, 1934, H. 6, S. 505.

235. Hartshorne, N. H. and Stuart, A. Crystals and the polarising microscope. A handbook for chemists and others. With foreword by G. T. Morgan.

Кристаллы и поляризационный микроскоп. Руководство для химиков и др.

London, Arnold, 1934, VIII, 272 p. i 11.

Реф.: Miner. Magaz. 1935, v. 24, № 148; Miner. Abstr. v. 6, № 1, p. 2.

236. Hassel, O. Kristallchemie, Kristalloхимия. Dresden, Steinkopf, 1934, 114 S. (Wissenschaftliche Forschungsberichte. Bd. 33).

Анн.: Ztschr. Metalikunde, 1934, Bd. 26, № 8, S. 190.

237. Henderson, G. H. A quantitative study of pleochroic haloes. 1.

Количественное исследование плеохроичных оболочек. 1.

Proc. Roy. Soc. London, Ser. A, 1934, v. 145, pp. 563—581.

Реф.: Miner. Magaz. 1935, v. 24, № 148; Miner. Abstr. v. 6, № 1, p. 35.

238. Hevesy, G., Pahl, M. and Hosemann, R. Radioactivity of potassium.

Радиоактивность калия.

Nature (London), 1934, v. 134, № 3384, p. 377.

239. Himmelsbauer, A. Verführung einer neuen Ultraviolettlampe.
О новой ультрафиолетовой лампе.
Реф.: Ztschr. Kristall. B., 1934, Bd. 45, H. 5/6; Mitt. Wiener. miner. Gesell. 1934, № 99, S. 472.
240. Hodge, H. C. and McKay, J. «Microhardness» of minerals comprising the Moh's scale.
«Микротвердость» минералов по шкале Мооса.
Amer. Miner. 1934, v. 19, № 4, pp. 161—68.
Анн.: Jl. Amer. Ceram. Soc. 1934, v. 17, № 10; Ceram. Abstr. v. 13, № 10, p. 269; Miner. Magaz. 1934, v. 23, № 146; Miner. Abstr. v. 5, № 11, pp. 509.
241. Hoffmann, Jozef. Mineral coloration. Окраска минералов.
Ztschr. anorg. allgem. Chem. 1934, Bd. 219, H. 2, S. 197—202.
Анн.: Jl. Amer. Ceram. Soc. 1935, v. 18, № 1; Ceram. Abstr. v. 14, № 1, p. 23.
242. Hulubei, H. and Cauchois, Y. Nouvelle technique dans la spectrographie cristalline des rayons γ .
Новая техника в спектрографии γ -лучей.
Анн.: Miner. Magaz. 1935, v. 24, № 148; Miner. Abstr. v. 6, № 1, p. 36.
243. Hurgin, J. and Pisarenko, N. Optical constants of alkali metals.
Оптические константы щелочных металлов.
Nature (London), 1934, v. 133, № 3366, p. 690.
244. Immanuel, M. N. S. A determination of the radium content of some South African granites.
Определение содержания радия в некоторых гранитах Южной Африки.
Phil. Mag. 1934 (7) 17, № 115, pp. 1038—1047.
Анн.: Ztschr. Geophysik, 1934, H. 5/6, S. 118.
245. Kieselinger, A. Gesteinskundliche Untersuchungen an alten Grabsteinen.
Петрографические исследования старых надгробных плит.
Geol. u. Bauwesen, Bd. 6, Wien, 1934, 215.
Реф.: N. J. 1934, 11, H. 6, S. 928—29.
246. Klein, A. Suspension turbidimeter for determining specific surface of granular materials.
Аппарат для определения удельной поверхности зернистых материалов.
Proc. ASTM, 1934, v. 34, pt. 2, pp. 303—21.
Анн.: Jl. Amer. Ceram. Soc. 1935, v. 18, № 4; Abstr. v. 14, № 4, p. 98.
247. Korn, D. Zur Lagebestimmung opaker Minerale, die Spuren nach dem Oktaeder zeigen.
К определению положения непрозрачных минералов, обнаруживающих следы плоскости октаэдра.
Centralbl. Miner. etc. A, 1934, № 7, S. 193—199.
248. Ktuel, F. Ueber die Bildung von Chlorcalcium in den Laugen der Salzlagertstätten.
Об образовании хлористого кальция в рассолах соляных месторождений.
Kall, 1934, Jhrg. 28, H. 13, S. 161—165; H. 14, S. 173—176.
249. Kuhlwein, T. und and. Stand der mikroskopischen Kohlenuntersuchung.
Современное положение вопроса о микроскопическом исследовании угля.
Glückauf, 1934, № 34, S. 777 — 784, № 35, S. 805—810.
250. Lapp, G. W. Quantitative determination of air content in plastic clay or porous bodies.
Количественное определение содержания воздуха в пластической глине или пористых материалах.
Jl. Amer. Ceram. Soc., 1934, v. 17, № 7, pp. 204—08.
251. Leitmeier, H. und Feigl, F. Eine einfache Reaktion zur Unterscheidung von Calcit und Aragonit.
Простая реакция для распознавания кальцита и арагонита.
Ztschr. Kristall. B, 1934, Bd. 45, H. 5/6, S. 448—456.
252. Liebscher, Leopold. Ueber die Bestimmung des Raumgewichtes, der Wasseraufnahme und über die Färbeweisung an natürlichen Steinen.
Об определении объемного веса, поглощения воды и о колориметрических исследованиях естественных камней.
Geol. u. Bauwesen, 1934, v. 6, № 3, S. 104—112.
253. Lüdemann, K. Einiges über den Geologenkompas und seine Eignung zur Kluftrmessung.
Несколько слов о геологическом компасе и его применении для съемок рудных жил.
Ztschr. prakt. Geol., 1934, H. 4, SS. 53—7.
Библиография 40 назв.
254. Luycen, W. und Kraeber, L. Ueber magnetische Eigenschaften natürlicher und künstlicher Eisen-Sauerstoff-Verbindungen. T. I. Ueber magnetische Messungen an pulverförmigen Proben.
О магнитных свойствах естественных и искусственных соединений железа с кислородом Ч. I. О магнитных измерениях порошкообразных образцов.
Mitt. aus d. Kaiser-Wilhelm-Institut f. Eisenforsch. 1934, Bd. 16, S. 169—178.
Реф.: N. J. 1935, I, H. 1, S. 22.
255. Mathieu, M. J. Etude de la dispersion de biréfringence d'un échantillon de muscovite.
Исследование дисперсии двойного лучепреломления образца мусковита.
Bull. Soc. Franc. Minér. 1934, v. 57, № 3—6, pp. 223—240.
256. Matossi, F. and Brix, H. Die Temperaturabhängigkeit der Ultrarotabsorption von Kristallen. I. Beobachtungen an Flussspat und Kalkspat.
Зависимость абсорбции ультракрасных лучей кристаллов от температуры. I. Наблюдения над плавиковым шпатом и известковым шпатом.
Ztschr. Phys. 1934, Bd. 92, № 5/6, S. 303—311.
Реф.: Phys. Ber. 1935, H. 5, S. 454—55.
257. Melon, J. Essai de détermination des propriétés optique d'un minéral par la mesure, en lumière parallèle oblique, des retards en différents points d'une lame cristalline.
Определение оптических свойств минерала путем измерения двупреломления в различных направлениях по отношению к плоскости кристалла.
Ann. (Mem.) Soc. Geol. Belgtque. 1934, v. 57, pp. mI-m108.
Анн. Miner. Magaz. 1934, v. 23, № 146; Miner. Abstr. v. 5, № 11, p. 501.

258. Mylius, Werner. Time-saving method for determining boric acid in arsenic free borosilicates.
Быстрый метод определения борной кислоты в свободных от мышьяка боросиликатах.
Chem. Ztg. 1934, Bd. 57, № 18, S. 173—75; № 20, S. 194—95.
Реф.: Jl. Amer. Ceram. Soc. 1935, v. 18, № 1; Ceram. Abstr. v. 14, № 1, p. 23.
259. Niggli, P. Ideal- und Realkristalle. Идеальный и реальный кристаллы.
Ztschr. Kristall. A, 1934, Bd. 89, № 3/4, S. 93—194.
260. Orowan, E. Die mechanischen Festigkeitseigenschaften und die Realstruktur der Kristalle. Механические свойства и реальная структура кристаллов.
Ztschr. Kristall. A, 1934, Bd. 89, № 3/4, S. 327—343.
261. Parapetru, A. Heat conduction in crystals. Теплопроводность кристаллов.
Physik. Ztschr. 1934, Bd. 35 (13), S. 527—28.
Анн.: Jl. Amer. Ceram. Soc. 1935, v. 18, № 1; Ceram. Abstr. v. 14, № 1, p. 22.
262. Parsons, A. L. A simple and inexpensive projection sheet for gnomonic and stereographic projections. Простой и дешевый проекционный лист для гномонической и стереографической проекций.
Amer. Miner. 1934, v. 19, № 7, pp. 340—42.
263. Partridge, F. C. The identification of kimberlite and kimberlite minerals by spectroscopic and other methods. Определение кимберлита и его минералов путем спектроскопических и других методов.
Trans. Geol. Soc. S. Africa, 1934, v. 37, pp. 205—212.
264. Philipps, F. C. Some relationships between reflectivities of sulphide ore minerals. Соотношение между способностью отражения в минералах сульфидных руд.
Miner. Magaz. 1933, v. 23, № 143, pp. 458—462.
Реф.: N. J. 1934, 1, H. 5, S. 472.
265. Piégar, J. Application de la méthode desannelures à la mesure du retard d'une lame cristalline dont la biréfringence présente une dispersion. Применение метода интерференционных полос для измерения разности хода в кристаллической пластинке, обладающей дисперсией двойного лучепреломления.
Ztschr. Kristall. A, 1934, Bd. 89, H. I, S. 24—31.
266. Rienäcker, G. und Schiff, W. Qualitative Analyse kleiner Mineralmengen. Качественный анализ небольших количеств минерала.
Centralbl. Miner., A, 1934, № 2, SS. 56—60.
Библиография
267. Rogers, Austin F. A model for biaxial crystals. Модель для изучения двуосных кристаллов.
Amer. Miner. 1934, v. 19, № 5, pp. 206—208.
268. Rose H. und Ehringhaus, A. Thermostaten für thermisch-optische Untersuchungen mit dem Reflexionsgoniometer. Термостаты для термо-оптических исследований с отражательным гониометром.
Abdr. aus Fortschr. Miner. Krist., 1934, Bd. 18, SS. 69—110.
269. Royer, L. Des matières étrangères qui, ajoutées à l'eau mère d'une solution, sont susceptibles de modifier le facies des cristaux du corps dissous. Посторонние вещества, которые будучи добавлены в маточный раствор влияют на форму кристаллов, растворенных в нем веществ.
Compt. Rend. Acad. Paris, 1934, t. 198, pp. 185—187.
Анн.: Miner. Magaz., 1934, v. 23, № 146; Miner. Abstr. v. 5, № 11, p. 495.
270. Royer, L. Etude expérimentale sur la modification du facies de cristaux qui prennent naissance dans une solution contenant certaines matières étrangères. Экспериментальное изучение модификации плоскостей кристаллов, образующихся в растворе содержащем некоторые посторонние вещества.
Compt. Rend. Acad. Paris, 1934, t. 198, pp. 585—587.
Анн.: Miner. Magaz. 1934, v. 23, № 146; Miner. Abstr. v. 5, № 11, p. 496.
271. Royer, L. Observations au sujet des substances qui modifient le facies des cristaux se déposant à partir d'une solution. Исследование веществ видоизменяющих плоскости кристаллов, отлагающихся из раствора.
Compt. Rend. Acad. Paris, 1934, t. 198, pp. 949—951.
Анн.: Miner. Magaz. 1934, v. 23, № 146; Miner. Abstr. v. 5, № 11, p. 496.
272. Schlesinger, Max. Die Verwendung von Becherzentrifugen zur Bestimmung der Teilchengrößen in kolloiden Lösungen. Применение ковшевой центрифуги для определения величины частиц в коллоидных растворах.
Kolloid-Ztschr. 1934, Bd. 67, S. 135—142.
Реф.: N. J. 1934, 11, H. 6, S. 845.
273. Schneiderhöhn, H. und Ramdohr, P. Lehrbuch der Erzmikroskopie. Bd. I. Heft I. Пособие по микроскопическому исследованию руд.
Berlin, Borntraeger, 1934, 312 S.
Реф.: Ztschr. prakt. Geol. 1934, H. 7, S. 110—11.
274. Schubnikow, A. Selbstschreibendes Pendelsklerometer. Самопишущий маятниковый склерометр.
Ztschr. Kristall. A, 1934, Bd. 87, H. 6, S. 499—502.
275. Shaw, A. Detection of free silica in rocks. Определение свободного кремнезема в горных породах.
Analyst, 1934, v. 59, pp. 446—61.
Анн.: Jl. Amer. Ceram. Soc. 1935, v. 18, № 2; Ceram. Abstr. v. 14, № 2, p. 53.
276. Soller, W. Logical symbols for point symmetry groups. Новые символы для обозначения групп осей симметрии в кристаллографии.
Amer. Miner. 1934, v. 19, № 9, pp. 412—420.

277. Steele, J. G. and Bradfield, Richard. Size distribution in the clay fraction.
Распределение величины частиц в глинистой фракции.
Amer. Soil Survey Assn. Rept. 14th ann. meeting, Bull. 15, 1934, pp. 88—93.
Анн.: Jl. Amer. Ceram. Soc. 1935, v. 18, № 1; Ceram. Abstr. v. 14, № 1, p. 21.
278. Tammann, G. and Moritz, G. Die Dichteabnahme des Quarzes beim Reiben.
Уменьшение плотности кварца при трении.
Ztschr. anorg. allgem. Chem. 1934, Bd. 218, S. 267—272.
279. Тапанаяев, I. Methods for determining fluorine in fluorspar.
Методы определения фтора в плавиковом шпате.
Ztschr. anal. Chem., 1934, Bd. 99, H. 1 — 2, S. 21—26.
Анн.: Jl. Amer. Ceram. Soc., 1935, v. 18, № 3; Ceram. Abstr. v. 14, № 3, p. 82—3.
280. Taylor, G. J. A theory of the plasticity of crystals.
Теория пластичности кристаллов.
Ztschr. Kristall. A, 1934, Bd. 89, № 3/4, S. 375—385.
281. Terpstra, T. and Weerden, W. J. van. Graphical methods for the determination of reticular densities and lattice parameters.
Графические методы определения плотности сетки и параметров решетки.
Amer. Miner. 1934, v. 19, № 11, pp. 531—545.
282. Thornton, W. M. et Lewis, M. M. Photographie de minéraux fluorescents.
Фотография флуоресцирующих минералов.
Bull. Soc. Franc. Minér. 1934, t. 5—7, № 7—8, pp. 268—269.
283. Tongeren, W. van, Method of determination of alkalis in rocks according to the J. Lawrence Smith method.
Определение щелочей в горных породах по методу Смита.
Ztschr. anorg. allgem. Chem., 1934, Bd. 218, H. 3, S. 252.
Анн.: Jl. Amer. Ceram. Soc. 1935, v. 18, № 1; Ceram. Abstr. v. 14, № 1, S. p. 23.
284. Traxler, R. N. and Baum, L. A. H. Determination of particle size distribution in mineral powders by air elutriation.
Определение распределения частиц разных размеров в минеральных порошках посредством суго отмучивания.
Rock Prod. 1934, v. 37, № 6, pp. 44—47.
285. Trendelenburg, Ferdinand und Wieland, Otto. Methodisches zur Untersuchung von Kristallpulvern mittels Elektronenbeugung.
Методика исследования кристаллических порошков посредством дифракции электронов.
Wiss. Veröff. a. d. Steinens-Konz. 1934, Bd. 13 (1), S. 41—47.
N. J. 1935, 1, H. 1, S. 15—16.
286. Тромпау, H. W. Chemische und physikalische Untersuchungen an synthetischen mit Kobalt gefärbten Spinellen.
Химические и физические исследования синтетических шпинелей, окрашенных кобальтом.
N. J. A., 1934, Beil. — Bd. 68, H. 3, S. 349—376.
287. Vendl, M. und Szadeczky-Kardos, E. Ueber den sog. grundsätzlichen Fehler der mechanischen Analyse nach dem Odenschen Prinzip.
Об основных ошибках механического анализа по принципу Одена.
Kolloid-Ztschr. 1934, Bd. 67, S. 229—233.
Реф.: N. J. 1934, 11, H. 6, S. 846.
288. Weigle, J. Déformations des réseaux cristallins cubiques.
Деформация кубических кристаллических решеток.
Compt. Rend. Soc. Phys. Genève, 1934, v. 51, № 1, pp. 15—18.
289. Weigle, J. Un nouveau microphotomètre enregistreur.
Новый автоматически записывающий микрофотометр.
Compt. Rend. Soc. Phys. Genève, 1934, v. 51, № 1, p. 15.
290. Wenger, P., Gutzeit, G. et Hillier, T. Sur un procédé d'attaque électrolytique des minéraux opaques et sur son application à la technique des empreintes des surfaces polies.
Процесс электролитического травления непрозрачных минералов и его применение в технике получения «отпечатков» на полированных поверхностях.
Compt. Rend. Soc. phys. Genève, 1934, v. 51, № 2, pp. 64—67.
291. Wilm, D. u. Hofmann, U. Röntgenographische Untersuchungen an feindispersen Kristallen. Vortrag geh. auf der X Hauptversammlung der Kolloid-Ges. Hannover, 17 bis 20 Sept. 1934.
Рентгенографическое исследование тонко-дисперсных кристаллов.
Реф.: Ztschr. angew. Chem. 1934, Bd. 47, № 42, S. 720.
292. Wright, C. H. Soil analysis, handbook of physical chemical methods.
(Анализ почв. Справочник по физическим и химическим методам анализа). London, Murby, 1934, 236 p.
293. Wulfi, P. und King, A. Molrefraction, Dispersion und Absorption isomorpher Sr-, Ba- und Pb-Salze, sowie einiger Ti-Salze. 9. Mitteilung über Refraction und Dispersion von Kristallen.
Молярное преломление, дисперсия и абсорбция изоморфных солей стронция, бария и свинца, а также некоторых солей таллия. 9-е сообщение о преломлении и дисперсии кристаллов.
Ztschr. Kristall., A, 1934, Bd. 87, H. 1/2, S. 72—99.

ОТКРЫТА ПОДПИСКА НА **1936** ГОД

НА ЖУРНАЛ

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

Год издания **II-й**

Орган Главного Геологического Управления, Главнемета НКТП
и Института Минерального сырья.

Ответственный редактор Н. М. ФЕДОРОВСКИЙ

ЗАДАЧИ И ПРОГРАММА ЖУРНАЛА.

Освещает вопросы геологии, минералогии, петрографии месторождений полезных ископаемых, в том числе руд, содержащих редкие элементы, их разведки, механизации добычи, обогащения технологической переработки сырья, нерудного сырья (флюсы, огнеупоры и пр.) в металлургии. Вопросы строительства рудников и заводов, районирования добычи ископаемых, экономики неметаллических ископаемых, вопросы развития экспорта и замены металлов неметаллами.

ЖУРНАЛ РАССЧИТАН

На научно-исследовательских работников, преподавателей, студентов старших курсов вузов и втузов, инженерно-технический персонал, работников геологоразведочных партий, экономистов и плановиков предприятий.

12 номеров в год

ПОДПИСНАЯ ЦЕНА:

на 12 мес.— 18 р., на 6 мес.— 9 р., на 3 мес.— 4 р. 50 к.,
отд. номер 1 р. 50 к.

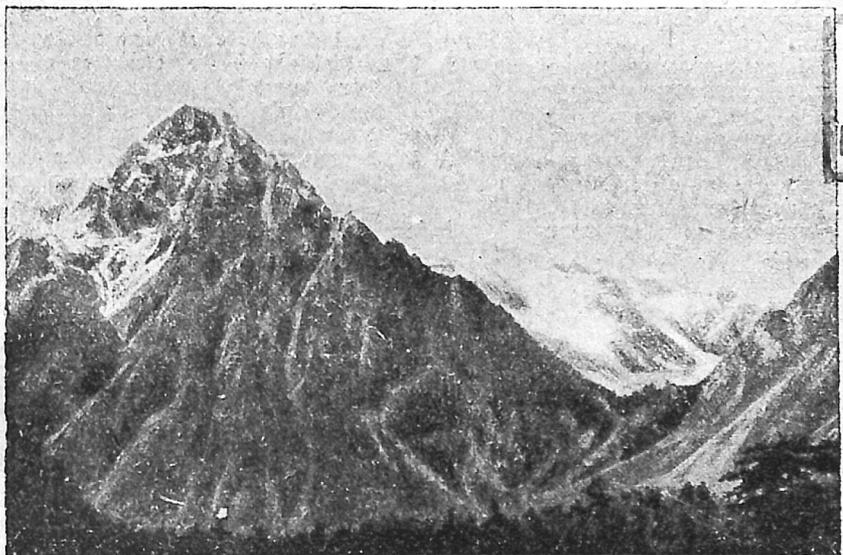
Подписку на журнал и деньги направляйте по адресу:

Москва 19, Гоголевский бульвар 27, «Техпериодика» ОНТИ.
Деньги можно также перечислять на расчетный счет Главной конторы «Техпериодика» ОНТИ № 40157 в Московской областной конторе Госбанка.

Подписка принимается: отделениями, магазинами и уполномоченными ОНТИ, снабженными соответствующими удостоверениями, общественными сборщиками подписки на предприятиях, отделениями и магазинами Книгосбыта и Когиз, отделениями Союзпечати, всеми почтовыми отделениями и письмоносцами.

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

16
506



Журнал „Минеральное сырье“ за десятилетнее свое существование занял определенное место в нашей научно-технической литературе. Он явился боевым органом, который выдвинул значение и роль минерального сырья...

Акад. А. Е. ФЕРСМАН



ГОС. ОБЪЕДИН. НАУЧНО-ТЕХНИЧ. ИЗД-ВО

№ 12

МОСКВА-ЛЕНИНГРАД

ГОД X

1935

	Стр.		Page
Проф. Н. М. Федоровский — К десятилетию журнала «Минеральное сырье»	1	Editorial	1
И. В. Шманенков — Вопросы сырьевой базы черно металлургии на страницах журнала «Минеральное сырье»	5	I. V. Shmanenkov — The Problem of the Raw Material Base for Ferrous Metallurgy as Discussed in This Journal	5
И. А. Шапиро — Работа ИМС по графиту и освещение графитовой проблемы в журнале «Минеральное сырье»	7	I. A. Shapiro — The Works of the Institute of Economic Mineralogy on Graphite and the Problem of Graphite as Discussed in This Journal	7
Л. А. Ротнянц и М. Г. Манвелян — Исследование условий кристаллизации расплавленных базальтов	17	L. A. Rotniantz and M. G. Manvelian — A Study of the Conditions of the Crystallization of Molten Basalts	17
Н. Н. Зубарев и А. И. Шиманко — Полумягкий флогопит и возможность применения его в производстве слюдяной электроизоляции	25	N. N. Zubarev and A. I. Shimanko — Semi-soft Phlogopite and the Possibility of Its Utilization in Producing Electric Insulation	25
Г. М. Коровниченко — Базальты бассейна р. Волновахи, как петругургическая сырьевая база Донбасса	35	G. M. Korovnichenko — The Basalts of the Basin of the Volnovakha River as a Petrological Raw Material Base of Donbass	35
А. И. Гольдштейн — Характеристики минерального сырья, определяющие величину пробы, необходимую для достижения заданной точности опробования	45	A. I. Goldshtein — Characteristics of Mineral Raw Materials, Determining the Size of the Sample Necessary for Obtaining the Given Point of Sampling	45
А. И. Шарфштейн — Исследование тарасовского кварцита и введение его в шихту для коксозого динаса (продолжение)	51	A. I. Sharfshtein — A Study of the Tarasovka Quartzite and Its Introduction into the Charge for Coke Dinas	51
Указатель статей, напечатанных в журнале «Минеральное сырье» за 1935 г.	61	Index of Articles Published in This Journal for 1935	61

На обложке: район работ Северокавказской экспедиции ИМС; Кабардино-Балкария — вершина горы Тихтаиген

Ответственный редактор проф. Н. М. Федоровский

Уполномоченный Главлита № В-30109

Тираж 2640

Число зн. в п. л. 80 тыс.

Сдано в набор 13/XI 1935 г.

Зак. № 1997.

Технический редактор Е. Боброва

Ст. Ат. Б5 — 176 × 250. ^{1/16} доля

Подписано к печати 22/XII 1935 г.

4,5 печатных листа

МИНЕРАЛЬНОЕ СЫРЬЕ

О Р Г А Н

ВСЕСОЮЗНОГО ИН-ТА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

6
606

№ 12

1935 г.

Г о д X

Минеральное сырье

Проф. Н. М. Федоровский

К десятилетию журнала „Минеральное сырье“

10 лет назад редакция журнала «Минеральное сырье» писала:

«Настоящий журнал имеет своей целью, с одной стороны, освещение деятельности научно-технических институтов, работающих в области минерального сырья, с другой — связать непосредственно запросы промышленности с научными задачами в этой области. Что такая потребность назрела, говорит постановление президиума ВСНХ, буквально гласящее:

Обратить внимание всех органов ВСНХ Союза и Союзных республик на необходимость установления постоянной связи с НТО в целях концентрации научно-технических работ, облегчения практического использования достигнутых результатов и поддержки ведущихся исследований; одновременно поручить коллегии НТО широко осведомить как органы ВСНХ, так и всю страну о своих достижениях в области научно-технических работ как путем издания своих трудов, так и путем печатания через наши органы».

Особенно болезненна была до сих пор оторванность научного исследования, научной мысли от непосредственных запросов жизни. Это особенно чувствуется в наше время бурного развития промышленности. Стремление связать науку и производство было положено в основу резолюции III Всесоюзного съезда советов по докладу Ф. Э. Дзержинского о положении промышленности.

«Ввиду огромного значения для развития нашей промышленности и всего народного хозяйства роста научно-технической мысли и роли в этом научных институтов Высшего совета народного

хозяйства съезд признает необходимым оказать им большую, чем до сих пор, помощь со стороны государства и вместе с тем усилить связь научно-технических институтов с практической работой отдельных отраслей промышленности».

Задачу этого усиления связи и ставит себе редакция как одно из главных и неотложных условий своей работы.

Мы стоим накануне пробуждения горной промышленности крупнейших районов, перед нами величайшей важности проблема индустриализации окраин. Все вопросы рационализации разведки, добычи и переработки минерального сырья имеют исключительное значение для развития горной промышленности Алтая, Забайкалья, Казакстана, Узбекистана, Грузии и других окраинных республик Союза.

Минеральные богатства Сибири, Кавказа, Туркестана и других горных районов лежали до сих пор мало или почти не использованными.

Пути, по которым приходится здесь идти, в значительной мере новы. Минеральное сырье до войны большей частью вывозилось за границу, обычно не обрабатываясь на месте, поэтому область технологии минералов и руд у нас совершенно не разработана, и использование минерального сырья в СССР должно идти по линии организации совершенно новых производств и полного переоборудования старых. В этом смысле опыт заграничной техники имеет для нас исключительное значение, и редакция ставит одной из своих важных задач освещение результатов, уже до-

стигнутых Западной Европой и Америкой. Редакция стремится дать возможность новостям заграничной техники проникнуть на заводы, рудники, в самые отдаленные горные районы, довести их до сведения каждого инженера, техника и квалифицированного рабочего.

С другой стороны, на фабриках, заводах и других предприятиях накопилось много практического опыта у работников-практиков. Редакции хотелось бы подойти к этому производственному опыту на местах, отразить его на страницах своего органа и связать непосредственных работников промышленности с высококвалифицированными специалистами данной области.

Только общими усилиями людей науки, работой лиц, непосредственно занятых в производстве, может удасться в должной мере задача выявления минеральных богатств Союза и их использования в промышленности.

Через научные лаборатории — к заводам, рудникам, от центра — к инициативе мест».

Что же сделано за десятилетний период для осуществления крупных намеченных задач?

Мы видим, что за эти 10 лет в журнале большое количество оригинальных статей, освещающих вопросы минерального сырья, в частности свыше 20 статей по абразивным материалам, из которых работы Койфмана явились решающими в развитии этой промышленности.

Заметка Глинки в первом номере журнала о корунде из окрестностей Каракалинска послужила толчком для открытия крупнейшего месторождения корунда, которое до сих пор снабжает этим ценным сырьем всю нашу промышленность.

Работы по адсорбентам нашли свой отклик в журнале, причем по этим работам журнал связался непосредственно с местами и работа Твалчрелидзе о суковальных глинах Западной Грузии послужила первым мощным толчком для развития этой новой отрасли промышленности.

Немалое место посвятил журнал и цветным металлам, в частности алюминию. В дальнейшем из нашего журнала выделился новый журнал «Цветные металлы», существующий и поныне.

Асбест, барит и графит — эти важные ископаемые — занимают большое место в работах журнала, в частности по бариту статья Мамуровского сыграла огромную роль в развитии этой отрасли промышленности, установив непосредственную связь между увеличением потребления барита и уменьшением потребления цветных металлов.

Совершенно исключительное место в журнале занял графит. Можно сказать, что почти все развитие графитовой промышленности освещалось и направлялось отдельными работами как сотрудников института, так и работниками самой промышленности. Мы имеем около 50 статей по графиту и его технологии.

Необходимо отметить, что журнал явился застрельщиком организации новых отраслей промышленности. Так, статья А. С. Гинзберга о плавном диабазе, опубликованная в 1926 г., послужила началом работ по каменному литью и впервые мобилизовала мнение широких кругов научно-технических работников вокруг этого вопроса.

Около 15 статей опубликовано по редким элементам. Журнал «Минеральное сырье» обратил внимание широких кругов хозяйственников на эти важнейшие минералы. В дальнейшем эта отрасль промышленности получила огромное развитие, имеет свой печатный орган и свой научный институт.

Совершенно исключительную роль сыграл институт в области стройматериалов. На протяжении ряда лет он был единственным журналом, освещавшим вопросы естественных каменных стройматериалов. Около 40 статей помещено в вышедших номерах журнала.

Совершенно исключительную роль в развитии промышленности талькового камня сыграла статья покойного металлурга Грум-Гржимайло «Тальковый камень как материал для пода печей для нагрева железа» (1926 г.). Эта статья послужила основанием для широкого применения талькового камня для металлургических печей.

Обширное место в журнале занимает черная металлургия, причем в специальном разрезе, а именно, журнал взял на себя задачу разработки и освещения вопросов применения неметаллического сырья в черной металлургии, а также освещение вопросов применения руд,

до сих пор не потреблявшихся в черной металлургии и имевшихся в достаточном количестве в Союзе.

Проблема титаномагнетитов, блестяще разрешенная, давшая стране новые огромные запасы железной руды, а также ценных элементов (титана и ванадия), в них содержащихся,—эта проблема нашла большое отражение на страницах журнала в 1929—1934 гг.

Особенно широко развернулось на страницах журнала освещение вопросов значения неметаллического сырья в металлургии в 1935 г., когда по соглашению с ГУМП и с работниками южной и уральской металлургии этому вопросу были посвящены отдельные выходящие книжки журнала.

Можно сказать, что в этой области журнал является единственным печатным органом, освещающим значение неметаллического сырья для нашей металлургической промышленности.

Кроме того, журнал посвятил немалое количество статей работам по теории и методологии научной работы. В журнале появились крупные, большого теоретического значения статьи, освещающие научно-исследовательские работы в области минерального сырья, описывающие новые методы исследования этого сырья и дающие схему построения и форм научно-исследовательских работ в этой области.

Вопросы реконструкции науки (реконструкция минералогии) точно так же нашли отражение на страницах журнала. Большое количество физико-химических работ, помещенных за эти годы, делает журнал одним из центров по физико-химии твердого вещества (минералов).

В области физико-химии минеральных веществ такие работы, как работы Капустинского «Построение и свойства кристаллов», «Термодинамика химических реакций и ее применение», работы Веселовского, работы Серб-Сербиной, являются работами исключительно

большого теоретического значения, мобилизующими новые группы исследователей вокруг вопросов физико-химии минеральных веществ.

Необходимо указать, что наш журнал явился точно так же справочником для огромного количества техников, инженеров и рабочих наших предприятий по вопросам библиографии минерального сырья. В целом ряде номеров давались исчерпывающие списки работ, вышедших в Союзе и за границей по отдельным объектам и вопросам. В этом смысле журнал явился большим подспорьем для удаленных от центра рудников и предприятий горной промышленности.

Окидывая взглядом прошедший десятилетний период, можно сказать, что журнал дал огромный и очень ценный фактический материал, осветивший большинство важнейших месторождений минерального сырья СССР.

В журнале даны статьи по технологии этого сырья. Журнал мобилизовал вокруг основных вопросов развития минеральной промышленности не только научно-технические силы центра, но и наших далеких окраин и, таким образом, на деле осуществил резолюцию XVII съезда ВКП(б), гласившую:

«Съезд указывает на необходимость широчайшего развертывания работы научно-технических институтов и в особенности заводских лабораторий. Научно-техническая и изобретательская мысль должна стать мощным орудием в деле внедрения новой техники, организации новых видов производств, новых методов использования сырья и энергии».

Всемерной помощи созданию собственной пролетарской инженерно-технической интеллигенции журнал надеется и в дальнейшем посвятить все свои силы, связывая, как и в первые годы своей работы, науку с производством, ученых со стахановцами, институт со стахановскими заводами и предприятиями.

К десятилетию журнала „Минеральное сырье“

Издание журнала «Минеральное сырье» было начато в 1926 г. За десятилетнее свое существование он занял одно из первых мест в нашей научно-технической литературе. Мы смело можем сказать, что этот журнал наравне с «Химией твердого топлива» принадлежит к лучшим советским изданиям, посвященным определенной отрасли научного освещения хозяйства.

Когда журнал начал свою деятельность под общим руководством Н. М. Федоровского, у нас еще никакой настоящей промышленности неметаллических ископаемых не было.

Журнал явился боевым органом, который выдвинул значение и роль минерального сырья и отмечал, что без внедрения новых научных методов в поиски, разведку, эксплуатацию неметаллических ископаемых будет страдать наша крупная черная и цветная металлургия.

Журналу удалось объединить вокруг себя крупных представителей науки и техники. Он дал за 10 лет около тысячи статей, из которых многие имеют первоклассное научное и научно-техническое значение. Многие статьи явились основой для построения тех или иных цехов, или частей промышленных предприятий; многие подняли те вопросы, которые сейчас уже вошли как азбуч-

ные истины в технику, в промышленность нерудных ископаемых.

В своей деятельности этот журнал был связан всегда как с самой промышленностью, так и с Институтом прикладной минералогии (ныне Институт минерального сырья), но он не являлся узким органом этих учреждений, а занимал видное место во всем нашем Союзе. В последние годы, несмотря на сокращение объема, ему удалось расширить отдел технологии, с одной стороны, библиографии, литературы — с другой.

Первые десять томов этого журнала есть библиотека, необходимая для каждого работника в области нерудных ископаемых. Дальнейшее развитие этого журнала представляет сейчас одну из важнейших задач, так как на основании его указаний построены многочисленные предприятия, заводы; их освоение представляет огромные трудности при отсутствии у нас специалистов, навыков и традиций в этой промышленности. Поэтому на журнале лежит обязанность помогать установкам отдельных заводских предприятий налаживать горное хозяйство, освещать достижения зарубежной практики и таким путем внедрять новые технические методы.

Академик А. Е. Ферсман
Директор Ломоносовского института
Академии наук СССР

И. В. Шманенков

Вопросы сырьевой базы черной металлургии на страницах журнала „Минеральное сырье“

В момент организации журнала «Минеральное сырье и его переработка» в 1926 г. металлургия не имела своих специальных научно-исследовательских институтов. Разработка всех проблем, касающихся развития советской металлургии, была сосредоточена в Институте прикладной минералогии и металлургии, организованном Н. М. Федоровским в 1923 г.

Журнал «Минеральное сырье и его переработка», являющийся органом этого института, естественно, с первых же номеров начал освещать на своих страницах различные вопросы металлургии, прорабатываемые в то время в институте. Так как особо актуальными вопросами являлись вопросы, связанные с проблемами сырьевой базы цветных металлов, то значительная часть журнала отводилась для изложения результатов геологоразведочных работ по цветным металлам¹. Работы, связанные с черной металлургией, занимали сравнительно небольшое место, но по своему значению они сыграли огромную роль в развитии этой отрасли промышленности.

В 1928 г. была помещена статья В. Г. Орловского «Разведки на горе Магнитной», в которой на основе топографо-маркшейдерских, геологоразведочных, гидрогеологических работ дано детальное обоснование постройки исторического Магнитогорского металлургического комбината. Необходимо особо отметить, что весь прогноз в отношении запасов и качества железной руды, высказанный автором статьи В. Г. Орловским, полностью оправдался ныне при промышленной эксплуатации. Это необходимо отметить потому, что в свое время результаты работы, изло-

женные в упомянутой статье, вызвали огромные споры и сомнения о реальном значении выявления крупнейшей рудно-сырьевой базы.

Особой заслугой журнала является освещение вопросов, связанных с сырьевой базой комплексных железных руд. Среди комплексных железных руд по своему значению на первом месте стоят уральские титаномагнетиты. Геологоразведочными работами уральского отделения Института прикладной минералогии изучены крупнейшие месторождения титаномагнетитов: Кусинское, Котакское, Первоуральское и г. Юбрьшкка (на Вишере). Эти работы показали, что мы имеем распространение титаномагнетитов по всему Уралу, с юга на север. Общие запасы всех категорий определяются по имеющимся данным около 130 млн. т. Есть предположения, что при более детальных геологоразведочных работах по всему Уралу удастся выявить запасы титаномагнетитов в несколько раз больше, чем они выявлены теперь. Наиболее полно изучено Кусинское месторождение, находящееся в 18 км от ст. Златоуст. Минерало-петрографические исследования руды этого месторождения показали, что в основном титаномагнетиты состоят из смеси ильменита ($TiO_2 \cdot FeO$) и магнетита ($FeO \cdot Fe_2O_3$). Титаномагнетиты содержат ценные примеси V_2O_5 от 0,4 до 0,9% и Cr_2O_3 от 0,43 до 1,25%. Обычные вредные примеси для железных руд—сера и фосфор—здесь почти отсутствуют. Таким образом титаномагнетиты представляют собой комплексную руду и могут служить сырьем для получения высококачественной стали, а также ванадия и титана. Технологическое освоение этих руд в указанном направлении явилось основной задачей ряда научно-исследовательских и промышленно-хозяйственных организаций. Проблема уральских титаномагнетитов как комплексного сырья также впервые была поставлена на стра-

¹ Подробнее см. в работах профессора-доктора Н. М. Федоровского «Борьба за недра», 1931 г. и «Наши достижения в прикладной минералогии», 1935 г.

нищах журнала «Минеральное сырье». В статьях акад. Э. В. Брицке, проф. П. П. Пилипенко, Сырокомского, Э. М. Зборовского, И. В. Шманенкова, К. Х. Тагирова, Сноповой, Раткова, Ф. В. Сыромятникова и др. освещены вопросы как качественной характеристики месторождений титаномагнетитов, так и путей их комплексного использования. Эти статьи явились мобилизацией научно-технических и хозяйственных кругов на решение проблемы титаномагнетитов как ванадиевого, титанового и высококачественного железного сырья. В результате удачной постановки проблемы мы уже в настоящее время имеем промышленную эксплуатацию титаномагнетитов на Кусинском руднике.

Последняя плавка на Кушвинском заводе летом 1935 г., проведенная трестом Титаномагнетит, показала, что отныне считавшиеся негодными, трудноплавкими, железные руды — титаномагнетиты — являются источником специальных сталей ванадия и титана.

Огромнейшие запасы железных руд Керченского полуострова давно привлекали к себе внимание и ученых и хозяйственников. Общие запасы определяются в настоящее время цифрой в 2726 млн. т. Керченские руды относятся к типу руд бурого железняка. Помимо основной части железа, они содержат фосфор, ванадий мышьяк. Нужно отметить, что керченские руды эксплуатируются еще с дореволюционных лет, но ванадий в них открыт только около 1928 г. работами ИПМ. С этого момента керченская руда приобретает еще большее значение как источник ванадия.

Детальное выяснение вопросов распространения ванадия, мышьяка и марганца было сделано В. А. Зильберминц и Е. В. Рожковой в их статье, опубликованной в № 5 за 1928 г. Эти данные сыграли большую роль в организации общего устремления металлургов на разрешение проблемы комплексного использования керченских железных руд, выдвинутых б. Институтом прикладной минералогии (Д. Е. Перкин). Особое внимание партии и правительства к керченской проблеме позволило привлечь огромное количество научных работников и инженеров, передав часть работы в заграничные научно-исследовательские учреждения. Работы шли в

направлении изучения обогащения, агломерации, а также попутного с железом извлечения ванадия и мышьяка. Извлечение же фосфора не представляло задачу, так как содержание его в руде обеспечивало получение хорошего томасовского чугуна, что позволяет получать ценные фосфористые шлаки для удобрений (томасовская мука). Работы по извлечению мышьяка пока что еще не привели к положительным результатам, хотя в этом сильно заинтересованы и металлурги, так как мышьяк, переходя в металл, ухудшает его механические качества, и сельское хозяйство Юга СССР, для которого мышьяк нужен в качестве инсектесиды. Наряду с этим научно-исследовательские работы по извлечению ванадия дали блестящие результаты. Предложенный И. Лурье метод перевода ванадия из чугуна в шлак также рассматривается на страницах журнала, в журнале освещались вопросы изучения месторождений хоперских железных руд, содержащих фосфор. Начиная примерно с 1930 г., когда начал широко развиваться ряд специальных научно-исследовательских институтов, в том числе и металлургических, б. Институт прикладной минералогии начал специализироваться, главным образом, в области неметаллического сырья, что, конечно, не могло не отразиться на направлении журнала «Минеральное сырье». И здесь при новом направлении журнал много внимания уделял вопросам нерудного сырья в металлургии — флюсам и огнеупорному сырью. Этому способствовала разработка в б. Институте прикладной минералогии ряда проблем нерудных ископаемых для черной металлургии, поставленных по инициативе Н. М. Федоровского. Особое внимание уделялось плавиковому шпату, магнезитам и огнеупорным глинам Часов-Яра. Благодаря статьям Лучицкого, Лавровича, Будникова, Терскова, Эйтелес, Дюкалова, Карасика и др. поставлен ряд актуальных проблем и путей их решения. Без преувеличения можно сказать, что успешное развитие промышленности советского плавикового шпата на Дальнем Востоке и в Средней Азии многим обязано журналу «Минеральное сырье» сумевшему правильно осветить и указать пути эксплуатации месторождений плавикового шпата. В ряде статей Яхон-

това, Лабунцова ставился вопрос о высокоогнеупорных материалах из советских циркононовых руд. Начиная с первого номера за 1935 г., журнал при участии отдела нерудных ископаемых ГУМП НКТП и треста Нерудсталь стал регулярно освещать вопросы сырьевой базы и технологии нерудного сырья для металлургии Юга СССР. В статьях Горбачевского, Гофштейна, Патрикеева, Тагирова, Брауна, Орловского, Карасика, Шманенкова, Черномордик, Фридман и др. освещены основные вопросы, касающиеся проблемы флюсов для южной металлургии. Особенно большое значение имеет статья В. Г. Орловского в № 4 относительно промышленной классификации еленовских известняков. Эта статья наглядно показывает огромное значение правильно организованных геологоразведочных работ в деле рациональной организации эксплуатации. Данные этой статьи приняты трестом Нерудсталь для руководства при

реконструкции карьера. В ряде статей А. Ю. Сера, Лихаревой и др. освещался вопрос использования металлургических отходов шлаков как сырья. В этой краткой заметке нет возможности отметить полностью огромную роль журнала «Минеральное сырье» в деле организации научно-технической мысли вокруг основных проблем сырьевой базы черной металлургии, но и из сказанного видно, что журнал, освещая самые разнообразные сырьевые проблемы развития нашей промышленности, мог поставить удачно и ряд проблем по черной металлургии. Есть полная уверенность, что в новом грядущем десятилетии журнал с честью выполнит взятые на себя обязательства по освещению проблем нерудного сырья для черной металлургии и этим будет содействовать превращению промышленности нерудного сырья в передовую отрасль промышленности нашего социалистического хозяйства.

И. А. Шапиро

Работы ИМС по графиту и освещение графитовой проблемы в журнале „Минеральное сырье“

Начиная с первого номера, журнал на протяжении 10 лет уделяет большое внимание вопросам изучения графитовых ресурсов СССР, исследования методов обработки графитового сырья и внедрения советских графитовых продуктов в различные отрасли народного хозяйства Союза. Напечатано в журнале более 60 статей по графиту.

Состояние до 1923 г.

Первое открытие месторождений графита на Урале, имевшее место более ста лет тому назад (в 1826 г.), не повлекло за собой какого-либо развития этого дела в царской России.

Месторождение близ оз. Еланчик, а также другие в Миасском районе оказались непромышленными.

Значительное оживление в развитии графитовой промышленности наблюдается с 50-х годов прошлого столетия.

К этому периоду относится открытие месторождения графита на Ботогольском гольце в Тунсинских горах (разведывалось и эксплуатировалось купцом Алибером), открытие и первоначальная разработка туруханских, алтайских, финляндских, украинских и отчасти кавказских месторождений.

Самое беглое знакомство с выходящими на дневную поверхность залежами говорило о наличии в недрах страны очень значительных ресурсов ценного ископаемого. Потребность в графите для нужд внутреннего и внешнего рынка была, повидимому, довольно большая. Однако царская Россия не сумела создать своей графитовой про-

мышленности. Одной из главных причин неудач, постигших первых начинающих, является почти полное игнорирование ими научно-исследовательской стороны дела: месторождения не разведывались, качественная характеристика ископаемого не изучалась и о технологии его обработки и применения существовали смутные представления.

Вплоть до 1914 г. графитовое дело не играет заметной роли в народнохозяйственной жизни. По статистическим данным Горного ученого комитета и сборника статистических сведений о горнозаводской промышленности России в 1911 г. было добыто внутри страны 9 т и в 1912 г. — 7 т графита. Более интенсивная добыча падает на 1906 г.—250 т, 1904 г.—150 т; в остальные годы добыча не превышала 50 т. Вся потребность страны в графите накануне мировой войны удовлетворялась импортной продукцией. Так, в 1913 г. было ввезено из-за границы графита не в деле 4193 т на сумму 576 тыс. руб. и графитовых изделий на сумму 756 тыс. руб., всего на 1322 тыс. руб.

Во время войны, когда потребность в графите возросла, а с другой стороны, получение заграничной продукции от обычных поставщиков, Германии и Австро-Венгрии, стало невозможным, наблюдается новое оживление вокруг графитового дела.

Образовавшееся товарищество «Туруханский графит» возобновляет разработку Курейского месторождения и с 1915 г. добывает ежегодно по 250—300 т графита. Владелец одного из мариупольских заводов предпринимает разработку Ботокольского месторождения. Усиливается добыча графита на Урале, Украине и Кавказе.

После Октябрьской революции все частновладельческие графитовые предприятия прекратили свою деятельность.

В 1922—1923 гг. Центрпромышленной и Геологическим комитетами были отправлены на Курейские месторождения горногеологические экспедиции под руководством И. А. Шапиро.

Геологический комитет считал, что этим его роль в изучении Курейского месторождения закончена и никаких новых работ в этом направлении не намечал. Между тем вопрос об освоении

выявленных графитовых ресурсов по-прежнему остался открытым. Восстанавливающаяся промышленность СССР требовала графит определенного качества (измельченного до установленной тонкости зерна, с минимальным содержанием золы и вредных примесей), приближающегося к заграничным маркам.

Комплексное изучение Курейского месторождения взял на себя Институт прикладной минералогии, образовав весной 1924 г. для ведения этих работ графитовую секцию под руководством И. А. Шапиро¹.

1. Курейская экспедиция 1924 г.

Первая работа института была проведена в тесном контакте с промышленностью. Когда встал вопрос о средствах для финансирования исследовательских работ, институт обратился к Электротресту Центрального района, в ведении которого находился завод «Электроугли» в Кудинове, примерно с таким предложением: «Для снабжения завода трест ввозит в год свыше 100 т иностранного графита стоимостью от 60 до 100 тыс. руб. золотом. Институт берет на себя поставку осенью 1924 г. 100 т графита из Курейского месторождения приемлемого для завода качества с содержанием не менее 87% углерода при условии финансирования трестом снаряжаемой в Туруханский край экспедиции в сумме 30 тыс. руб. Эти деньги позволят институту произвести дополнительную разведку месторождения и пробную добычу 120 т графита, из коих 100 т будет доставлено заводу в Кудинове, а 20 т институту для технологических исследований. Эти работы должны привести к сбережению инвалюты и к созданию условий снабжения электропромышленности советским графитом».

Предложение института было принято Электротрестом. Хотя отпуск средств впоследствии встретил большие затруднения, вызвавшие поздний отъезд экспедиции из Москвы, тем не менее программа работ была перевыполнена.

¹ И. А. Шапиро, О технической и экономической возможности промышленного использования Курейского месторождения графита, «Горный журнал» № 6, 1925.

В письме, адресованном институту от 8 января 1925 г. за № 13589, правление треста констатирует, что курейская экспедиция доставила графит, который согласно произведенным заводом испытаниям средней пробы по своему качеству оказался вполне пригодным для нужд производства завода «Электроугли» и по процентному содержанию чистого углерода в нем (до 90%) оказался выше обусловленного договором; среди доставленной партии графита имеются отдельные образцы, которые как по незначительному содержанию золы (до 4%), так и по своим другим свойствам (блестящий, эластичный) могут быть с успехом применены для производства высокосортных угольных изделий. Это позволит нам совершенно освободиться от ввоза графита.

На основании всего вышеизложенного правление выражает свое удовлетворение по поводу успешно закончившейся операции и первого опыта самоснабжения нашей электропромышленности русским графитом и со своей стороны приложит все усилия к осуществлению проекта планомерной разработки Курейского месторождения с тем, чтобы обеспечить графитом не только нужды электротехнической промышленности, но и промышленность СССР в целом^{2, 3, 4, 5, 6}

2. Опыты обогащения и размола курейского графита

По получении в институте разведочного материала курейской экспедиции 1924 г. и партии графита свыше 20 т графитовая секция приступила к выполнению широкой программы работ.

Организованная секцией обогатительная лаборатория⁶ производила опыты обогащения курейского графита. Применялись методы флотации, мокрой

классификации на столах систем Вильфлея и Дейстера.

В результате этих первых опытов выяснилась возможность получения концентрата из курейской руды путем флотации с зольностью 6,5%^{7,8}.

3. Испытания курейского графита для применения в смазочном и красочном производствах

Из многочисленных работ, организованных графитовой секцией института по внедрению курейского графита в промышленность, заслуживают упоминания: а) опыты, произведенные проф. Н. П. Чижевским по получению и испытанию графитовой смазки⁹, б) применение курейского графита в качестве краски. Работы производились В. В. Черновым.

4. Организация акц о-ва «Руссграфит»

Успешные работы института по изучению и внедрению в промышленность курейского графита создали благоприятную обстановку для организации промышленного предприятия на базе Курейского месторождения.

Для суммирования полученных результатов и рассмотрения вопросов, связанных с осуществлением этой идеи, институт созвал 20 января 1925 г. конференцию, в которой приняли участие представители научно-исследовательских учреждений и заинтересованных отраслей промышленности. На конференции было принято решение относительно организации промышленного предприятия по типу акционерного общества при участии Электротреста, Мосполиграфа (в ведении которого находились московские карандашные фабрики) и института. Вхождение последнего мотивировалось необходимостью постоянного научно-технического руководства делами общества ввиду новиз-

² И. А. Шапиро, Курейская горноразведочная экспедиция 1924—1925 гг., «Минеральное сырье» № 1, 1926.

³ И. А. Шапиро, В Туруханский край за графитом, «Наши достижения» № 3.

⁴ Н. М. Федоровский, Борьба за недра, Москва 1931.

⁵ Его же, К истории Института прикладной минералогии, Юбилейный сборник института 1933 г., Гос. и-т. горногеол. нефт. изд., Москва.

⁶ Лаборатория эта явилась зародышем впоследствии образовавшегося обогатительного отдела института.

⁷ В. И. Трушлевич, Обогащение курейского графита, труды ИПМ, вып. 39, Москва 1928.

⁸ И. А. Шапиро и В. С. Веселовский, Обогащение курейского графита, «Минеральное сырье» № 6, 1930.

⁹ Н. П. Чижевский и Н. Блинов, Коллоидальный графит и графитовая смазка, «Минеральное сырье» № 2, 1926.

ны дела. Акционеры собрали необходимый для организации дела капитал в 200 тыс. руб. До оформления устава предприятия, названного «Руссграфит», оргбюро поручило институту снарядить летом 1925 г. новую экспедицию для организации промышленной разработки Курейского месторождения.

5. Экспедиция 1925 г.

Добыча графита производилась из штольни № 5. Всего было добыто 750 т руды, из которой было отсортировано 700 т. Перевозка графита по Курейке до устья производилась на илимках (плоскодонных судах ангарского типа). Были отремонтированы старые рудничные здания и построены новые. Оборудованием электростанции было положено начало электрификации рудника. Начата была проходка эксплуатационной шахты сечением 7 м² (пройдена до глубины 4,5 м). Дальнейшая углубка производилась в феврале 1926 г. Были приняты меры к организации зимних работ, благодаря которым добыча графита носила не экспедиционный, а постоянный характер. Таким образом экспедицией института был заложен прочный фундамент нового в СССР графитового предприятия¹⁰.

6. Изучение Ботогольского месторождения

Институт отдавал себе отчет в том, что курейский скрытокристаллический (аморфный) графит, даже освобожденный от посторонних примесей, не может рассматриваться как универсальное сырье для всех видов графитовых изделий. Поэтому в программе работ графитовой секции было предусмотрено исследование ряда месторождений Ботогольского — Восточных Саянах Украинских и Уральских.

В 1925/26 г. Ботогольское месторождение было передано в ведение треста «Русские самоцветы», который первое время занимался реализацией графитовой руды, добытой в прежние годы. В 1924 г. здесь работала экспедиция Ака-

демии наук во главе с А. Н. Лабунцовым. Однако каких-либо данных, могущих послужить основанием для проектирования рудника, не существовало.

Первая разведочная экспедиция на Ботогольское месторождение была снаряжена институтом в 1927 г. под руководством Б. П. Некрасова. В результате были выяснены условия залегания рудных тел, произведен предварительный подсчет запасов и указаны признаки, по которым могут быть открыты новые залежи¹¹. Самое важное значение экспедиции 1927 г. заключалось в том, что благодаря доставленным ею в институт образцам графита и вмещающих пород стало возможным при совместной работе различных лабораторий института выяснить качественную характеристику графитовой руды и произвести опыты ее обогащения. Последние были выполнены в 1927/28 г.

Химический анализ средней пробы показал содержание в руде: углерода—68,68%, серы—0,12%, железа—1,35%, влаги—0,10%, золы—30%. В результате обогащения флотацией (основная + 3 очистные) получены были: концентрат с содержанием 10% золы при крупности до 0,5 мм и выходе от исходной руды, равном 70%. Из валового концентрата после дробления могут быть получены продукты: А—с выходом 46%, с содержанием 7,86% золы и концентрат Б—с выходом 25,8% и зольностью 10,60%. Впоследствии работы по обогащению ботогольского графита были продолжены Механобром, который спроектировал промышленные обогатительные установки.

Более детальная разведка Ботогольского месторождения была произведена институтом в 1929/30 г. под руководством И. И. Орешкина. Запасы а) руды с средним содержанием 65% С по категории А+В=32 230 т; б) руды «бедной» с содержанием углерода от 10 до 40% (графитизированный нефелиновый сиенит) А+В=58 500 т¹².

Так как промышленное значение имеет только средняя руда с 65% С, то выявленные запасы свидетельствуют о сравнительно небольших размерах Бо-

¹¹ В. П. Некрасов, Алиберовское месторождение графита, «Минеральное сырье» № 3, 1928.

¹² И. И. Орешкин, Ботогольское месторождение графита, «Минеральное сырье» № 8—9 1931.

¹⁰ И. А. Шапиро, Организация промышленного предприятия на Курейском месторождении графита в Туруханском крае в 1925 г., «Минеральное сырье» № 9, 1926.

тогольского месторождения. Чрезвычайно затрудняющим моментом к его использованию являются тяжелые условия транспорта. Рудник находится на высоте около 2,5 км над уровнем моря и в 250 км от ж.-д. станции. Перевозка графита возможна только в 3—4 зимние месяцы, когда замерзают горные реки.

7. Исследование украинских месторождений

Первые разведки графитовых месторождений в районе Кривого Рога были организованы институтом на средства, отпущенные «Руссграфитом» в 1926 г. В следующем году разведочные работы производились партиями института в Приазовском районе (месторождение близ с. Троицкого) под руководством И. А. Шапиро и в Прибургом районе под руководством Н. С. Лавровича. В 1928 и 1929 гг. поисковые и разведочные работы охватили полностью Прибургомский район и частично Приазовский (разведки в районе с. Старый Крым, продолжение работ на Троицком месторождении и обследование ряда других). Попутно был произведен сбор материалов по разведкам других учреждений. В результате было установлено, что в пределах УССР имеются 3 графитоносных района: Прибургомский, Криворожский и Приазовский. Рудой является разрушенный гнейс, содержащий от 6 до 15% чешуйчатого графита.

В первом районе было выявлено несколько месторождений, из коих наибольшего внимания заслуживают Кошары — Александровское и Завальевское; в Криворожском районе — месторождение Петровское (Бабенковское, Водяное по работам Химугля и УкрГРУ) и в Приазовском районе — месторождения Троицкое, Старокрымское.

Опыты обогащения украинских руд показали, что в мелких классах порядка минус 200 меш графитовый концентрат свободен от кальцита и содержит более 90% углерода. Чешуйки же графита крупностью плюс 100 меш обнаруживают сращения с кальцитом. Это явление — кальцитизация графитовых руд — наблюдается для многих украинских месторождений: Бабенковского, Водянского (Криворожский район), Троицкого, Сачковского, Вишняковского

и др. Руды Завальевского месторождения по крайней мере на обследованных участках оказались некальцитными. Эти руды, содержащие 6—8% графита, обогащаются хорошо флотацией и дают концентраты с содержанием 85—90% С. Выход тигельной чешуйки около 50%, т. е. 3—4% от исходной руды. В отношении содержания крупных чешуек порядка плюс 100 меш завальевская руда дает наилучшие показатели среди всех украинских руд. Запасы Завальевского месторождения были определены партией института в 1928/29 г. по категории А+В в количестве 295 тыс. т.

Работами Украинского геологоразведочного треста в 1930—1931 гг. запасы по этим же категориям увеличены до 700 тыс. т. Кроме того, по категории С выявлено всего 383 тыс. т. Работы института по обогащению завальевской руды были использованы впоследствии Механобром при проектировании обогатительного завода на базе этого месторождения.

Вследствие исчерпания запасов Старокрымского месторождения, снабжавшего рудой Мариупольский графитовый завод, этот завод вынужден был перейти на руду Петровского месторождения, находящегося на расстоянии около 600 км. Партией института разведан Кальчикский участок Старокрымского месторождения и выявлено не менее 200 тыс. т руды с содержанием в среднем 6% графита. В результате разведок института Мариупольский завод обеспечен сырьевой базой примерно на 8 лет.

На Троицком месторождении, между Бердяном и Мариуполем, выявлен запас по категориям А+В в 493 тыс. т руды с содержанием от 8 до 29,8%, чаще 12—13%. Опыты обогащения этой руды дали валовой флотационный концентрат с содержанием 85,04%, крупностью в 300 меш. Путем отсева концентрат был разделен на 2 класса, из коих один, составлявший по весу 39%, имел 94,78% С. Институтом разведано Боевское месторождение скрытокристаллического графита на Урале и на 1/1 1932 г. было выявлено запасов по категории А+В=31 тыс. т и по категории С=100 тыс. т.

а) Ряд залежей графита в Семипалатинском районе Казакской АССР,

разведанных летом 1929 г. Д. Я. Терсковым, также оказался не имеющим в настоящее время промышленного значения в общесоюзном масштабе. Однако некоторые из них могут быть использованы для местных нужд в качестве литейных продуктов¹³.

б) Произведены опыты обогащения графита Джимаринского месторождения (С. Осетия). Руда содержит 60—70% золы. Путем флотации удалось получить концентрат с содержанием максимум 60,87% С с выходом 31% от исходной руды. Этот результат подтвердил неприменимость флотации для бедных руд скрытокристаллических графитов. Физико-химическое исследование джимаринского графита было произведено ВЕИ П. А. Флоренским. Это месторождение может служить источником литейного графита лишь для местной промышленности.

в) Ограниченность запасов Ботогольского месторождения и его неблагоприятные транспортные условия побудили институт организовать поиски новых графитовых месторождений ближе к ж.-д. путям. Предварительная разведка Архутского месторождения между тункинскими гольцами и в бассейне Иркутка дала отрицательные результаты. Точно так же оказалось не промышленным месторождение на Цаган-Гуте¹⁴.

И. И. Орешкин обследовал обнажение с выходом чешуйчатого графита в верховьях р. Ермы (бассейн р. Ангары). Месторождение не имеет промышленного значения¹⁵.

г) Значительные месторождения чешуйчатого графита обследованы И. И. Орешкиным в районе г. Сретенска. Содержание углерода в руде 20—25%. Путем флотации можно получить высокоуглеродистый концентрат с содержанием до 90% С. Запас только одного Тонтойского месторождения определен по категории А+В=25 тыс. т. Залежи графита открыты и в других пунктах—Мироново, Даякон, Аркия и др., что

указывает на значительную графитоносность Сретенского района.^{16, 17, 18}.

д) Институтом обследовано в 1931 г. Хинганское месторождение кристаллического графита близ с. Союзного на Амуре. Разведки велись Дальневосточным геотрестом. Работы по обогащению производил Механообр. Часть проб изучалась институтом при участии Гинцветмета. Руда—графитовый сланец—содержит от 7 до 22% С, в среднем 15%. Концентраты, полученные путем флотации, характеризовались зольностью 8—10%. Выход крупной чешуйки плюс 100 меш от 1 до 2% от руды. Запасы очень велики: по категории А+В=1700 тыс. т, а общие запасы оцениваются в 500 000 тыс. т.

8. Продолжение и углубление исследовательских работ по курейскому графиту

Со второй половины 1928 г. графитовая группа института приступила к систематизации ранее выполненных работ и к разрешению ряда технологических проблем, связанных с использованием Курейского месторождения.

а) Обогащение методом избирательного дробления с предварительным обжигом. Задача заключалась в том, чтобы найти простейший способ обработки курейского графита. Решение было найдено автором совместно с В. С. Веселовским в применении метода, состоящего в обжиге крупнодробленой руды с целью разложения пирита и в избирательном дроблении, основанном на различной измельчаемости собственно графита и сопровождающих его примесей. Как показали более детальные исследования, курейская руда неоднородна и разделяется при дроблении на 2 части: трудно измельчаемую—зольностью 5—6%, составляющую 30—40% от всей руды, и на слоистую—более зольную. Метод был передан промышленности и применялся на заводе Комсервпуть в Москве с конца 1929 г., затем на Перервинском заводе и в настоящее время на Красноярском. Более чистая фракция отпускалась квалифицирован-

¹⁶ И. А. Шапиро, Сретенский графитоносный район, «Минеральное сырье» № 7—8, 1932.

¹⁷ И. А. Шапиро, Пути использования месторождения графита близ с. Союзного на Амуре, «Минеральное сырье» № 12, 1931.

¹⁸ И. И. Орешкин, Месторождения графита Сретенского района, «Минеральное сырье» № 2, 1933.

¹³ Д. Я. Терсков, Месторождения графита Сергиопольского района Казакской АССР, «Минеральное сырье» № 7—8, 1930.

¹⁴ Н. Д. Соболев, Архутское месторождение графита, «Минеральное сырье» № 4, 1931.

¹⁵ И. И. Орешкин, Графит в верховьях р. Ермы, «Минеральное сырье» № 5—6, 1931.

ным потребителям, а зольная шла для литейных целей (марки РЖ₂ и РЖ).

б) Обогащение на столах. Проверка метода мокрой классификации курейского графита на столах показала, что на столе Дейстер Оверстром с материалом крупностью зерна 0,5—1 мм можно получить концентрат зольностью 5—6% с содержанием серы 0,3—0,4%. Однако выход концентрата составляет не более 40% от исходной руды¹⁹.

в) Химический метод. Для получения более чистых концентратов зольностью 2—3% с минимальным содержанием железа и серы были предприняты опыты химического обогащения курейского графита. Наилучшие результаты дала обработка разведенной соляной кислотой обожженного при 800° материала. Лабораторные опыты были проверены в полувальном масштабе на Опытном царицынском заводе института, где были приготовлены значительные партии концентрата для испытания в производстве смазок, карандашей и пр. (марка С).

г) Проверка и уточнение метода, проработанного институтом, на испытательной станции фирмы Гумбольдт в Кельне (Германия). В связи с намечавшейся постройкой на Курейском месторождении обогатительной фабрики институт по соглашению с Комсеверпутом командировал весной 1930 г. за границу руководителя графитового сектора И. А. Шапиро с целью изучения новейших методов обогащения графита. Испытания были произведены тремя фирмами — Крупп, Греспель и Гумбольдт. Наилучшие результаты были получены последней, которая в основном руководствовалась предложением института и применяла предварительный обжиг и магнитную сепарацию с целью удаления железа²⁰. В окончательном виде технологический процесс сводится к следующим стадиям: магнитная сепарация (первая) для удаления случайно попавших кусков железа; крупное дробление, обжиг, охлаждение, магнитная сепарация (вторая)—извлечение магнитных окислов железа,

¹⁹ И. А. Шапиро и В. С. Веселовский, Обогащение курейского графита, «Минеральное сырье» № 6, 1930.

²⁰ Опыты магнитной сепарации, произведенные в Москве, не дали удовлетворительных результатов вследствие отсутствия надлежащей аппаратуры.

среднее дробление, флотация, сушка концентрата, магнитная сепарация (третья) для удаления железа, попавшего в концентрат при дроблении; тонкое измельчение и рассев на 2 класса—175 и 250 меш. Золы в концентрате 4,5—5%, серы не более 0,20%. Эта схема, одобренная впоследствии НТС горнорудной промышленности, легла в основу проекта обогатительной фабрики, построенной в 1932 г. в порту Игарка (275 км севернее Курейского рудника)²¹.

д) Термическое рафинирование. Метод заключается в нагревании руды или предварительно обогащенного графита в специальной электрической печи до температуры выше 2200°. При этом образующие золу примеси восстанавливаются и испаряются: в печи остается весьма чистый графит (зольностью менее 1%), который не летуч даже при столь высоких температурах. Обогащенный таким образом курейский графит не только свободен от всяких вредных примесей, но его физико-химические свойства изменяются, увеличивается размер первичных кристаллитов, и благодаря этому увеличивается электропроводность, огнестойкость и жирность. Все эти изменения приближают его к явно кристаллическим графитам.

Институтом под руководством В. С. Веселовского проработан проект опытной промышленной установки для термического рафинирования графитов, которую намечается оборудовать на опытном графитном заводе треста Союзграфиткорунд.

Метод термического рафинирования применим к любым графитам и углю, содержащим не менее 70% С^{22, 23, 24, 25}.

Беззольный термически рафинированный графит может найти применение

²¹ И. А. Шапиро, Графитовая промышленность Средней Европы, «Минеральное сырье» № 9, 1930.

²² В. С. Веселовский, Термическая обработка курейского графита, «Минеральное сырье» № 6, 1931.

²³ В. С. Веселовский, Полузаводские опыты термического рафинирования графита, «Минеральное сырье».

²⁴ В. С. Веселовский и В. С. Левина, Исследования продуктов термического рафинирования графитов и графитации углей, «Минеральное сырье» № 8, 1933.

²⁵ В. С. Веселовский и В. Ф. Чалых, Опыты термического рафинирования графитов и углей на заводской установке, «Минеральное сырье» № 5, 1934.

ние в качестве исходного материала для производства графитовых смазок, скользящих контактов (щеток), щелочных аккумуляторов, высшего сорта карандашей и пр.

е) Дополнительная разведка Курейского месторождения. В 1930 г. по заданию акц. о-ва Комсеверпуть, в ведении которого находился тогда Курейский рудник, институт снарядил на Курейку новую разведочную экспедицию на 1½ года, в задачи которой входило: 1) геологическое обследование в целях составления геологического очерка долины р. Курейки от устья до района графитового месторождения; 2) генеральное опробование графитового пласта на левом берегу Курейки, уточнение промышленных запасов и подготовки эксплуатационных работ.

Экспедиция задание выполнила. На основании собранного за 10 лет материала составлена монография о Курейском месторождении объемом около 25 печ. листов, которая в скором времени будет опубликована^{26, 27, 28}.

ж) Ногинское месторождение. В последнее время привлек к себе внимание графит с Нижней Тунгуски, являющийся аналогом курейского. В институте были исследованы образцы руды Ногинского месторождения.

9. Графито-коллоидные препараты

Графитовая секция института в самом начале своей деятельности включила в программу вопросы производства и применения коллоидных графитовых препаратов. Опыты производились на мельнице типа Плаусон и Одерберг с обогащенным курейским графитом. В первом случае был приготовлен водный коллоидный графит в качестве средства, предохраняющего паровой котел от образования накипи. Испытания этого препарата на паровозах дали блестящие результаты. Без

графита паровоз может сделать без остановки на ремонт не более 1500 км. При применении коллоидного графита пробег без ремонта увеличивается до 3500—5000 км и даже, рекордный случай, до 12 тыс. км. Введение коллоидного графита на транспорте сулит большие технико-экономические выгоды и может сберечь миллионы рублей в год.

В течение 1929/30 г. было усиленными темпами организовано промышленное производство водного коллоидного графита на Перервенском заводе Минералруда и в период осенне-зимних перевозок 1930/31 г. более 2000 паровозов применяли графитовый антинакипин.

Образцы масляной графитовой суспензии, приготовленные из химически обогащенного курейского графита (марка С), при испытании их на вагонных буксах также дали прекрасные результаты. Однако производство этого препарата не вышло еще из опытной стадии.

Позже выяснилось, что для производства графитовых смазок наиболее подходящим материалом является искусственный графит, полученный путем графитации антрацита. Применяя этот графит, Л. В. Лютину удалось приготовить графито-коллоидную смазку типа «аквадаг», которой оказалось возможным заменить импортный препарат фирмы Ачесона, применявшийся на Московском электроламповом заводе для волочения вольфрамовой и молибденовой проволоки для электроламп.

Им же разработаны способы приготовления масляных графитовых смазок, нужда в которых все более чувствуется по мере развития машиностроения в Союзе. С 1934 г. им организовано при институте опытное производство, снабжающее графитовыми смазками Электрозавод и других потребителей.

10. Изучение технологии применения графита

а) Производство карандашей. За исключением завода «Электроугли», с которым, с начала работ по графиту, институт установил наиболее тесный контакт, другие потребители шли неохотно на замену импортируемого графита советским.

²⁶ В. К. Чайковский, Разведка месторождения графита на р. Курейке в 1930 г., «Минеральное сырье» № 2, 1931.

²⁷ В. К. Чайковский, Работа курейской геологоразведочной партии 1930/31 г., «Минеральное сырье» № 12, 1931.

²⁸ И. А. Шапиро и В. К. Чайковский, Курейское месторождение графита (монография), готовится к печати. Материалы бюро фнздов ИПМ.

Производственники карандашных фабрик, например, требовали поставки им 99% цейлонского графита, заявляя, что с другим сырьем они не в состоянии изготовлять карандаши. Для проверки этих заявлений, а главным образом, для проработки рецептуры карандашной массы на базе советских графитов институтом были организованы экспериментальные работы на Московских карандашных фабриках (им. Крассина и Сакко и Ванцетти).

В результате этих работ было установлено, что графиты союзных месторождений вполне пригодны для карандашного производства при условии достаточного тонкого размола (минус 250 меш) и тщательного обогащения.

Практический эффект произведенных исследований выразился в переходе карандашных фабрик на применение исключительно графитов союзных месторождений, Курейского и Алиберовского, и прекращение для этой цели импорта зарубежных графитов.

б) Производство электродов. Хлорные заводы являются потребителями значительных количеств графитированных электродов, ввозимых из-за границы. Институт поставил себе задачей проверить, нельзя ли получить из обогащенных естественных графитов электроды, обладающие достаточной механической прочностью и удовлетворительной электропроводностью.

Положительных результатов не получено, и вопрос может быть решен, по-видимому, либо применением специальных пропиток для графитовых электродов либо графитированием последних^{20, 30, 21, 32}.

в) Тигельное производство. Завод «Красный тигель» в Луге применяет ботогольский и мариупольский графиты крупностью зерна плюс 100 меш. Однако до пуска Завальевского завода количество выпускавшихся на рынок кристаллических графитов было вооб-

ще чрезвычайно ограничено, а тигельный сорт вырабатывался в совершенно ничтожных размерах, удовлетворяющих едва 20% потребности. Поэтому из года в год приходилось импортировать иностранные графиты для нужд тигельного производства. В целях возможного сокращения импорта институт по соглашению с Ленинградским керамическим институтом организовал опытное изготовление тиглей, шихта которых составлялась из смеси кристаллического (ботогольского и мариупольского) и скрытокристаллического (курейского) графита. Испытания тиглей показали, что они могут применяться в металлургии, но что они выдерживают меньше плавок, чем тигли из чистого явно кристаллического графита.

д) Элементное производство. Недавно произведенные группой института на заводе Мосэлемент опыты показали, что наилучшие результаты в элементах дает хинганский графит. В этом случае качество элементов было выше, чем при агglomerате из ботогольского или мариупольского графита. Этот результат побудил вновь поставить на очередь вопрос об использовании Хинганского месторождения. В 1935 г. оно было обследовано и с него в институт доставлена промышленная проба руды.

II. Сравнительное изучение естественных и искусственных графитов

Наряду с разрешением задач, выдвигаемых графитовой промышленностью или той или иной отраслью народного хозяйства, институт ведет постоянную проработку теоретических вопросов, имеющих большое значение для правильной постановки графитовой проблемы в целом.

Таковы работы по изучению электропроводности графитовых порошков, выявлению стойкости графитовых порошков при высоких температурах, по изучению механизма и скорости горения графита в зависимости от температуры и др.^{33, 34, 35, 26}

²⁰ И. А. Шапиро и Н. Н. Серб-Сербиной, Опыты изготовления карандашных мин, «Минеральное сырье» № 1, 1931.

³⁰ Я. С. Каждан и И. И. Комеников, Лабораторные опыты изготовления электродов, «Минеральное сырье» № 10—11, 1931.

³¹ Е. Ф. Чалых, Отчет о заводской проверке изготовления электродов из природных графитов, 1932, Материалы ИПМ, рукопись.

³² Е. А. Кугель и В. С. Гросман, Освоение новых сортов графита в карандашном производстве «Минеральное сырье» № 1, 1934 г.

³³ И. И. Колесников и В. С. Веселовский, Опыты по подысканию наиболее подходящих графитов для производства элементов Лекланше, «Минеральное сырье» № 2—4, 1932, № 6 и 7, 1935.

Сюда же относится работа по соби- ранию литературы по графиту на рус- ских и иностранных языках, составле- ние библиографического указателя и каталога графитовых месторождений.

В заключение настоящего, далеко не полного обзора работ института по

³⁴ В. С. Веселовский, Метод массового определения золы в графите, «Минеральное сырье» № 6, 1930.

³⁵ Н. С. Лаврович, К вопросу о генезисе украинских месторождений графита, «Минеральное сырье» № 3, 1931.

³⁶ И. А. Шапиро и В. С. Веселовский, Сравнительное изучение физико-химических свойств естественных и искусственных графитов, «Минеральное сырье» № 3, 1931.

³⁷ В. С. Веселовский, Библиография гра- фита, «Минеральное сырье» № 7, 8—9, 10—11 и 12, 1931.

³⁸ В. С. Веселовский и В. Н. Перцов, Механизм и скорость горения графита в зависи- мости от температуры, «Минеральное сырье» № 1, 1932.

³⁹ И. А. Шапиро, Пятилетний план разви- тия графитовой промышленности СССР, «Мине- ральное сырье» № 8, 1928.

⁴⁰ И. А. Шапиро, Современное состояние графитовой промышленности СССР и перспе- тивы его развития, «Горный журнал» № 12, 1929.

⁴¹ И. А. Шапиро, Графитовая промышле- ность СССР к концу первой пятилетки и перспе- тивы ее развития, «Минеральное сырье» № 6, 1933.

⁴² И. А. Шапиро, Возможен ли экспорт курейского графита, «Минеральное сырье» № 9, 1927.

⁴³ А. Г. Топунов, Графитовая и корундовая промышленность Союза в 1934 г., «Минеральное сырье» № 9, 1934.

графиту необходимо еще упомянуть об участии работников института в изуче- нии экономической стороны графито- вой проблемы, в составлении пятилет- ных планов развития промышленности в разработке вопросов экспорта гра- фита и т. д.^{37—43}

В работах института по графиту при- менение комплексного метода вырази- лось особенно ярко и отчетливо. От- дельные стадии работы могут быть представлены в следующей схеме:

- 1) разведка месторождения;
- 2) исследование физико-химических свойств руды;
- 3) изучение путей превращения руды в промышленное сырье (испытание обогатимости);
- 4) приготовление полузаводских пар- тий обогащенного продукта;
- 5) испытание концентрата в произ- водстве изделий;
- 6) проектирование предприятий.

В результате выполненных работ вы- явлена солидная сырьевая база, изуче- ны методы обработки графитовых руд главнейших месторождений, полностью ликвидирован импорт графита. Дейст- вующие графитовые фабрики выпускают в 1935 г. свыше 12 тыс. т графитовых продуктов, полная же производствен- ная мощность этих предприятий дости- гает 20 тыс. т графитовой продукции в год.

Л. А. Ротиняц и М. Г. Манвелян

Исследование условий кристаллизации плавяных базальтов

Настоящее сообщение является продолжением и дополнением первого¹, посвященного, так же как и это, исследованию условий кристаллизации плавяных базальтов. В этой работе, так же как и в первой, процесс кристаллизации, наблюдающийся при отжиге, изучается методом изотерм, достаточно густая сеть которых хорошо передает зависимость кристаллизационной способности от температуры и времени нагревания.

Для настоящего исследования были взяты базальты из новых месторождений, а именно из Арзни, Джаткрана и Арабкира. Перечисленные базальты были расплавлены в электрической печи на опытном заводе и из них отлиты кубики размером 3 см³. Кроме того, были отлиты кубики и из смесей тохмахангелского базальта с аллавердским пикритом. Вместо очень тонких пластин, применявшихся в первом исследовании, для опытов отжига были отлиты сравнительно большие кубики с целью изучения процесса кристаллизации на объектах, более близких по размерам к отжигаемому на заводе.

В табл. 1 приведены анализы арзниского, джаткранского и арабкирского базальтов, анализ же тохмахангелского базальта приведен в табл. 2 первого сообщения.

Сравнивая данные табл. 1 с данными табл. 1 и 2 первого сообщения видно, что арзниский и джаткранский базальты по содержанию кремнекислоты очень близки к калагеранскому и тохмахангелскому, тогда как арабкирский—к андезитобазальту. Что же касается прочих окислов, то по содержанию их все исследованные в первой и настоящей работе базальты несколько отличаются друг от друга. По внешнему виду, цвету и микроструктуре арзниский и джаткранский базальты близки к

тохмахангелскому, а арабкирский к андезитобазальту.

Таблица 1

Анализы естественных базальтов

	Арзниский	Джаткранский	Арабкирский
SiO ₂	49,97	50,15	52,16
TiO ₂	1,50	0,80	1,50
Al ₂ O ₃	13,18	17,04	16,39
FeO }	15,30	12,28	12,22
Fe ₂ O ₃ }			
MgO	5,46	5,66	5,89
CaO	9,91	9,05	6,90
R ₂ O	4,61	5,11	4,84
Потеря при прокаливании . . .	0,30	Нет	0,42

Плавка этих базальтов была произведена опытным заводом в электрической печи, имевшей футеровку из магнезитового кирпича, причем путем анализов до и после плавки было установлено, что операция плавки не внесла в химический состав базальтов никаких существенных изменений, и потому химический состав образцов для опытов со-

Таблица 2

Анализы плавяного пикрита и смеси тохмахангелского базальта с пикритом

	Пикрит аллавердский	Тохмахангелский базальт + 50% пикрита	Тохмахангелский базальт + 10% пикрита	Тохмахангелский базальт + 15% пикрита
SiO ₂	42,77	49,15	48,83	48,52
TiO ₂	0,45	0,97	0,85	0,86
Al ₂ O ₃	9,35	16,84	16,36	15,91
FeO }	14,65	11,75	11,85	12,06
Fe ₂ O ₃ }				
MgO	24,36	6,76	7,80	8,78
CaO	5,04	9,82	9,65	9,37
R ₂ O	2,70	4,42	4,20	4,17
Потеря при прокаливании . . .	Нет	Нет	Нет	Нет

¹ П. П. Гамбарян, Ф. Г. Арутюнян и Л. А. Ротиняц, Исследование условий кристаллизации плавяных базальтов, «Минеральное сырье» № 11, стр. 1, 1935.

ответствует химическому составу исходных природных базальтов. Далее в табл. 2 приведены анализы плавленного тохмахангелского базальта и плавленных же смесей его с пикритом.

Как видно из табл. 2, прибавка пикрита понижает немного содержание SiO_2 , CaO и Al_2O_3 и повышает содержание $\text{FeO} + \text{Fe}_2\text{O}_3$ и MgO .

Из вышеперечисленных базальтов и трех составов смесей тохмахангелского базальта с аллавердским пикритом опытным заводом, как выше уже упоминалось, были отлиты в металлических формах кубики величиной $3 \times 3 \times 3$ см, которые тотчас после отливки отжигались при температуре 600° от 5 до 8 час. и затем медленно охлаждались.

Отожженные таким образом кубики имели стеклообразную структуру. Для получения изотерм кристаллизации эти кубики подвергались нагреванию при различных постоянных температурах. опыты производились следующим образом: в большую муфельную печь по возможности центрально помещались 9 кубиков, по 3 кубика каждого исследуемого сорта базальтов.

Температура муфеля регулировалась посредством реостата, а измерение температуры производилось посредством платина — платинородиевой термопары, соединенной со стрелочным гальванометром. На нагревание муфельной печи до желаемой температуры требовалось от одного до двух часов. Отсчет времени нагревания производился с момента получения желаемой температуры. После одного часа нагревания при температуре изотермы вынимались первые три кубика, по одному от каждого сорта, затем после трех часов нагревания — следующие три и, наконец, после пяти часов нагревания вынимались последние три кубика. Вынутые из муфеля кубики охлаждались непосредственно на воздухе. Таким образом были получены изотермы для 700, 750, 775, 800, 850, 900 и 1000° .

При макроскопическом исследовании полученных таким образом кубиков бросается прежде всего в глаза изменение во внешнем их виде. Так, на кубиках, нагревавшихся при 775° , заметны следы пластичной деформации, выражающиеся в том, что углы кубиков

слегка округлились. Вместе с повышением температуры деформации становятся все более и более значительными, а при 1000° заметно было оседание кубиков, причем поверхность их была сильно искривлена и покрыта многочисленными морщинами. Цвет кубиков с повышением температуры изменялся из блестящего черного в блеклый бурый, причем это изменение цвета особенно заметно у кубиков, нагревавшихся при 900° и выше. Кубики из всех исследованных базальтов после нагревания при 700, 750, 800, 850 и 900° и последующего охлаждения на воздухе легко растрескивались, а закристаллизовавшиеся при 900 и 1000° вполне или почти вполне были термостойки и не растрескивались. Все кубики после нагревания при 750, 775, 800 и 900° имели в изломе в той части поверхности, которая не закристаллизовалась, тот же черный цвет и стеклянный блеск, что и до нагревания. У базальтов, заключавших примесь пикрита, черный цвет был несколько темнее. Поверхность, покрытая кристаллами, легко отличима невооруженным глазом от стеклянной, так как эта часть поверхности становится матово-серо-черной. На кубиках, полученных от изотермы 750° , можно заметить в лупу зачатки кристаллизации в виде отдельных кристалликов, разбросанных в небольшом числе как на внешней поверхности, так и на поверхностях излома. У кубиков, нагревавшихся 3 часа при 1000° , на поверхностях излома совершенно не было заметно стекла, тогда как у кубиков, нагревавшихся 5 час. при 900° , между кристаллами были заметны небольшие прослойки стекла. Кристаллическая структура у кубиков, нагревавшихся ниже 900° , была иная, чем у нагревавшихся выше 900° . В первом случае всегда получалась мелкокристаллическая структура, во втором — крупнокристаллическая с характерным изломом камня. Вид излома у кубиков, нацело закристаллизовавшихся при 1000° , был по всей толще неодинаков. На многих кубиках ясно можно было различить по окраске три кристаллических слоя: внешней толщиной около 5 мм, окрашенный в буроватый цвет, затем второй, окрашенный в серо-черный, и, наконец, центральный более светло окрашенный. Внешний слой в изломе имеет тонкие штрихи, направ-

ленные перпендикулярно к наружной поверхности. На некоторых кубиках можно различить по окраске лишь два слоя, так как граница перехода одного слоя в другой иногда бывает постепенной, глазом неуловимой. Толщина второго и третьего слоев в различных образцах различна.

Для дальнейшего более детального изучения кристаллической структуры из кубиков были приготовлены шлифы, которые затем были исследованы под микроскопом в простом и поляризован-

ном свете. Результаты этого исследования приведены в табл. 3, 4, 5, 6 и 7.

В этих таблицах числа процентов показывают объем исследуемого образца (кубика), превратившегося в кристаллическое состояние при данной температуре и данной продолжительности нагревания. Кроме того, в каждой клетке таблицы приведены названия видов кристаллов, которые наблюдались при шлифе: сферолиты, глобулиты, лонгулиты.

Из рассмотрения данных табл. 3, 4, 5,

Изотерма 775°

Таблица 3

Наименование базальтов	Продолжительность нагревания		
	1 час	3 часа	5 часов
1. Тохмахангелский	—	—	Глобул.
2. » + 5% пикрита	—	Глобул.	10% »
3. » + 10% »	—	»	20% »
4. » + 15% »	—	»	20% »
5. Арзнийский	—	—	глобул.
6. Джаткранский	—	Глобул.	»
7. Арабкранский	—	—	»

Таблица 4

Изотерма 800°

Наименование базальтов	Продолжительность нагревания		
	1 час	3 часа	5 часов
1. Тохмахангелский	Глобул.	10% глобул.	20% глобул.
2. » + 5% пикрита	»	Глобул.	20% »
3. » + 10% »	»	»	50% »
4. » + 15% »	20% »	30% »	100% »
5. Арзнийский	Глобул.	10% »	20% »
6. Джаткранский	10% »	10% »	20% »
7. Арабкранский	Глобул.	10% »	10% »

Таблица 5

Изотерма 850°

Наименование базальтов	Продолжительность нагревания		
	1 час	3 часа	5 часов
1. Тохмахангелский	5% глобул.	10% глобул.	15% глобул.
2. » + 5% пикрита	5% глобул.	10% глобул.	20% глобул.
3. » + 10% »	5% глобул. микролиты сферолиты	20% глобул. микролиты сферолиты	30% глобул. микролиты сферолиты
4. » + 15% »	30% глобул. микролиты	50% глобул. сферолиты	70% глобул. сферолиты микролиты
5. Арзнийский	2% глобул.	5% глобул.	10% глобул.
6. Джаткранский	2% глобул.	5% глобул.	10% глобул.
7. Арабкранский	1% глобул.	3% глобул.	5% глобул.

6 и 7 видно, что после трехчасового нагревания при 775° лишь у джаткранского базальта и смесей тохмахангелского базальта с пикритом появились в небольшом числе мелкие кристаллические образования, так называемые глобулиты. После 5-час. нагревания глобулиты появились также у тохмахангелского базальта, арзниского и арабкирского. Полная кристаллизация кубиков из всех

исследуемых видов базальта в согласии с макроскопическим исследованием наблюдалась лишь при 1000° после трех часов нагревания.

По данным вышеприведенных таблиц вычерчены диаграммы (фиг. 1, 2 и 3), где по оси абсцисс нанесены температуры, а по оси ординат — выраженная в процентах закристаллизовавшаяся часть образца. Кривые на фиг. 1 изобра-

Таблица 6

Изотерма 900°

Наименование базальтов	Продолжительность нагревания		
	1 час	3 часа	5 часов
1. Тохмахангелский	150% сферолиты глобулиты	250% сферолиты глобулиты лонгулиты	400% сферолиты глобулиты лонгулиты
2. » + 50% пикрита	150% сферолиты глобулиты лонгулиты	250% сферолиты глобулиты	450% сферолиты лонгулиты
3. » + 100% »	200% сферолиты	400% сферолиты глобулиты	600% сферолиты
4. » + 150% »	600% сферолиты глобулиты	750% сферолиты	900% сферолиты
5. Арзниский	100% сферолиты глобулиты	150% сферолиты глобулиты	200% сферолиты
6. Джаткранский	100% сферолиты глобулиты	250% сферолиты глобулиты	300% сферолиты
7. Арабкирский	50% глобулиты сферолиты	100% глобулиты сферолиты	150% сферолиты глобулиты

Таблица 7

Изотерма 1000°

Наименование базальтов	Продолжительность нагревания		
	1 час	3 часа	5 часов
1. Тохмахангелский	850% сферолиты	1000% сферолиты	
2. » + 50% пикрита	850% сферолиты	1000% сферолиты	
3. » + 100% »	900% сферолиты	1000% сферолиты	
4. » + 150% »	950% сферолиты	1000% сферолиты	
5. Арзниский	600% сферолиты лонгулиты	1000% сферолиты	
6. Джаткранский	750% сферолиты лонгулиты	1000% сферолиты лонгулиты	
7. Арабкирский	500% сферолиты	1000% сферолиты	

жают одночасовые, на фиг. 2 трехчасовые и на фиг. 3 пятичасовые изохроны кристаллизации.

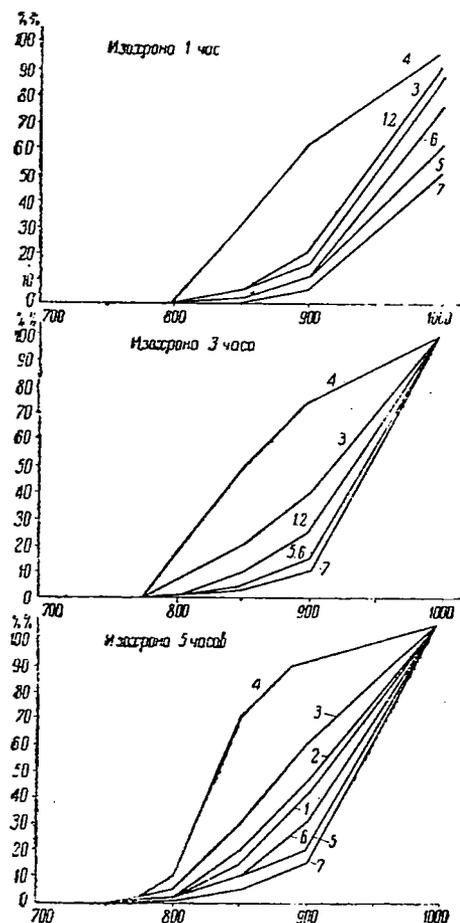
Сравнивая эти диаграммы с диаграммами изохрон кристаллизации, приведенными в первом сообщении, прежде всего бросается в глаза их совершенно различный вид. Действительно, изохроны первого сообщения имеют по несколько максимумов, тогда как у изохроны настоящего исследования являются монотонно возрастающими функциями температуры. Это различие обусловлено тем, что в первом исследовании отдельно измерялась для каждого вида кристаллов закристаллизовавшаяся площадь, тогда как в этой работе всегда определялась суммарная площадь, занятая всеми видами кристаллов вместе.

Далее, фиг. 2 и 3 отличаются от прочих еще тем, что все кривые на них сходятся в точке с абсциссой 1000° и ординатой 100%. Это происходит потому, что для всех изучаемых видов базальта при 1000° кристаллизация заканчивается в промежуток времени между одним часом и тремя, так что на трех- и пятичасовых изохронах все кубики при 1000° уже на 100% закристаллизованы.

Фигуры эти очень наглядно выражают различия кристаллизационной способности у исследованных базальтов и смесей. Так, на приведенных диаграммах (фиг. 1, 2, 3) сразу видно, что среди природных базальтов наибольшей кристаллизационной способностью обладает тохмахангелский базальт (кривая 1), а наименьшей арабкирский (кривая 7). Далее, сравнивая между собой положение кривых 1, 2, 3 и 4, сразу видно, что добавка пикрита оказывает значительное ускоряющее действие на процесс кристаллизации. При сравнении между собой одно-, трех- и пятичасовых изохрон ясно выступает влияние продолжительности нагревания, а вид каждой кривой на диаграммах—зависимость процесса кристаллизации от температуры при данной продолжительности нагревания. Сопоставляя полученные результаты с данными химического анализа, приведенными в табл. 1 и 3, можно объяснить разницу в кристаллизационной способности между тохмангелским базальтом с добавкой 15% пикрита и арабкирским базальтом, повидимому, тем, что у первого содержание кремнекислоты приблизительно на 3,5%

меньше, а окиси магния на 3% и окиси кальция на 2,5% больше, чем у второго.

Микрофотографии (фиг. 4, 5, 6, 7, 8 и 9) дают представление о кристаллических образованиях, получающихся

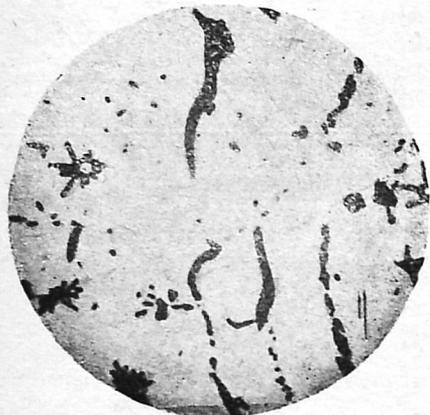


Фиг. 1—3

1	— тохмахангелский базальт	
2	— " "	+ 5% пикрита
3	— " "	+ 10% " "
4	— " "	+ 15% " "
5	— арзникский	" "
6	— джаткранский	" "
7	— арабкирский	" "

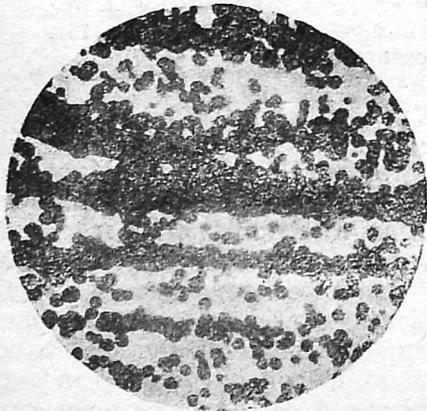
при отжиге. Первые две микрофотографии сделаны со шлифов тохмангелского базальта с добавкой 5 и 15% пикрита, нагревавшегося 5 час. при 900° . На этих микрофотографиях прежде всего бросается в глаза то, что закристаллизовавшаяся площадь больше у образца с большим содержанием пикрита, что находится в полном согласии с расположением кривых 2 и 4 на фиг. 2. На фиг. 4 видны несколько удлиненные

сферолиты, расположенные либо звездообразно либо в виде сплошных палочек. На фиг. 5 сферолиты круглой формы расположены, главным образом, рядами. На фиг. 6 и 7 джаткранского и арабкирского базальтов, нагревавшихся один час при 1000° , видны лонгулиты очень тонкие и длинные, причем у джаткранского базальта их значительно больше, чем у арабкирского, что также находится в согласии с расположением



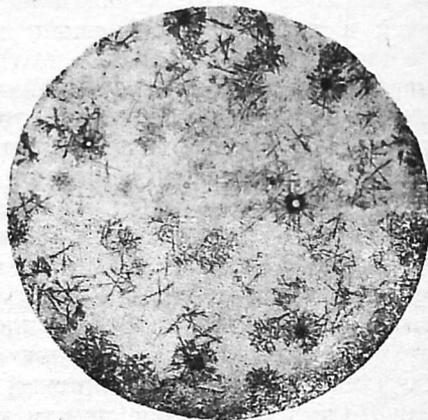
Фиг. 4. Тохмахангелский базальт + 5% пикрита. Нагрев 5 час. при 850° , ув. 12

кривых 5 и 7 на фиг. 1. Лонгулиты располагаются звездообразно, а затем при увеличении продолжительности нагревания эти звездообразные скопления уплотняются и превращаются в сферолиты. На микрофотографии, снятой со шлифа, вырезанного по направлению от поверхности вглубь кубика из джаткранского базальта, нагревавшегося 3 часа при 900° , видно, что у наружной поверхности сферолиты образуют сплошной черный слой, который затем



Фиг. 5. Тохмахангелский базальт + 15% пикрита. Нагрев 5 час. при 850° , ув. 12

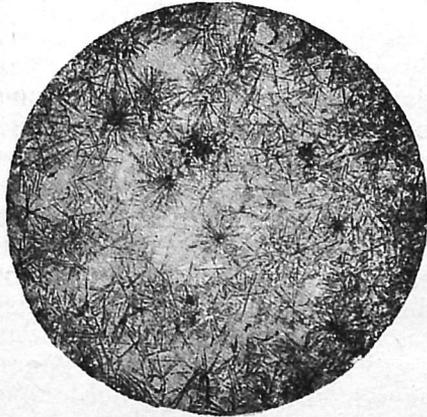
становится светлее и переходит далее в отдельные, редко расположенные сферолиты. Сферолиты шлифов № 1, 2 и 3, спустя 5 мес. после опытов отжига, стали мутными, повидимому, вследствие превращения лабильной кристаллической модификации в стабильную. На микрофотографии сняты уже помутневшие сферолиты. Особенно интересна микрофотография арзниского базальта (фиг. 9), нагревавшегося 3 часа при 1000° , так как на ней ясно различимы вышеописанные три слоя кристаллов, наблюдавшихся на поверхностях излома кубиков невооруженным глазом. Внешний буроватый слой образован из крупных кристаллов особой структуры, причем скорость роста этих кристаллов значительно больше, чем у сферолитов второго слоя. В этом слое заметно включение сферолита из второго слоя, из чего следует, что зародыш включения образовался одновременно или даже раньше кристаллов наружного слоя.



Фиг. 6. Арабкирский базальт. Нагрев 1 час при 1000° , ув. 12

Сферолиты второго серо-черного слоя образованы из лонгулитов черного цвета, тогда как сферолиты третьего слоя—из лонгулитов светлосерого цвета. Лонгулиты этих сферолитов несколько похожи друг на друга и на лонгулиты, снятые на микрофотографиях фиг. 3 и 4. Даже на многих образцах межсферолитное пространство во втором слое окрашено в более густой черный цвет, чем сами сферолиты, так что на шлифах уже в лупу отчетливо видно это черное окаймление. По величине сферолиты второго и третьего слоев близки друг к другу, что свидетельствует о близости числа образующихся в

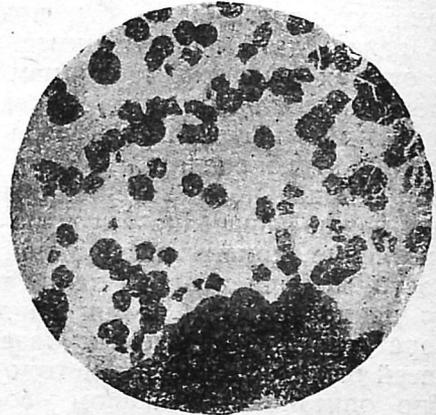
единицу времени центров кристаллизации и скорости их роста. Граница между кристаллическими образованиями первого, второго и третьего слоев очень резка и эти различающиеся по окраске слои состоят, повидимому, из трех различных видов кристаллов.



Фиг. 7. Джаткранский базальт. Нагрев 1 час при 1000°, ув. 12

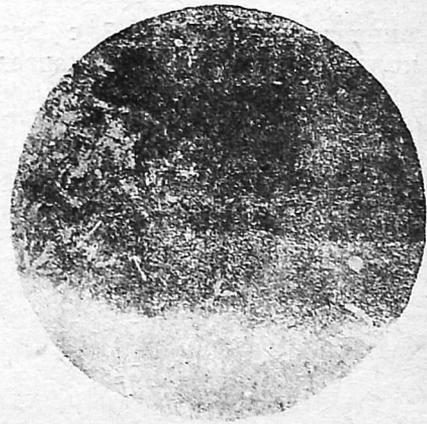
Сравнивая микрофотографии, приведенные в первом сообщении, с микрофотографиями настоящей работы, мы замечаем между ними большое различие. Так, лонгулиты на микрофотографиях фиг. 3 и 4 первой работы сильно отличаются от лонгулитов на фиг. 6 и 7 настоящей работы. Также сферолиты на микрофотографии фиг. 4 первой работы мало похожи на сферолиты на микрофотографиях фиг. 4, 5 и 8 этой работы. Эти различия во внешнем виде кристаллов обусловлены, с одной стороны, небольшими различиями в химическом составе, с другой—различием в соотношении между величиной поверхности и массой у тонких пластинок и кубиков. Однако это различие в соотношениях между поверхностью и массой сказывается не действием поверхностных сил, а главным образом, химическим действием воздуха. Благодаря большой относительной поверхности окисляющее действие кислорода воздуха у тонких пластинок около 0,2 мм толщины относительно гораздо больше, чем у кубиков. О том, что такое взаимодействие имеет место, можно судить по тому, что цвет тонких пластинок при нагревании постепенно переходит из светлозеленоватого в бурый.

Сравнивая далее кристаллизацию тонких пластинок, описанную в первом сообщении, с кристаллизацией кубиков, мы видим, что в общем и целом картина кристаллизации в обоих случаях сходна. Температурные области, в которых появляются те или другие кристал-



Фиг. 8. Джаткранский базальт. Нагрев 3 часа при 900°, ув. 12

лические формы, соответствуют друг другу. Так, кристаллам А, возникающим на пластинках из колагеранского и тохмахангелского базальтов в температурном интервале до 800°, соответствуют у кубиков глобулиты. Далее в температурном интервале от 775 до 1100° образуются одновременно и на тонких пластинках и на кубиках до трех видов кристаллов. После работ Тамманна стало известно, что кристаллическая структура определяется соотношением между двумя, зависящими от температуры, скоростями, а именно скоростью роста



Фиг. 9. Арзнийский базальт. Нагрев 3 часа при 1000°, ув. 12

кристаллов и скоростью образования центров кристаллизации. У базальтов, исследованных в первой работе, эти соотношения были таковы, что ниже 900° получалась мелкокристаллическая структура, а выше—крупнокристаллическая. То же различие структур выше и ниже 900° наблюдается также при кристаллизации кубиков. Было бы, конечно, очень важно дать образующимся в наших опытах различным формам кристаллов минералогическую характеристику, но мы, к сожалению, пока не в состоянии этого сделать.

Для рационального ведения процесса отжига важное значение имеет не только изучение кристаллизационной способности, но еще и определение температур начинающегося размягчения. Эти температуры для изучаемых базальтов и смесей были определены методом, подробно описанным в первом сообщении². В табл. 8 приведены опытные данные, причем температуры размягчения палочек в 0,3 мм в диаметре получены экстраполяцией.

Таблица 8
Температуры начинающегося размягчения
в °С

Диаметр палочек в мм	Арзниский базальт	Джаткранский базальт	Арабский базальт	Тохмахангелский базальт + 15% пикрита
0,30	665	675	715	700
0,60	684	690	735	720
1,00	735	695	740	730

Сравнивая числа табл. 3 с данными для колагеранского, тохмахангелского базальтов и андезитобазальта³, мы ви-

дим, что температура размягчения у джаткранского базальта совпадает с колагеранским, у арзниского с тохмахангелским, у смеси тохмахангелского базальта с 15% пикрита температура размягчения приблизительно на 30°, а у арабского на 45° выше, чем у вышеперечисленных базальтов.

Резюме

1. Нами были определены химический состав и микроструктура арзниского, джаткранского и арабского базальтов.

2. Было определено влияние процесса плавки в электрической печи на химический состав отлитых образцов.

3. Была изучена методом изотерм кристаллизационная способность и найдено, что по возрастающей кристаллизационной способности исследованные базальты располагаются в следующий ряд: арабский, арзниский, джаткранский, тохмахангелский, тохмахангелский с добавкой 5, 10 и 15% пикрита.

4. Было найдено, что при отжиге в продолжение 5 час. при 750—775° у всех базальтов начиналась кристаллизация появлением в небольшом количестве глобулитов.

5. Установлено, что при отжиге в температурном интервале 775—1000° у всех базальтов и смесей появлялось до трех различных видов кристаллов.

6. Было определено, что при отжиге ниже приблизительно 900° структура образцов всегда мелкокристаллическая, а выше крупнокристаллическая.

7. Для плавленных базальтов и смесей была определена температура начинающегося размягчения. В порядке возрастающей температуры размягчения базальты расположились следующим образом: арзниский, джаткранский, тохмахангелский с добавкой 15% пикрита и арабский.

² «Минеральное сырье» № 11, 1935.

³ «Минеральное сырье» № 11, 1935 г., табл. 4.

Н. Н. Зубарев и А. И. Шиманко

Полумягкий флогопит и возможность применения его в производстве слюдяной электроизоляции

Проведенная работа дает возможность простейшими способами распознавать полумягкий флогопит среди других разновидностей флогопита и приводит цифровой материал выхода щипаной слюды в лабораторных и заводских условиях. Работа позволяет сделать вывод о технологических, физико-механических и электрических свойствах полумягкого флогопита и дает указание возможных случаев применения полумягкого флогопита при изготовлении миканитовой электроизоляции

В середине 1933 г. группа сотрудников Института минерального сырья (б. ИПМ), проводившая исследовательскую работу на одном из московских электрозаводов, обнаружила в полученной партии флогопита ряд кристаллов золотистого оттенка, обладавших довольно сильным жирным блеском.

Более детальное ознакомление с этим флогопитом показало, что он отличается от обычно встречающихся темных и серебристых разновидностей не только внешним видом, но и более плохой расщепляемостью по плоскостям спайности, меньшей твердостью, а также своим несколько иным от обычного отношением к воздействию высоких температур. Так например, если для отделения тонкого листочка слюды (0,03—0,1 мм) у темного или серебристого флогопита достаточно было ввести клин щипального ножа до половины кристалла и слабым усилием отделить пластинку, то у золотистого флогопита эта операция давала нередко надлом листочков или (при отщеплении тонких фильмочек) образование ряда мелких складок, перпендикулярных направлению расщепляющего ножа.

При расщеплении этого флогопита создавалось впечатление, что сила сцепления между отдельными, составляющими кристалл пленками значительно больше, чем у обычных флогопитов. (Дальнейшее показало, что в

данном случае имела значение меньшая его упругость).

Образование при расщеплении переломов, в особенности мелких параллельных складок («гармошки»), оказалось настолько характерным для золотистого флогопита этой партии, что в сомнительных случаях достаточно было отщипнуть несколько пленок слюды, чтобы убедиться действительно ли этот образец является новой разновидностью флогопита. Непродолжительное прокалывание на пламени газовой горелки пластинок темного или серебристого флогопита толщиной 0,1—0,2 мм не дает резко заметных изменений, тогда как подвергнутые такому же испытанию образцы золотистого флогопита во время нагрева расщеплялись, белели, а по охлаждению становились мутными, отчасти напоминающая этим мягкие, гидратизированные флогопиты.

Черта, проведенная ножом по поверхности кристалла темного или серебристого флогопита, оставляет после себя царапину, в то время как у золотистого при этом получалась широкая, вдавленная полоса. Следовательно, и твердость его, как показало такое примитивное опробование, была меньше, чем у обычных флогопитов.

Таким образом этот золотистый флогопит оказался какой-то новой, до того времени не встречавшейся разновидностью и по своим физическим и механическим свойствам — расщепляемости, отношению к воздействию высоких температур — являлся чем-то средним между твердыми (темным, серебристым) и мягкими (так называемыми кожаными) флогопитам.

За свою относительную мягкость он был назван «полумягким».

В конце 1933 г. заводы-потребители начали обращать внимание на снижение производительности расщипки и выходов щипаной слюды из поступающих партий флогопита. Кроме того, ухудшилось также качество щипаной слюды благодаря появлению при рас-

щипке большого количества мелких складок и значительного увеличения выхода щипаной слюды толщиной свыше 0,03 мм.

При обследовании работниками института нескольких партий очищенного флогопита (полученных заводом МЭИЗ) было обнаружено присутствие в них значительного количества полумягкого флогопита, достигавшего в некоторых партиях 40—50%.

Для выяснения электрических характеристик этого флогопита образцы его были подвергнуты соответствующим испытаниям¹.

Таблица 1

Сравнительное значение пробивного напряжения флогопитов

Название флогопита	Пробивное напряжение в кв				
	толщина в мм				
	0,02	0,04	0,06	0,08	0,10
Твердый . . .	2,8	4,0	4,9	5,6	6,2
Полумягкий . .	2,9	4,1	4,8	5,3	5,6
Янтарный . . .	3,1	4,9	4,8	5,4	6,9

Как видно из табл. 1, в отношении среднего пробивного напряжения полумягкий флогопит мало отличается от твердого или янтарного, но отклонение отдельных значений пробивного напряжения от среднего достигало по сообщению ВЭИ для полумягкого флогопита $\pm 25\%$, в то время как для твердого оно было равно $\pm 16\%$, а для янтарного $\pm 10\%$.

Таким образом полумягкий флогопит в отношении пробивного напряжения отличался весьма значительной неоднородностью, которая, по всей вероятности, является следствием складок и изломов, получающихся в процессе его обработки.

Тангенс угла диэлектрических потерь и диэлектрический коэффициент у полумягкого флогопита оказался (табл. 2) в 4,5 раза больше, чем у твердого или янтарного, что ВЭИ объясняет иониза-

Таблица 2

Тангенс угла диэлектрических потерь и диэлектрический коэффициент

Название флогопита	Толщина в мм	$\lg \delta$	Σ
Твердый	0,21	0,06	6,2
Полумягкий	0,21	0,28	7,9
Янтарный	0,29	0,06	6,1

цией воздушных прослоек в местах излома².

Результаты электрических испытаний, особенно резкое увеличение тангенса угла диэлектрических потерь, окончательно выявили необходимость изучения возможности применения полумягких флогопитов при изготовлении различного вида слюдяной изоляции.

Выполнение указанной работы было поручено Институту минерального сырья совместно с ВЭИ (электрические испытания)³.

Расщипка необходимой для работ слюды производилась сотрудниками лаборатории института и цехом щипки завода МЭИЗ. Следует отметить, что даже самая тщательная рассортировка перед расщипкой кристаллов флогопита на полумягкий и твердый все же не дает полной уверенности в том, что в группу полумягкого флогопита попали кристаллы, состоявшие исключительно из полумягкой слюды, так как в некоторых пластинках, определенных как «полумягкий», при расщиплении были обнаружены прослойки твердого флогопита (серебристый с так называемым «солнышком»). Это обстоятельство указывает на то, что полумягкая слюда не есть какая-то новая разновидность, а является обычным флогопитом, лишь претерпевшим некоторые изменения, возможно за счет первичных процессов гидратации. Эти изменения — очевидно, не во всех случаях захватили всю толщину кристалла.

² Выяснение возможности использования полумягких флогопитов в слюдяной изоляции, ВЭИ, Технический отчет № 224, 1935 г.

³ Одновременно проверка возможности применения полумягкого флогопита была поручена НИС ВЭТ завода МЭИЗ, электрокомбинату и др.

¹ Протокол испытания различных флогопитов. ВЭИ. Июнь 1934 г.

В результате лабораторной расщипки твердого и полумягкого флогопита были получены следующие выходы щипаной слюды:

Таблица 3

Выход щипаного флогопита в лабораторных условиях

Разновидность слюды	Выход в %			
	№ 5 из очищенного флогопита	№ 6 из очищенного флогопита	№ 6 из неочищенного флогопита	№ 7 из очищенного флогопита
Флогопит твердый	91,2	93,6	86,2	92,0
„ полумягкий	91,7	92,6	83,2	88,6

Из приведенных в табл. 3 цифр видно, что снижение выхода щипаной слюды из полумягкого очищенного флогопита оказалось в данном случае очень незначительным. Снижение выхода щипаной слюды из неочищенной по сравнению с выходом из очищенной получилось у полумягкого на 11,2, а у твердого на 8%.

Наблюдение за расщипкой двух партий слюды, предназначенной для экспериментальных заводских работ (на заводе МЭИЗ), дало следующие результаты:

Таблица 4

Выход щипаного флогопита в заводских условиях

Разновидность слюды	Выход в %			
	№ 5	№ 5 1/2	№ 6	№ 6 1/2
Флогопит твердый (II сорт)	88,6	89,7	91,2	92,3
Флогопит полумягкий (II сорт)	73,5	75,7	85,9	72,8

Расщипка второй партии очищенного флогопита № 7 II сорта дала выход щипаной слюды:

из твердого флогопита 930/0
„ полумягкого „ 880/0

Таким образом сравнительная расщипка показала, что выход щипаной слюды из полумягкого флогопита ни-

же, чем из твердого, и колеблется в довольно значительных пределах.

Выход щипаной слюды из полумягкого флогопита при расщипке в лабораторных условиях и второй партии на заводе МЭИЗ оказался приблизительно одинаковым. Расщипка первой заводской партии дала несколько сниженный выход щипаной слюды у полумягкого флогопита. Причина расхождения выходов в первом и втором заводских случаях, очевидно, заключается в большой неоднородности или, как указано было выше, разной степени гидратации взятой в расщипку слюды. Этой же причиной можно объяснить и значительные колебания выходов (72,8—88%), полученных на заводе.

Пластинки слюды из полумягкого флогопита II сорта после расщипки в большинстве (до 75%) оказались III сорта благодаря образованию по всей поверхности мелких складок (так называемой «гармошки»).

Следует отметить, что в случае предварительной подсушки полумягкой слюды образующиеся в дальнейшем при ее расщипке складки становятся менее заметными, а иногда почти совершенно исчезают. Последнее обстоятельство делает отсортировку щипаного полумягкого флогопита по наружному осмотру очень затруднительной.

Применение высоких температур (до 700°) для разделения щипаного флогопита на твердый и полумягкий также не дало удовлетворительных результатов. Поверхность как того, так и другого флогопита после термической обработки получала золотистый оттенок, часто становилась морщинистой, но значительной разницы по внешнему виду между обеими разновидностями при этом не наблюдалось.

В отличие от них поверхность подвергнутого такому же испытанию щипаного твердого флогопита добычи 1929—1930 г. оставалась после ряда проверок почти совершенно без изменения. Следовательно, поступающий за последнее время твердый флогопит оказался также претерпевшим какие-то изменения.

Исходя из этих наблюдений, все дальнейшие испытания проводились (с целью контроля) над тремя следующи-

ми разновидностями слюдянского флогопита:

1) твердым, темным 2-го и 3-го рудника добычи 1929—1930 г., именуемым в дальнейшем для краткости «флогопит I (с)»;

2) твердым флогопитом из 1-го рудника, отсортированным из последних партий (1934 г.), именуемым в дальнейшем «флогопит II (н)»;

3) флогопитом полумягким, отсортированным из тех же партий, что и «флогопит II (н)».

Для выяснения физических и механических свойств все три указанных разновидности слюды были подвергнуты сравнительным испытаниям для определения их:

1) твердости, 2) упругости, 3) удельного веса, 4) потери влаги при высушивании, 5) потери вещества слюды при прокаливании, 6) изменения наружного вида флогопита от воздействия высоких температур.

Для изучения возможности применения щипаной слюды из полумягкого флогопита при изготовлении миканитов и слюдяной изоляции был изготовлен ряд образцов твердого миканита типа коллекторного, формовочного и термостойкого, а также гибкого миканита, микафолия и микаленты.

Выяснение электрических характеристик этих образцов было произведено в отделе машинной изоляции ВЭИ и электро-физической лаборатории завода «Динамо».

Определение твердости флогопита⁴

Измерение относительной твердости флогопитов производилось по методу затухания колебаний опорного маятникового прибора. По этому методу за меру твердости слюды принимается время, в течение которого амплитуда колебаний маятника уменьшается на определенную величину. Чем мягче слюда, тем глубже погружается в нее острие и тем быстрее затухают колебания маятника.

Испытания производились двумя стальными остриями; масса маятника—1641 г, амплитуда колебаний маятника уменьшалась от 3 до 2 см. Результаты испытаний приведены в табл. 5.

⁴ Определение твердости произведено лабораторией физико-механических испытаний Института минерального сырья.

Таблица 5

Определение твердости слюды по затухающим колебаниям опорного маятникового прибора

Разновидность слюды	Время затухания колебаний маятника в секундах							Среднее
	I	II	III	IV	V	VI	VII	
Флогопит твердый I (с)	70	68	70	70	69	71		70
То же	72	70	70	68	73			71
»	76	74	78	75	74	77	73	75
Флогопит твердый II (н)	54	50	53	54				53
То же	54	58	56	52				55
»	51	54	51	50				52
Флогопит полумягкий	38	38	36	35	36	35		36
То же	35	36	38	40	36			37
»	34	38	37	35				36

Как видно из табл. 5, числа твердости (время затухания колебаний маятника в секундах) резко различаются для трех разновидностей флогопита, оставаясь близкими для отдельных образцов одной разновидности. Так флогопит I добычи 1929—1930 гг. (ст.) в среднем тверже флогопита II (нов.) в 1,3 раза, а полумягкого даже в 2 раза.

Следует отметить, что при испытании в указанных условиях толщина испытуемых пластин должна быть не менее 1,0 мм. Для проработки методики измерения этим способом твердости более тонких пластинок, например щипаной слюды, необходима постановка специальной работы.

Определение плотности (объемного веса) было произведено способом объема. Результаты определения показали, что плотность всех трех разновидностей флогопита в среднем оказалась приблизительно одинаковой (2,82—2,83). Плотность отдельных кристаллов флогопита II (нов.) и полумягкого колебалась в более широких пределах, чем у твердого I (ст.).

Определение сравнительной упругости флогопитов производилось путем отгибания пластинок слюды размером 20 × 75 мм вокруг цилиндров различных диаметров.

Для предохранения испытуемых пластинок от случайных повреждений пластинка слюды помещалась между двумя полосками бумаги толщиной

около 0,04 мм, а затем уже производилось огибание вокруг цилиндра на твердой гладкой поверхности (зеркальном стекле).

После навивки определялся характер полученных при этом повреждений и минимальный диаметр стержня, вокруг которого могла быть навита слюда без ущерба для ее механической прочности. Степень разрушения, т. е. появление морщин, образование воздушных прослоек и других нарушений целостности пластин определялась путем осмотра их при помощи лупы с двух-, трехкратным увеличением.

Результаты испытаний приведены в табл. 6.

Таблица 6

Определение сравнительной упругости флогопитов

Разновидность слюды	Толщина слюда- ных листоч- ков в мм	Наименьшие диаметры цилиндров в мм, при на- вивке на которые повре- ждения слюды станови- лись едва заметными. Величина d с точно- стью $\pm 0,5$ мм
Твердый флогопит I (с)	0,015	6,0
» » II (н)	0,015	7,0
Полумягк. » . . .	0,015	10,0
Твердый » I (с)	0,025	10,0
» » II (н)	0,025	12,0
Полумягк. » . . .	0,025	17,0
Твердый » I (с)	0,035	15,0
» » II (н)	0,035	18,0
Полумягк. » . . .	0,035	27,0
Твердый » I (с)	0,10	70,0
» » II (н)	0,10	85,0
Полумягкий » . . .	0,10	95,0

Если отнести толщину испытуемой пластинки слюды к минимальному диа-

Таблица 7

Сравнительный коэффициент (α), характеризующий упругость трех разновидностей флогопита

Разновидность флогопита	Толщина слюды в мм			
	0,015	0,025	0,035	0,100
Твердый I (ст.) . . .	0,0025	0,0025	0,0023	0,0014
» II (нов.) . . .	0,0021	0,0021	0,0019	0,0010
Полумягкий	0,0015	0,0015	0,0013	0,0012

метру цилиндра, вокруг которого производилась навивка без заметных повреждений, получается сравнительный коэффициент α , характеризующий упругость данного образца. Наибольшим коэффициентом α , как это видно из табл. 7, обладает флогопит I (с) и наименьшим — полумягкий флогопит. С увеличением толщины слюды коэффициент этот уменьшается.

Изменение внешнего состояния флогопитов от воздействия различных температур. Слюда при техническом ее использовании очень часто находится в различных температурных условиях, поэтому были проведены не лишние наблюдения над изменением внешнего состояния флогопитов от воздействия различных температур.

Для испытаний были отобраны возможно ровные кристаллы всех трех разновидностей флогопита, без расщеплений, сильной волнистости и тому подобных дефектов.

После термической обработки образцы подвергались внешнему осмотру в отношении изменения цвета, характера поверхности, расслоения по плоскостям спайности и т. д.

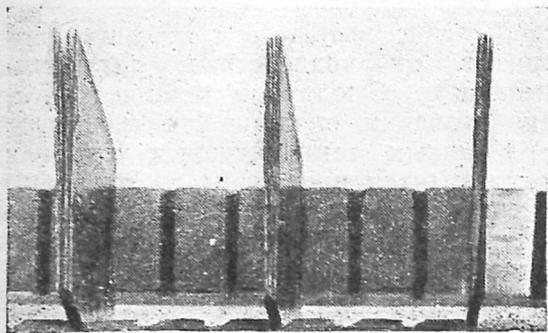
Наблюдения показали, что образцы флогопита I (ст) даже при сравнительно длительном прогреве (до 20 час.) при температурах 110—160° С остались без заметных изменений. У образцов II (нов.) при этом наблюдалось легкое пожелтение, а у тонких пластинок (0,03 мм) даже появление слабой морщинистости.

Внешнее состояние полумягкого флогопита, подвергнутого испытанию в этих условиях, стало изменяться уже при температуре 125° С. При температуре 160° С изменился не только цвет, но появилась и значительная морщинистость, а в отдельных случаях произошло даже расслоение по плоскостям спайности.

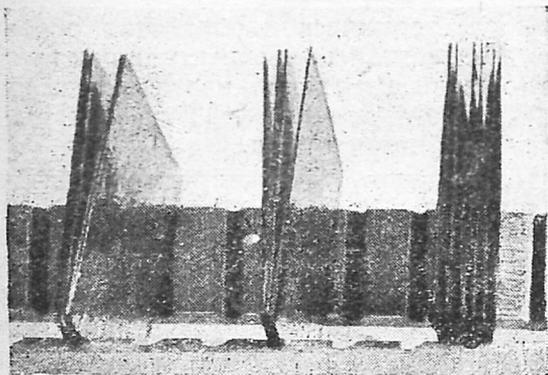
При повышении температуры испытания до 700—830° С внешние изменения флогопитов проявлялись более резко. Так, образцы флогопитов, подвергнутые действию температуры 700° С в течение 4 час., показали заметное расслоение по плоскостям спайности и увеличение объема, а также значительное изменение первоначального цвета.

Расслоение, как хорошо видно на фиг. 1—3, оказалось неодинаковым у различных разновидностей флогопита: особенно сильно оно проявилось у полумягкого флогопита.

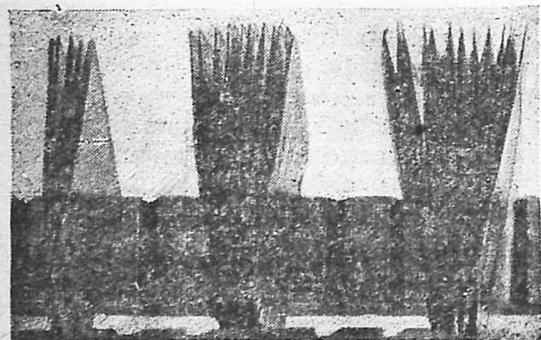
Внешнее состояние различных разновидностей флогопита после воздействия высокой температуры (700° С).



Фиг. 1. Флогопит I (ст.)



Фиг. 2. Флогопит II (н.)



Фиг. 3. Флогопит полумягкий

Цвет флогопита после прокаливания из темного, бурого или равномерного темнорозового превращался в неоднородный яркзолотистый или светло-

бронзовый с рядом участков, покрытых пятнами ржавчины, что следует приписать более глубокому окислительному процессу, происходившему в слюде.

Точно такие же изменения внешнего состояния наблюдались у образцов, подвергнутых действию температуры 830° С в течение 1 часа.

Таким образом высокая температура оказала сильное разрушающее влияние на образцы, сказавшееся особенно резко у полумягкого флогопита.

Определение потери веса флогопитом при температуре 105—110° С было проведено в термостате. В результате испытаний оказалось, что образцы флогопита, подвергавшиеся высушиванию, при этой температуре теряли в весе:

полумягкий—в среднем около 0,15%
твердый I (ст.) и II (нов.) в среднем около 0,22%

причем потеря эта происходила в течение первых 2—3 час. сушки. Дальнейшая выдержка в термостате (до 20 час.) давала частые колебания веса как в ту, так и в другую сторону (что можно объяснить поглощением влаги из воздуха), но почти не отразилась на конечном результате потерь.

В данном случае меньшую потерю воды образцами полумягкого флогопита можно объяснить пониженной упругостью отдельных слоев этой разновидности слюды. Благодаря этому выход образующихся при нагреве паров воды становится затруднительным.

Выяснение затронутого вопроса представляет большой интерес, но для разрешения его необходима постановка специальной работы.

Для сравнения небезынтересно привести результаты работы В. С. Зверева⁵ со слюдянским флогопитом, касающиеся определения весовых количеств воды, которые эта слюда теряет в течение 30 мин. на протяжении определенных температурных интервалов.

Температура	Потеря H ₂ O в %
110° С	0,22
130° С	0,28
150° С	0,26
200° С	0,32

⁵ К. Висконт и И. Алимарин, О новом методе определения воды в слюдах, НТУ ВСНХ, № 248 1928 г.

Потеря веса флогопитом при прокаливании. Определение содержания смолы в миканите и миканитовых изделиях обычно производится путем прокалывания, во время которого слюда может претерпевать глубокие изменения, сопровождающиеся потерей воды, а также других составных веществ. Поэтому необходимо было выяснить величину этих потерь для внесения соответствующих поправок при расчетах.

Анализы флогопитов, неоднократно производившиеся в петрохимической лаборатории ВИМС (б. ИПМ), показали, что довести навеску флогопита до постоянного веса даже прокалыванием на пламени паяльной горелки чрезвычайно трудно, и в некоторых образцах, несмотря на длительное испытание в течение многих часов, вес продолжал неизменно уменьшаться⁶.

Кроме того, эти работы показали, что методы количественного определения воды в таком трудно обезвоживаемом минерале, каким является слюда и в особенности флогопит, требуют весьма осторожного и критического подхода, так как такие определения включают в себе ряд ошибок, зависящих от применяемой температуры, времени нагревания и других условий опыта, вызывающих весьма сложные процессы в самой слюде.

В слюдах, богатых закисными железистыми соединениями, во время прокалывания одновременно с потерей воды могут происходить также окислительные процессы за счет кислорода воздуха, причем потеря от обезвоживания может отчасти компенсироваться приростом веса за счет указанных выше процессов. В этом случае полученное в итоге прокалывания изменение веса слюды явится балансом целого ряда процессов, из которых обезвоживание занимает первое место. Следовательно, нельзя отождествлять теряемый при нагреве слюды вес только как потерю воды, а приходится считать его потерей слюдой своей массы.

Принимая во внимание это обстоятельство, ВИМС в 1932 г. были проведены работы по определению воды во флогопитах путем прокалывания образцов в присутствии вольфрамата натрия

в качестве плавня и вещества, удерживающего фтор. Определение производилось в атмосфере кислорода или нейтрального газа — азота и углекислоты — при нагреве до 900° С (в печи Марса). Вода улавливалась фосфорным ангидридом. В результате⁷ ряд повторных определений показал наличие во флогопитах 3—3,5% воды, а в гидратизированных образцах даже до 5%.

Так как целью настоящей работы являлось выяснение возможности применения полумягкого флогопита при изготовлении миканитовой электроизоляции, а не глубокое изучение самого полумягкого флогопита, все определения производились менее сложным путем.

Отобранные для испытания образцы слюды расщеплялись до толщины около 0,03 мм и нарезались на пластинки размером приблизительно 2 × 5 мм. Навеска (около 2 г) нарезанной таким образом слюды помещалась в фарфоровый тигель и прокаливалась в течение 4 час. при температуре около 700° С, т. е. при температуре, обычно применяемой в лабораториях для выжигания смолы из миканитов.

Прокалывание дало в среднем следующее уменьшение слюдой своей массы:

Флогопит твердый I (с)	0,18%
, , II (н)	0,29%
, , полумягкий	0,40%

При этом потеря веса у отдельных образцов колебалась в пределах:

Флогопит твердый I (с)	0,10—0,35%
, , II (н)	0,16—0,42%
, , полумягкий	0,11—0,97%

Резкие колебания потерь у полумягкого флогопита можно объяснить различной степенью гидратации отдельных кристаллов слюды.

Указанный выше средний процент потери, округленный до 0,2, 0,3 и 0,4%, был принят в качестве поправки при определении содержания смолы в миканитах.

В отдельности для полумягкого флогопита была произведена проверка по-

⁶ К. Висконт и И. Алимарин, О новом методе определений воды в слюдах, НТУ ВСНХ, № 248, 1928 г.

⁷ Звенигородская, К определению воды, и летучих продуктов во флогопитах и асбестах Технический отчет ИПМ, 1933 г.

терь веса при 600° С. Определение производилось через 40 мин., 1 час, 1½ часа, причем для каждого отдельного определения служили новые навески. Результаты показали, что потеря веса полумягким флогопитом в пределах указанного времени была приблизительно одинакова и составляла около 0,10%. При более длительном прогреве (до 2½ час.) и той же температуре потери доходили до 0,20—0,30%.

Результаты проведенных испытаний трех разновидностей флогопита показали, что качество флогопита находилось в зависимости от «чисел твердости».

Таблица 8

Свойства флогопитов в зависимости от «чисел твердости»

Вид слюды	«Число твердости»	Разбухательность	Потеря при прокаливании в %	tg δ
Флогопит твердый I (с) . .	72	40	0,18	0,04
» » II (н) . .	53	65	0,29	0,06
» полумягкий . . .	36	95	0,40	0,28

Как видно из табл. 8, с уменьшением «чисел твердости» ухудшалось и качество слюды. По всем приведенным показателям полумягкий флогопит занимает последнее место.

Изучение в лабораторных условиях вопроса о возможности применения полумягкого флогопита в производстве слюдяной электроизоляции было проведено на следующих видах миканита и изделий: на

- а) твердом миканите,
- б) формовочном миканите,
- в) гибком миканите,
- г) микафолиуме,
- д) микаленте.

Для каждой разновидности миканита предусмотрены были варианты в отношении вида слюды, ее сорта, размера, толщины, характера расщипки, а также вида и удельного веса лака.

Технологический процесс изготовления опытных образцов в основном соответствовал принятому в настоящее время на производствах и заключался в следующем:

Наклеенные пластины миканита после 24—48-часовой сушки при комнат-

ной температуре (15—18° С) подвергались дополнительному искусственному подсушиванию до приблизительно постоянного веса при температуре 105—130° С. Затем высушенные пластины укладывались в пакеты и подвергались прессованию в гидравлическом прессе при разных удельных давлениях в зависимости от вида миканитов. Гибкий миканит в разогретом состоянии вместо прессования прокатывался валиком между двумя бумажными подушками.

Внешний вид отпрессованных пластин, изготовленных на полумягком флогопите, во многих случаях довольно сильно отличался от таких же образцов на флогопите твердом II (н.) и особенно на флоготипе I (с.).

У пластин миканита из полумягкого флогопита в большинстве случаев на сторонах, прилегавших к металлическим прокладкам, замечалось присутствие сборок, складчатости и тому подобных дефектов. Обычно во время сушки пластин при повышенной температуре (125°) на их поверхности образуются воздушные полости, которые в дальнейшем при разогреве в прессе и запрессовке исчезают. Очевидно, листочки полумягкого флогопита, не обладая достаточной упругостью, не могут преодолеть силу трения, оказываемую склеивающим веществом. Вследствие этого давление при прессовании не расправляет их, а сплющивает, образуя на поверхности миканита указанные выше дефекты.

Образцы миканитов, изготовленные на различных разновидностях флогопита, были подвергнуты испытаниям для определения содержания в них смолы, а также измерениям толщины для выяснения отклонений отдельных точек от средних величин.

Коллекторный миканит, кроме того, был подвергнут испытанию на усадку.

Содержание смолы в миканитах, определенное путем прокалывания навесок при температуре 700° С (принимая во внимание потерю веса самой слюдой), оказалось в среднем:

у коллекторного миканита	около	30%
» формовочного	»	13,5%
» гибкого	»	20—25%

Определение равномерности толщины миканитов производилось у всех видов изоляции. Особенно интерес-

ны в этом отношении были наблюдения над коллекторным миканитом, у которого благодаря незначительному содержанию смолы (3%) влияние разновидности флогопита должно было сказаться наиболее сильно.

Измерения показали, что отклонения от средней толщины после первого прессования у миканита оказались в среднем:

у миканита из полумягкого флогопита	+19,3%
	—18,8%
у миканита из твердого II (н.)	+18,7%
	—16,5%
„ „ „ „ I (с.)	+18,9%
	—12,7%

т. е. большие отклонения были у миканита из полумягкого флогопита, особенно в сторону низких точек (—).

Листы коллекторного миканита размером 850 × 500 мм, наклеенные в лаборатории и отпрессованные в миканитовом цехе электрозавода, после первого прессования имели следующие отклонения по толщине (табл. 9).

Таблица 9

Отклонения по толщине коллекторного миканита после первого прессования

Разновидность флогопита	Средняя толщина в сотых мм	Отклонения от средней толщины в %		Сумма отклонений в %
		в меньшую сторону	в большую сторону	
Твердый II (н)	84,4	17,0	16,1	33,1
„	79,5	12,5	14,5	27,0
Полумягкий	83,1	22,9	15,5	38,4
„	78,1	16,6	17,7	34,4

Из этих цифр видно, что более неравномерным по толщине, как и в случае лабораторных образцов, оказался миканит на полумягком флогопите.

Отклонения по толщине у этих же пластин после первого фрезерования оказались следующими (табл. 10).

Таким образом после первого фрезерования менее равномерным оказался миканит на твердом флогопите. Как и следовало ожидать, миканит из полумягкого флогопита фрезеруется лучше.

По внешнему виду отфрезерованные пластины, изготовленные из различ-

ных разновидностей флогопита, ничем не отличались друг от друга.

Определение усадки коллекторного миканита производилось в Центральной лаборатории Электрозавода. Испытания показали, что усадка миканита не превышала нормы (3%) и была приблизительно одинакова для обеих разновидностей (твердого и полумягкого) флогопита.

Таблица 10

Отклонения по толщине коллекторного миканита после первого фрезерования

Разновидность флогопита	Средняя толщина в сотых мм	Отклонения от средней толщины в %		Сумма отклонений в %
		в меньшую сторону	в большую сторону	
Твердый II (н)	79,5	6,5	4,5	11,0
„	79,3	4,3	4,7	9,0
Полумягкий	76,7	3,7	4,3	8,0
„	77,5	3,5	2,5	6,0

Выяснение сравнительных электрических характеристик образцов твердых миканитов, изготовленных на разных флогопитах, показало, как видно из результатов испытаний ВЭИ⁸, что пробивная напряженность миканитов из полумягких флогопитов как при комнатной, так и повышенной температуре (до 103° С) ниже, чем у миканитов из твердого флогопита. Особенно значительной эта разница оказалась при малых толщинах. Так, в интервале 0,2—0,3 мм она достигает 20—30%, увеличиваясь с уменьшением содержания смолы в миканите.

Тангенс угла диэлектрических потерь твердых миканитов из полумягкого флогопита на 30—50% выше, чем у таких же образцов из твердого флогопита.

Испытания микафолиевых трубок гибкого миканита и микаленты, как указывалось выше, было произведено в КИО завода «Динамо».

Результаты испытаний приведены в табл. 11.

Из этих данных видно, что пробивная напряженность как трубок, так и

⁸ ВЭИ, Выяснение возможности использования полумягкого флогопита в слюдяной изоляции, Технический отчет № 224, 1934 г.

Т а б л и ц а 11

Средняя пробивная напряженность миканитовой изоляции

Слюда: разновидности ее и соотношение в миканите	Средняя пробивная напряженность в квэфф/мм		
	трубки микафольевые	гибкий миканит	микалента
Полумягкий флогопит очищенный 100% . .	18,2	36,1	37,6
Твердый флогопит 100% II (н) очищенный . .	19,3	39,2	38,9
Твердый флогопит 100% I (с) очищенный . . .	20,3	39,3	42,0
Полумягкий флогопит и твердый II (н) по 50%	20,2	37,5	38,9
То же 30% и 70% . . .	19,1	38,0	—
Полумягкий флогопит и мусковит по 50% . .	20,0	—	—
Полумягкий флогопит неочищенный 100% . .	22,0	37,1	35,7
Твердый флогопит II (н) неочищенный 100% . .	—	38,2	38,4
Мусковит очищенный 100%	—	—	40,9
Мусковит неочищенный	—	—	39,6

тонкослойной изоляции, изготовленной из полумягкого флогопита, также ниже по сравнению с образцами из твердого флогопита. Это снижение в среднем составляет 5—8% против твердого флогопита II (н.) и 10—12% флогопита I (с.). Однако в отдельных случаях оно достигало 25%.

Интересно отметить, что применение для изготовления изоляции неочищенной слюды как мусковита, так и флогопита дало снижение диэлектрической прочности только для микаленты.

Добавление к полумягкому твердого флогопита, как показывают цифры (табл. 11), улучшает диэлектрическую крепость тонкослойной изоляции сравнительно с такой же, изготовленной на одном полумягком флогопите.

Заключение

Таким образом проведенная работа показала, что полумягкий флогопит, очевидно, является разновидностью обычного флогопита, частично претерпевшего изменения, возможно за счет первичных процессов гидратации.

По всей вероятности, эти изменения сказались и на ухудшении механических свойств слюды.

Так, установленный опытом сравнительный коэффициент, характеризующий упругость, оказался более низким у полумягкого флогопита.

Твердость последнего, определенная по методу затухающих колебаний опорного маятникового прибора, оказалась в 2 раза ниже твердости флогопита добычи 1929—1930 гг. и в 1,5 раза ниже твердого флогопита II (н.)

Образование складок при расщипке и сниженный процент выхода щипаной слюды можно также объяснить указанными выше пониженными механическими свойствами полумягкого флогопита.

Внешние изменения от воздействия высоких температур, выражающиеся в расслоении кристаллов, увеличении объема, образовании неровной поверхности, у полумягкого флогопита проявляются также более резко, чем у твердого.

Однако, изготовленный при температуре 830° С термостойкий миканит на полумягком флогопите благодаря применяемой в горячем состоянии запрессовке внешне почти не отличается от миканита на твердом флогопите.

Простейшими способами распознавания полумягкого флогопита можно считать появление мелких складок при расщипке слюды (так называемые «гармошки»), большую разбухаемость кристаллов по сравнению с твердыми при прокаливании, а также характер черты, проведенной по поверхности кристалла, дающей у полумягкого флогопита широкую вдавленную полосу, в отличие от царапины у твердого флогопита.

Так как произведенные испытания показали, что «числа твердости» для ярко выраженных кристаллов (толщиной не ниже 1,0 мм) резко отличаются между собой, можно предложить для распознавания полумягкого флогопита способ определения по методу затухающих колебаний опорного маятникового прибора. Уточнение методики испытания этим способом требует постановки специальной работы.

Повреждения, образовавшиеся при расщипке полумягкого флогопита, снижают его электрические свойства, вы-

зывая значительную неоднородность в отношении пробивного напряжения и резко увеличенные диэлектрические потери, в 4—5 раз превышающие потери у твердого флогопита.

Для уменьшения повреждений полумягкий флогопит перед расщипкой следует подвергать просушке.

Миканит, изготовленный на полумягком флогопите, также обладает пониженными диэлектрическими свойствами как в отношении пробивного напряжения (особенно у тонких образцов), так и угла диэлектрических потерь. Последние благодаря влиянию склеивающих лаков не дают такого увеличения, как при испытании чистой

слюды, но все же на 30—50% выше, чем у миканитов из твердого флогопита.

Следовательно, полумягкий флогопит по сравнению с твердым обладает более низкими технологическими, физико-механическими и электрическими свойствами. Он может быть применен в производстве коллекторного жароупорного и прокладочного миканита, а гибкого и микаленты, употребляемых лишь при низких напряжениях.

Применение полумягкого флогопита при изготовлении формовочного миканита для ответственных изделий требует проверки в каждом отдельном случае.

Г. М. Коровниченко

Базальты бассейна р. Волновахи как петруггическая сырьевая база Донбасса

Среди громадного разнообразия дайково-экструзивных пород Южнодонецкой вулканической области очень большую роль играют породы основной базальтовой магмы. Это, с одной стороны, диабазы и диабазо-порфириды, разбросанно выступающие в виде отдельных даек на значительных пространствах приазовской кристаллической полосы, а с другой—базальты и базальтопорфириды, сосредоточенные почти исключительно на границе последней с Донбассом, в бассейне р. Волновахи, и имеющие по преимуществу покровный характер залегания.

Из имеющейся в литературе петрографической их характеристики легко усмотреть то существенно важное обстоятельство, что и базальты и диабазы Донецкой области по своему химико-минералогическому составу во многих случаях отвечают всем основным требованиям, которые обычно предъявляются к петруггическому сырью. Отсюда, естественно, возникает вопрос, нельзя ли их использовать в петруггии—этой совершенно новой отрасли нашей социалистической промышленности. С целью дать ответ на этот вопрос нами и были поставлены в Украинском отделении Института минерального сырья

(б. ИГМ) соответствующие научно-исследовательские и опытные работы, охватившие как геолого-петрографическое, так и экспериментально-технологическое изучение донецких изверженных пород.

Следует отметить, что базальтовые породы бассейна р. Волновахи имеют ряд преимуществ перед диабазами. Преимущества эти заключаются прежде всего в том, что базальты сконцентрированы большими массами в относительно небольшом Волновахском районе, который к тому же наиболее удобен расположен и в смысле транспорта. Следует учесть и то, что Волновахский район непосредственно прилегает к крупному промышленному району Южного Донбасса с его большими потребностями в каменных изделиях и огромными энергетическими ресурсами, обеспечивающими полностью организацию базальтового литья на месте. Поэтому, проводя изучение всех указанных выше базальто-диабазовых пород Донецкой области, мы все же главное свое внимание сосредоточили на базальтах р. Волновахи; краткой характеристике последних и посвящена настоящая наша статья.

Базальтовые породы Волновахского

района находятся в 30—40 км к югу от г. Сталино; выходы их широкой полосой тянутся здесь с запада на восток на протяжении более 25 км по р. Мокрой-Волновахе и впадающим в ее долину боковым балкам: Антон-Тарама, Василь-Тарама, Хайна-Чехрах, Камышеваха и др.—от с. Николаевки до с. Б-Каракубы, продолжаясь также несколько далее на восток за р. Кальмиус. Наиболее значительные обнажения базальтов сконцентрированы: 1) на участке, прилегающем к с. Николаевке, 2) по балке Камышевахе и 3) в окрестностях с. Б-Каракубы.

Геологическое строение района

В основании всего комплекса осадочных образований залегают докембрийские кристаллические породы, имеющие по преимуществу изверженный характер. Это розово-серый крупнозернистый микроклиновый гранит, пользующийся особенно широким развитием в районе нижнего течения р. Волновахи (села Стыла и Б-Каракуба), серый, среднекрупнозернистый, порфировидный гранодиорит окрестностей с. Николаевки и Ново-Игнатьевки, розово-серый, мелкозернистый аплито-гранит, залегающий в виде крупных линзовидных тел внутри последних и, наконец, аплиты и пегматиты; секущие все предыдущие породы, образуя жилы разной мощности.

К докембрийским и к тому же наиболее древним образованиям относятся также роговообманково-биотитовые гнейсы, встреченные нами среди гранодиоритов на правом берегу р. Мокрой-Волновахи ниже с. Ново-Игнатьевки и роговообманковые гнейсы окрестностей с. Сысоево, выступающие отдельными пачками по балке Левадной и р. Кальмиус.

Непосредственно на размытой поверхности докембрийских пород лежит значительная толща верхнего девона, которая в нижней своей части сложена из конгломератов, аркозов, песчаников, глинистых сланцев и известняков, обычно многократно переслаивающихся между собой, а в верхней из темнобурых туфовидных обломочных отложений, сменяемых выше глинистыми и песчанистыми сланцами, песчаниками и разноцветными туфами; вся толща девона перекрывается известняками и гли-

нистыми сланцами, по возрасту переходными к нижнему карбону, и имеет общее пологое падение на северо-восток под углом 15° . Во многих местах слои девонских отложений собраны в мелкие складки и нередко также обнаруживают смещения сбросового характера.

К этим-то девонским отложениям и приурочены интересующие нас базальтовые породы бассейна р. Волновахи. Они здесь между верхней и нижней частью указанной выше толщи девона образуют мощный (до 100 м и более) покров, прослеживаемый по многочисленным обнажениям на всем расстоянии от с. Николаевки до с. Б-Каракубы. Наличие в составе покрова обломков и глыб подстилающих его глинисто-известковых и песчаниковых пород, а с другой стороны, присутствие базальтовой гальки в вышележащих бурых туфитах с несомненностью указывают на тот факт, что экструзия базальтовой магмы в Волновахском районе произошла после отложения глинистых сланцев и известняков и предшествовала, по крайней мере в главной своей стадии, образованию бурых туфовидных пород; это придает покровным базальтам определенное стратиграфическое положение.

Однако покров не является единственной формой залегания базальтов в нашем районе; наряду с покровными базальтами во многих местах присутствуют также базальты дайковидной и штоковидной формы залегания; к таковым, в частности, принадлежат отдельные небольшие тела, прорывающие глинисто-известковые и песчаниковые отложения девона в окрестностях сел Николаевки и Стылы.

Необходимо иметь в виду, что первоначальный характер залегания базальтовых пород нередко в сильной степени нарушен последующими тектоническими процессами. Широко развитые в этой местности сбросовые смещения во многих случаях привели к разрывам сплошности базальтового покрова (р. Мокрая-Волноваха, балка Камышеваха), к образованию отдельных, изолированных от главной массы покрова выступающих базальтовых тел (с. Николаевка, с. Стыла), к непосредственному контактированию покровных базальтов с кри-

сталлическими породами докембрия (балка Цыганка, р. Кальмиус); наконец, они оказали свое влияние и на характер превращения самых базальтов, вызвав в соответствующих их участках раздробление, в частности брекчиевидное сложение.

В петрографическом отношении базальтовые породы обнаруживают очень большое непостоянство. Особенно большая неоднородность наблюдается в составе покровных образований, пользующихся, как известно, наибольшим развитием во всем нашем районе.

Одной из характерных особенностей последних является присутствие в их составе большого количества обломочного вулканического материала, вследствие чего лава в чистом виде во многих случаях отходит на второй план, уступая место вулканическим брекчиям, туфобрекчиям и, наконец, туфам.

Взятая в отдельности эта излившаяся на поверхность **базальтовая лава**, представляет собой плотную лилово-серую или пятнисто-бурую породу, состоящую, как показывает микроскопическое исследование, из микролитов плагиоклаза (0,015×0,12 мм), мелких зерен титансодержащего магнетита (0,15 мм) и как бы выполняющего пространство между ними тонкочешуйчатого агрегата хлорита. Присутствуют довольно часто кальцит, эпидот и кварц; спорадически (в западной части покрова) также серпентин и иддингсит. Большую роль в ее составе играют окислы железа, которые часто тонкой землистого вида массой забивают в шлифе всю породу.

Нередко базальтовая лава приобретает характер типичной миндалекаменной породы, причем в качестве постериорных минеральных образований, выполняющих мелкие сферические пустоты, выступают, кроме упомянутых выше кальцита, кварца и эпидота, также альбит и цеолиты.

Структура породы пилотакситовая, обычно с ясно выраженным флюидалым расположением микролитов плагиоклаза; в отдельных участках она также порфиристая вследствие появления фенокристов плагиоклаза.

Химический состав этих покровных лавовых образований виден из приводимых ниже анализов I и II (табл. 1).

Как по химико-минералогическому составу, структуре, так и по характеру

диагенетического превращения рассматриваемые породы более всего отвечают базальто-порфиристам, иногда также меллафирам.

Обломочный материал, входящий в состав вулканических брекчий и агломератов представлен, главным образом, основными эффузивными породами, среди которых наибольшим развитием пользуется плотная, однородная, иногда роговикового вида базальтовая порода, состоящая из плагиоклаза, магнетита и мелких иголочек апатита.

Вторая часть обломков представлена базальтовыми породами с ясной порфировой структурой, причем в качестве фенокристов наиболее часто выступают авгит и тонкоаблитчатый плагиоклаз, нередко к ним присоединяется титаномагнетит, а также в отдельных случаях оливин, полностью превращенный в серпентин и иддингсит. Общее количество фенокристов в породе до 40%; размеры в среднем составляют 5 мм в поперечнике. Основная масса этих пород темносерого, почти черного цвета и отвечает в общем породе предыдущей группы обломков; структура ее пилотакситовая с переходами к интерсентальной.

Данные химического анализа одной из таких ясно порфировых базальтовых пород приводятся ниже под № III (табл. 1).

Значительно реже в качестве обломков встречается темносерая порфиро-зернистая порода, состоящая из плагиоклаза, титаноавгита, ильменита, магнетита, а также хлорит-серпентина и приближающаяся по своему общему характеру к диабазо-порфиристам.

Кроме этих и некоторых других основной магмы вулканических пород, в состав обломочного материала входят также упоминавшиеся ранее осадочные породы, но все эти последние в количественном отношении играют совершенно подчиненную роль, встречаясь лишь изредка, спорадически и не оказывают заметного влияния на общий состав покровных вулканических образований Волновахского района. Размер обломков различный—от глыб более 1 м в диаметре в вулканических брекчиях до мелкого пелитового материала в туфобрекчиях и туфах. Форма более крупных обломков обычно имеет характер ясно выраженных полиэдрических от-

дельностей, что свидетельствует о захватывании изливавшейся базальто-порфириновой лавой обломков более старой, полностью затвердевшей к тому времени основной базальтовой магмы.

Количественные соотношения обломочного и лавового материала в покрове также очень непостоянны и резко меняются от участка к участку без какой-либо ясно выступающей закономерности.

Но разнообразие в строении и составе базальтового покрова идет еще дальше. Описанные только что покровные образования нередко сменяются прорывающими их плотными относительно свежими **базальтами**, залегающими в виде неправильных штоковидных или куполовидных тел до 100 и более метров в диаметре. Обладая темной, нередко совершенно черной окраской а также значительной свежестью, последние довольно резко выделяются на общем фоне рассмотренных выше лилово-серых и темнобурых покровных образований; кроме того, они почти всегда более или менее ясно выделяются в рельефе, образуя небольшие холмовидные и бугровидные возвышения.

В состав их как главные компоненты входят плагиоклазы, авгит и магнетит; довольно часто встречается стекло, изредка также мелкие чешуйки биотита. Структура — интерсертально-микрофирировая. Встречающиеся в отдельных участках порфириновые вкрапленники представлены удлиненно-призматическими или коротко столбчатыми кристаллами авгита, несколько более редкими кристаллами оливина, превращенного в иддингсит и серпентин, и, наконец, изометрическими зернами магнетита. Плагиоклаз в виде фенокристов встречается лишь в восточной части покрова; в западной же среди порфириновых вкрапленников этих базальтов он полностью отсутствует, как нередко почти совершенно отсутствует и в основной

массе, уступая место другим минералам, в частности авгиту.

Последнее обстоятельство находит себе отражение и в химическом составе; так, из двух приведенных анализов IV и V (табл. 1) второй, соответствующий более бедной плагиоклазом фазности, обнаруживает заметно пониженное количество Al_2O_3 и щелочей при одновременном увеличении количества MgO . Те же химические анализы и пересчеты их на магматические формулы показывают, что эта группа пород в целом в противоположность базальто-порфирирам принадлежит к образованиям очень основной базальтовой магмы.

По петрографическому характеру, а отчасти и по форме залегания к рассмотренным только что базальтам покрова очень близко подходят породы отмеченных ранее дайковидных тел сел Николаевки и Стылы. Последние имеют характер таких же темносерых, почти черных, плотных **базальтов** с редкими порфирированными вкрапленниками фемических минералов в отдельных их участках.

Минералогический состав их следующий: авгит, плагиоклаз (№ 45), магнетит, хлорит, хризотил, кальцит, апатит и биотит; присутствует обычно также и стекло. В количественном отношении на первом месте стоит авгит—не менее 30%; на втором—плагиоклаз, несколько уступающий авгиту, но вообще обнаруживающий очень большие колебания. Далее идут: магнетит—около 10%, хлорит—5—8%, хризотил, кальцит, апатит, биотит—каждый не более 2% и, наконец, стекловатый мезостази́с—от 0° до 15°.

Структура—интерсертальная, в отдельных участках—переходная к витрофирировой; в разностях, более богатых плагиоклазом, также—неясно выраженная флюидальная.

В порфирированных разностях в качестве фенокристов выступает авгит, изредка оливин, перешедший полностью в хри-

Таблица I

	I б. Ант- Тарама	II с. Кара- куба	III б. Хайна- Чехрах	IV р. М. Волно- ваха	V б. Антон- Тарама	VI с. Н.- Игнать- евка	VII с. Нико- лаевка
SiO ₂	47,99	52,36	43,10	42,96	45,24	43,49	41,83
TiO ₂	3,09	2,71	4,62	4,60	2,42	3,90	6,30
Al ₂ O ₃	15,70	14,73	13,68	14,03	10,82	13,63	5,60
Fe ₂ O ₃	12,34	9,62	8,45	7,41	5,76	7,05	10,15
FeO	1,60	2,75	4,66	6,54	7,43	4,60	6,90
MnO	0,18	0,15	0,21	0,13	0,15	0,25	0,27
MgO	4,88	3,99	6,63	5,56	11,78	4,92	9,25
CaO	4,55	3,99	13,39	12,70	11,03	10,08	10,98
Na ₂ O	3,56	3,45	0,96	2,21	0,80	4,23	1,77
K ₂ O	2,86	1,96	1,53	1,06	0,88	1,89	1,94
P ₂ O ₅	0,44	0,26	0,34	0,39	0,39	0,36	2,30
S	0,07	0,04	0,18	0,15	0,03	0,18	0,08
пот/прок	2,94	3,69	2,05	1,68	3,12	5,28	2,20
Сумма	100,20	99,70	99,85	99,42	99,85	99,86	99,57

Магматические формулы и коэффициенты
по Озанну:

S	60,59	64,81	52,87	52,90	50,76	64,84	52,79
a	4,43	4,37	1,16	1,69	0,67	3,52	1,54
c	3,35	3,91	3,63	3,29	2,55	1,77	0,18
p	12,22	11,72	15,21	15,02	16,78	14,71	18,28
k	0,94	1,14	0,93	0,88	0,92	0,78	0,87

по Левинсон-Лессингу:

RO	1,36	1,41	2,71	2,75	4,36	2,59	5,27
RO ₂	3,63	4,44	4,17	4,21	5,53	4,36	7,76
α	1,66	2,01	1,46	1,46	1,50	1,56	1,76
β	65,04	54,30	89,16	89,04	97,01	70,86	83
R ₂ O:RO	1:2,61	1:2,79	1:14,65	1:9,82	1:26,8	1:4,18	1:9,74

по Гинзбергу:

A	0,38	0,37	0,17	0,25	0,15	0,50	0,41
C	0,98	1,04	2,54	2,49	4,21	2,09	4,46
S	4,63	5,44	5,17	5,21	6,53	5,36	7,57
α	7,54	8,42	4,18	4,17	4,22	4,50	3,31
β	29,37	25,92	52,42	52,6	66,16	48,33	64,33
γ	3,40	3,85	1,91	1,9	1,5	2,07	1,55
Sal	77,28	79,40	65,56	65,47	59,94	67,42	60,83

зотил и иддингсит. Количество порфировых вкрапленников иногда сильно возрастает, достигая 40%. Одновременно с этим часто увеличивается также количество стекла—до 20%; плагиоклаз при этом почти совсем исчезает, и порода получает характер авгритита.

Химический состав базальтов дайковидной формы залегания, как показывают данные анализов VI и VII (табл. 1), несколько колеблется и отвечает основной ветви базальтовой магмы, отчасти приближающейся к базальто-пикритовой.

Таким образом в петрографическом отношении базальтовые породы бассейна р. Волновахи характеризуются очень большим разнообразием; они представляют собой целый комплекс основных эруптивных пород как эффузивной, так отчасти и гипабиссальной фации, которые нередко лишь очень условно могут быть отнесены к базальтам в обычном, более узком, понимании этого слова.

В соответствии с приведенной выше геолого-петрографической характеристикой они могут быть разбиты на следующие три группы: 1) базальто-порфиристы, обычно содержащие в себе обломки других эффузивных пород, а также дающие переходы в туфобрекчии и туфы, составляют в своей совокупности основную массу покрова, 2) базальты, прорывающие породы первой группы и таким образом входящие также в комплекс покровных образований, повидимому, возникали в результате повторных экструзий и, наконец, 3) базальты отдельных дайковидных и штоковидных тел, залегающих среди известково-глинистых и песчаниковых отложений девона.

Первые, как это хорошо видно из петрографической их характеристики, в основной своей массе являются наиболее кислыми представителями базальтовой магмы Волновахского района; они обладают также наибольшим разнообразием петрографического характера, наконец, они обнаруживают наиболее глубокие ката- и диагенетические изменения. Все это показатели малой их пригодности для кристаллически-каменного литья.

Вторые и третьи как по химико-минералогическому составу, так и структуре почти совершенно совпадают друг с другом; они отвечают очень основным базальтовым породам, иногда прибли-

жающимся к базальто-пикритам, и тем самым в некоторой своей части, как никакие другие базальтовые породы Союза, близко подходят к известным, наиболее высококачественным для каменного литья овернским базальтам Франции. Они-то и должны явиться лучшим сырьем для петрургии.

В количественном отношении наблюдается следующая картина:

Породы первой группы составляют главную массу всего базальтового покрова; они залегают почти сплошь на всем протяжении от с. Николаевки до с. Каракубы, обладая общим геологическим запасом порядка 1 млрд. т.

Породы третьей группы, наоборот, имеют характер отдельных мелких дайковидных и штоковидных тел с запасом в каждом из них в несколько десятков (редко сот) тысяч тонн; встречаются они только в окрестностях сел Николаевки и Стылы, имея в общей сложности запас лишь немногим больше 1 млн. т.

Промежуточное положение занимают породы второй группы. Немного уступая первым, они в то же время значительно преобладают над породами третьей группы; количество их выходов заметно больше, чем последних, а с другой стороны, запасы их в каждом отдельном теле нередко превышают 1 млн. т, как это имеет место, например, в детально разведанном месторождении правого берега р. Мокрой Волновахи у устья балки Хайна-Чехрах. Запасы их в общем исчисляются десятками миллионов тонн. Больше всего они развиты в районе села Николаевки и по балке Камышевахе. Учитывая также высокое качество этих пород, мы должны признать их за основную базу базальтового сырья в Донбассе.

Условия эксплуатации базальтов Волновахского района очень благоприятны. Вскрыша незначительная или совершенно отсутствует. Базальтовые породы обычно выходят непосредственно на дневную поверхность, образуя в склонах р. Волновахи и впадающих в нее балок обрывы и куполовидные возвышенности, позволяющие вести эксплуатацию их с минимальными капитальными затратами; уже через несколько дней после закладки карьера можно получать базальтовое сырье, вполне пригодное для непосредственного использования в производстве каменного литья.

Таковы в общих чертах геолого-петрографические особенности, запасы и условия эксплуатации базальтовых пород р. Волновахи.

Предварительные соображения по поводу особенностей их как материала для кристаллически-каменного литья даны выше. Они сводятся к тому, что базальтовые породы бассейна р. Волновахи вследствие большого разнообразия петрографического их характера являются далеко не равноценными как материал для кристаллического литья; среди них наряду с высококачественными базальтами присутствуют менее доброкачественные, а также и совсем мало пригодные для целей литья базальто-порфириты.

Особенно наглядно это обстоятельство выступает на проекционной диаграмме А. С. Гинзберга, на которую нами нанесены данные соответствующего пересчета химических анализов как волновахских базальтов (I—VII), так и некоторых других пород, применявшихся ранее для плавки у нас в Союзе и за границей (фиг. 2). На последней проекционные точки волновахских базальтов располагаются на значительном поле как сверху, так и снизу от точки типичного базальта (Баз), указывая тем самым на большое непостоянство химического их состава, а отсюда и на значительную неоднородность их как материала для каменного литья. Сопоставляя, далее, про-

екции наших базальтов с проекциями других пород, мы можем также наметить отдельные их группы в зависимости от занимаемого ими участка поля на диаграмме, а соответственно этому и степени пригодности их для литья каменных изделий; в частности, можно выделить породы вполне доброкачественные—V и VII, породы среднего качества—VI и породы мало пригодные—I и II.

Однако для получения конкретных показателей, непосредственно характеризующих степень пригодности волновахских пород для поставленной цели, представляется совершенно необходимым проведение соответствующих экспериментально-опытных работ; это тем более необходимо, что результаты их должны лечь в основу построения самого технологического процесса базальтового литья.

Основными этапами последнего, как известно, являются расплавление породы, литье, рекристаллизация и отжиг, поэтому наиболее важными показателями для характеристики базальтов Волновахского района с точки зрения пригодности их для петруггии должны быть данные о характере их расплавления, о способности к литью и, наконец, об условиях их рекристаллизации.

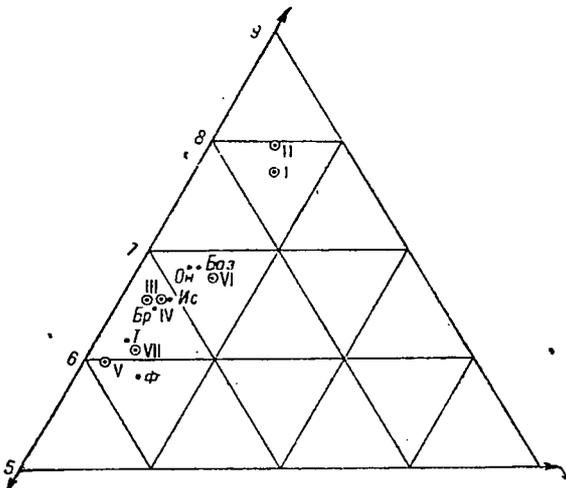
В таком именно направлении и были проведены нами экспериментально-лабораторные испытания базальтов района р. Волновахи, охватившие все главные их различия, в том числе почти все породы, химические анализы которых приведены выше (табл. I и фиг. 1).

В результате оказалось, что начальная температура расплавления всех их в среднем равна 1100° ; при этой температуре нагреваемые кусочки базальтовых пород начинают слегка оплавляться, а составляющие их минералы, как показывает микроскопическое исследование, частично переходят в жидкую фазу.

Полное расплавление пород наступает при температуре около 1200° , при которой они получают вид совершенно гомогенного расплава, хотя в отдельных случаях еще и содержащего по данным микроскопического изучения редкие скопления железной руды.

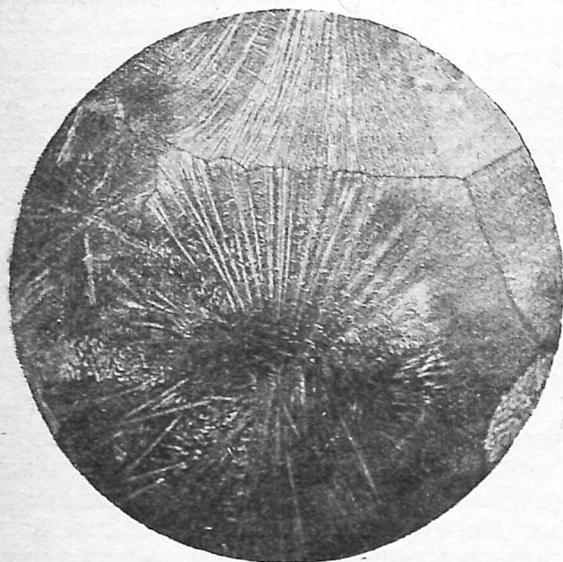
Температурный интервал расплавления составляет в среднем $80-100^{\circ}$.

Таким образом базальтовые породы р. Волновахи являются породами довольно легкоплавкими. Они полностью



Фиг. 1. Проекционная диаграмма I—VII—(базальты бассейна р. Волновахи, БАЗ—базальт среднего состава (из 116 эк.) по Daly, ОН—онежский диабаз, ИС—исачевский диабаз, БР—трапп братский, Т—трапп г. Тулуна, Ф—французский базальт—Овень

расплавляются при температурах на 100° ниже, чем онежские диабазы, употребляемые в качестве сырья на московском петруггическом заводе; температурный интервал их расплавления также почти наполовину меньше, чем онежского диабаза.



Фиг. 2. Полигонально-варнолитовая структура базальта (VI), закристаллизованного в процессе затвердевания его расплава. Свет обыкновенный. Увелич. 30

Все испытанные базальтовые породы р. Волновахи за исключением лишь базальто-порфиритов уже при начальной температуре полного своего расплавления обладают довольно значительной подвижностью, несмотря на встречающиеся еще в них не вполне расплавленные остатки отдельных минералов. Будучи нагреты до температуры $1350—1400^{\circ}$ и выдержаны при ней всего лишь один час, они приобретают характер совершенно жидкоплавкой, в высокой степени подвижной массы, легко отливающейся в любые формы.

Такая пониженная вязкость их расплавов позволяет вести отливку изделий при относительно невысоких температурах; она оказывается вполне возможной при температуре 1250° , при этой температуре расплавленная масса достаточно подвижна, чтобы быстро заполнять самые сложные формы. Льется базальтовый расплав легко как в металлические, так и в земляные формы, причем последние можно изготовлять таким же

способом, как и для чугунного литья, необходимо лишь во избежание вспучивания наплавленной массы во время ее отливки высушивать их при более высоких температурах, примерно $350—400^{\circ}$.

Рекристаллизация волновахских пород по данным тех же наших испытаний оказалась вполне возможной в интервале температур $800—1050^{\circ}$.

Наиболее легко и полно она проходит в процессе непосредственного затвердевания их расплавов, т. е. при температурах, близких к 1050° , причем лучшие результаты дают породы наиболее основные, к числу которых, в частности, принадлежит детально испытанная нами порода VII. Уже кратковременная выдержка последней при температурах $950—1050^{\circ}$ приводит во всех случаях к более или менее совершенной кристаллизации, к образованию продукта с радиально-лучистым, реже интерсертальным характером микроструктуры (фиг. 3).

Несколько хуже в этих условиях проходит рекристаллизация породы VI, дающей в общем все же вполне удовлетворительные результаты. Еще более затрудненной она оказывается у породы I, значительная часть расплава которой обычно остается на стадии лишь зародышевой кристаллизации (стекло, переполненное глобулитами); наконец, порода II при тех же условиях совершенно не обнаруживает каких-либо признаков кристаллообразования.

Рекристаллизация базальтов в процессе отжига также вполне возможна, хотя и не в одинаковой мере для отдельных их представителей. Наибольшей способностью к кристаллизации, как и в первом случае, обладают базальты более основные, в частности, порода VII и несколько уступающая ей порода IV; за ними идет порода VI, далее порода I и, наконец, порода II.

Порода VII в результате уже кратковременного отжига при температуре 800° дает продукт, полностью состоящий из мельчайших сферолитовых образований и глобулитов; увеличение времени отжига, как и повышение температуры, вызывает довольно быстрое улучшение его кристалличности. Порода VI также рекристаллизуется в процессе кратковременного отжига при 800° , хотя обычно и не полностью.

Порода I заметно уступает предыдущим двум; лишь при температуре 850° и к тому же при продолжительности отжига в течение 6 час. она приобретает кристаллическое (вариолитовое) строение, и то частичное. Порода II и того хуже: вызвать регенерацию кристаллического ее состояния путем отжига совсем не удалось.

Таким образом в отношении кристаллизационной способности изучаемых базальтов следует различать, по крайней мере, две их группы: породы, обладающие относительно высокой способностью к кристаллизации, позволяющей их рекристаллизовать как в процессе непосредственного затвердевания расплавов, так и в связи с процессом отжига, и породы с пониженной способностью, лишаящей их возможности при тех же условиях давать кристаллически-каменный продукт.

Как видим, экспериментально-лабораторные испытания волновахских базальтов полностью подтверждают наши соображения, высказанные выше на основании химико-минералогического их изучения. Они показывают, что базальтовые породы Южного Донбасса в большей своей части, как по жидкоплавкости и легкой отливаемости их расплавов, так и большой кристаллизационной способности должны быть отнесены к лучшим видам сырья для петруггии.

Это, наконец, нашло полное свое подтверждение и в **полузаводских плавках**, проведенных нами с целью уточнения условий технологического процесса, а также получения разных изделий, пригодных для последующих технических испытаний.

В числе других опытным плавкам в полузаводской обстановке были подвергнуты породы IV и II. Особенно детально была изучена первая, как характеризующая собой крупное, лучше других разведанное месторождение (правый берег р. Мокрой-Волновахи, выше устья балки Хайна-Чехрах) и таким образом представляющая собой вполне определенный интерес с точки зрения возможности непосредственного ее использования в петруггии; наряду с тем она является одним из наиболее характерных представителей основной ветви базальтовых пород данного района, и результаты ее испытания могут иметь вполне

определенное значение для оценки других пород этой группы.

Расплавлялись породы при этих испытаниях в тигельной пламенной печи, позволяющей одновременно при одних и тех же условиях плавить разные породы, и тем самым иметь вполне надежные данные для сравнительной оценки их и характеристики. Литье осуществлялось как в земляные, так и в металлические формы; рекристаллизация изделий производилась вместе с формами и без них в двух отдельных пламенных, отжигательных печах.

В результате этих работ можно совершенно уверенно говорить, с одной стороны, о высоких качествах породы IV, а с другой—о полной почти непригодности для кристаллически-каменного литья породы II.

Наряду с тем в отношении породы IV можно сделать следующие выводы, существенно важные для построения технологического процесса базальтового литья:

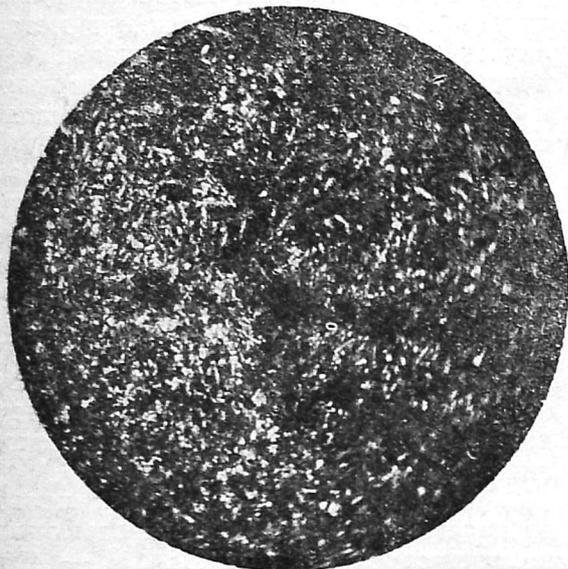
1. Для полного расплавления, провара и дегазификации этой породы вполне достаточна температура 1350—1400° при продолжительности плавки 1,5—2 часа.

2. Литье изделий можно производить как в земляные, так и в металлические формы при температурах расплава около 1250°, т. е. в среднем при температурах на 100° ниже, чем отливка изделий из онежского плавленного диабазы.

3. Рекристаллизация изделий, производимая в земляных формах, легче всего проходит при температуре 1000—1050° с последующим ее перепадом до 800° в течение 1,5—2 час. Получаемые при этом изделия обычно имеют плотное, афанитовое, реже мелкозернистое или, наоборот, криптокристаллическое строение; микроструктура последних—тонкозернистая с переходами в одних случаях к радиально-лучистой, вариолитовидной, а в других, более частых,—к интерсертальной (фиг. 4), характерной вообще для естественных базальтов.

4. Рекристаллизация изделий вполне возможна и без форм при температуре отжига около 850° и времени 2—3 часа; никаких признаков деформации изделий при этом не обнаруживается. Микроструктура получаемых изделий имеет ясно выраженный мелковариолитовый характер.

Как на очень важное обстоятельство, свидетельствующее об исключительно большой кристаллизационной способности базальтов Волновахи, следует указать на факт рекристаллизации некоторых пород в процессе естественного охлаждения отлитых изделий непосредственно на воздухе.



Фиг. 3. Микроструктура (переходная от интерстициальной к зернистой) плавленного базальта (IV), отлитого в виде восьмерки и рекристаллизованного при температуре 1050°. Увелич. 30

Все это позволяет для изучаемых волновахских базальтов проектировать технологический процесс более простой, чем принятый ныне на московском каменнотейном заводе для более вязкого и тугоплавкого онежского диабаз; это даст возможность наряду с литьем применять метод штамповки изделий, а также сможет обеспечить процесс освоения новых видов каменных изделий, не говоря уже о возможном снижении себестоимости самого производства.

В процессе полужаводских плавов получен целый ряд изделий, как то: барельефы Ленина и Сталина, кислотоупорные ванны, секции радиаторов, опорные, ребристые и телеграфные изоляторы, химические ступки, трубы, плитки, кубики и т. д. (фиг. 5). Некоторые из них, а именно: кубики, плитки, восьмерки и пр. были подвергнуты различным техническим испытаниям, причем оказалось, что они в этом отношении не уступают, а в отдельных случаях

даже превосходят данные для лучших плавяных пород Союза и заграницы.

Химическая устойчивость их в смысле разъедаемости кислотами и щелочами, как видно из приводимой табл. 2, очень высокая; она в общем отвечает таковой французских плавяных базальтов и исачковских диабазов¹.

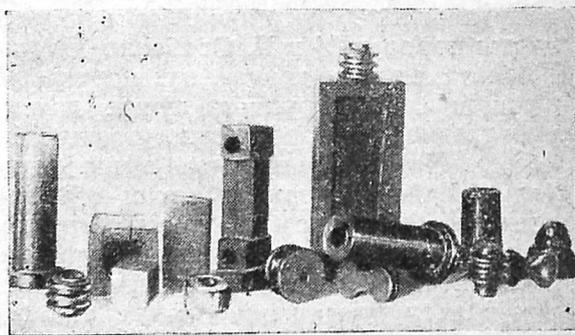
Потеря в весе при испытаниях на кислотоустойчивость по методам Зегера и Крамера составляет в среднем 1,5%, что удовлетворяет требованиям наиболее ответственных кислотоупорных изделий.

Термическая устойчивость также высокая; большинство образцов выдерживает резкую смену температур от комнатной до 850°.

Таблица 2

Реагент в растворе	Потеря массы в %				
		при сточасовом стоянии на холоду		при двухчасовом кипячении	
химическая формула	удельный вес	плавл. базальт IV афанитовой структуры	плавл. базальт IV крист. структуры	плавл. базальт IV афанитовой структуры	Плавл. базальт IV крист. структуры
HCl	1,10	0,50	0,47	0,08	0,08
HCl	1,19	0,29	0,29	0,08	0,03
HNO ₃	1,10	0,16	0,06	0,01	0,04
HNO ₃	1,40	0,08	0,10	0,07	0,06
H ₂ SO ₄	1,10	0,25	0,24	0,05	0,05
H ₂ SO ₄	1,84	0,08	0,04	0,02	0,07
KOH	1,1	0,07	0,03	0,04	0,04

¹ Г. М. Коровниченко, Построить петругический завод на исачковских диабазе, журн. «Минеральное сырье» № 5, 1934 г., стр. 62.



Фиг. 4. Изделия из плавяных базальтов Донецкой области, отлитых в земляные и металлические формы. Уменьш. 5.

Временное сопротивление раздавливанию в среднем составляет около 4 000 кг/см²; в отдельных случаях она возрастает до 6 000 кг/см².

Механическая прочность на разрыв, определенная на восьмерках, достигает 35 кг/см².

Все это открывает широкие возможности внедрения волновахских плавящихся базальтов во многие отрасли нашей социалистической промышленности, как то: химическую, коксохимическую, металлургическую, строительную, станкостроительную и др.

Последнее обстоятельство приобретает особенно большое значение в связи с тем, что именно в Добассе—этом крупнейшем промышленном районе Советского союза—мы имеем также очень развитые химическую, коксохимическую, строительную и другие упомянутые выше отрасли промышленности; высококачественное базальтовое сырье Южного Донбасса, таким образом, находится

здесь в исключительно благоприятном сочетании с огромнейшими местными потребностями в базальтовых изделиях.

Не менее важным является и то, что в Донбассе мы имеем также колоссальнейшие топливно-энергетические ресурсы, позволяющие с одинаковым успехом организовать как электро-, так и газоплавку волновахских базальтов.

В свете этих данных становится вполне очевидным, насколько важное значение приобретают волновахские базальты как сырьевая база советской петрургии, а вместе с тем насколько актуальным является вопрос организации каменнолитейного производства в Донбассе.

Донбасс, несомненно, является одним из тех районов Союза, где организация производства каменного литья может и должна быть осуществлена в самом ближайшем времени; для этого имеются все основные предпосылки и в первую очередь надежная сырьевая база — базальты бассейна р. Волновахи.

А. И. Гольдштейн

Характеристики минерального сырья, определяющие величину пробы, необходимую для достижения заданной точности опробования

Автор дает теоретическое решение вопроса о зависимости точности опробования от характеристик минерального сырья и выводит формулу этой зависимости. Оказалось, что состав опробования определяется характеристиками следующих четырех свойств минерального сырья: разницы в содержании полезного минерала между отдельными кусками, разницы в величине кусков, сепарирующего и избирательного действий раздробленности кусков. Выведенная автором формула зависимости вполне подтвердилась на практике. Требуемые характеристики установлены для графитовой и хромитовой руды. Значения этих характеристик объясняют, почему объем пробы графита должен быть больше, чем хромита, и в свою очередь объясняются засоренностью графитовой руды и наличием сортировки хромитовой руды.

1. Постановка задачи

Пусть мы имеем дело с партией минерального сырья, состоящей из кусков различной величины и с различным содержанием полезного минерала, собранных в штабеля или отвалы или погруженных в вагоны. Для оценки содержания полезного минерала в этой партии производится отбор некоторого количества минерального сырья и путем химического или оптико-геометрического анализа определяется содержание минерала в пробе. Предполагается, что при правильной системе отбора пробы полученный результат можно отнести с некоторой ошибкой, зависящей от величины пробы и характеристик данного вида минерального сырья, ко всей партии. Спрашивается, какие это характеристики минерального сырья и какова должна быть их величина и величина пробы, чтобы ошибка опробования не превосходила заданного предела? Ошибка анализа и сокращения пробы мы здесь не рассматриваем.

Вопросом о возможности распространения результатов, полученных для проб, на всю совокупность и расчетом точности такого распространения занимается специально теория выборочного метода — один из отделов математической стати-

стики. Единственное условие, которое принимает теория выборочного метода, — это наличие правильной системы отбора проб, а именно: системы, при которой все единицы обследуемой совокупности (например куски) имеют одинаковую вероятность попасть в пробу независимо от их расположения (в нашем случае от расположения внутри штабеля или вагона и от распределения между штабелями или вагонами). В дальнейшем мы предполагаем, что проба отобрана по правильной системе. Правда, в действительности при отборе проб минерального сырья часто не бывает никакой системы или бывает система безусловно неправильная. Но для этих случаев мы не видим не только никакой возможности рассчитать точность опробования, но также и никаких научных оснований относить результаты анализа пробы ко всей партии.

Следует отметить, что находятся авторы¹, возражающие против применения статистической теории отбора проб к отбору минерального сырья (впрочем, если бы возражение их было основательным, оно относилось бы в той же степени и ко всем другим областям применения этой теории). Возражение их основывается на том, что отклонения результатов анализов друг от друга не являются ошибками наблюдения и поэтому их распределение не должно быть подчинено так называемой кривой случайных ошибок.

Это возражение основано на явном недоразумении, так как при выводе формул выборочного метода никаких предпосылок о законе распределения результатов анализов не делается, и формулы эти имеют силу для всех законов распределения.

2. Первые попытки решения поставленной задачи

Первые попытки решить задачу о расчете величины пробы и необходимых для этого характеристиках минерального сырья восходят, как считается², к 1866 г. Эти попытки с теорией отбора проб не связаны и носят совершенно самобытный характер. Попытки дать теоретическое решение вопроса имеют в настоящее время, повидимому, только исторический интерес. Сюда относятся правило Везина³, формула, Брентона⁴, теория размерно-весового отношения Бейли⁴.

Основной характеристикой минерального сырья, из которой эти попытки исходят, является диаметр максимального куска партии, причем все они принимают, что этот максимальный кусок состоит либо нацело из полезного минерала либо нацело из пустой породы. В действительности, конечно, этот случай является сравнительно редким и это сразу чрезвычайно ограничивает возможность применения этих решений. Далее, следует отметить, что эти решения были разработаны для материалов, просеиваемых сквозь сита. Для остальных же случаев установление значений характеристик,

¹ T. Reed. *Engin. and Mining Journal*, 1928, стр. 8574.

² J. Barnitzke. *Metall und Erz*. 1930. Н. 3 и 7.

³ См. у R. Richards. *Ore Dressing*. 2-nd ed. 1908, vol. II стр. 850.

⁴ D. Brunton. *Trans. of the Amer. Inst. of Mining Eng.* 1896. vol. XXV, стр. 826—844.

⁵ E. Bailey. *Journ. of Ind. and Chem. Eng.* 1909; E. Grumell. *Journ. of the Inst. of Fuel*. v. II 1928, стр. 73—79.

входящих в формулы, представляет существенные затруднения: эти значения, как например, величину максимального куска, нельзя устанавливать по пробе, перебирать же всю партию чрезвычайно затруднительно. Но и в пределах этих обоих ограничений все эти формулы представляются все же спорными и во всяком случае дающими величину пробы для практики слишком большую.

В последнее время появились некоторые работы (F. Misa и др.), которые в пределах тех же или еще более узких ограничений дают решение задачи, основанное на теории вероятностей. Решения эти с математической точки зрения вызывают некоторые сомнения, а так как они даны для частного случая, то мы их здесь рассматривать не будем.

В поисках общего решения задачи было обращено внимание на то обстоятельство, что для многих руд, у которых крупные куски являются сростками, для мелких кусков имеет место сепарация минералов. Так как все ранее указанные попытки решения приводили к формулам, в которых величина пробы оказывалась пропорциональной кубу диаметра максимального куска, то возникла мысль учесть наличие сростков среди больших кусков уменьшением показателя степени зависимости величины пробы от диаметра наибольшего куска. Отсюда и возникли эмпирические формулы величины пробы в зависимости от диаметра максимального куска и некоторого коэффициента. Формулы эти и сейчас еще используются, повидимому, вниманием у некоторых практиков. Первая из этих формул — формула Ричардса² основана на том принципе, что она должна прежде всего давать те количества, которые фактически берутся при сокращении проб. Изучая эти количества для золотых и серебряных руд некоторых американских, английских и южно-африканских фирм, Ричардс пришел к выводу, что вес пробы берется на практике пропорциональным квадрату диаметра максимального куска. Разделяя эти руды на 6 групп либо по однородности либо по богатству, Ричардс берет для построения каждой группы данные какой-либо фирмы. Как мы видим, формула Ричардса никакой теоретической или «экспериментальной» (как сказано в книге Г. Чечотта «Опробование и испытание полезных ископаемых», стр. 74) базы не имеет.

Оставаясь на той же почве чистой эмпирики, Детмонд и Гафердаль⁵ предложили брать показатель при величине куска в формуле Ричардса переменным и находить его каждый раз из опыта. Благодаря этому формула получилась, конечно, более гибкой, но осталась столь же необоснованной.

3. Первое решение, основанное на теории отбора проб: работа Грумелла и Дэннингема

Первое общее решение задачи, основанное на современном состоянии теории выборочного метода, дано для угля в 1930 г. в докладе F. Грумелла и A. Дэннингема Техническому комитету по опробованиям и анализам угля Британской ассоциации технических стандартов⁶.

² Стр. 850—852.

⁵ Detmond and Halferdahl. *Eng. and Mining Journal* Press. 1922, v. 114, стр. 280, 948.

⁶ E. Grumell and A. Dunningham. Report on the sampling of small fuel. *British Engin. Stand. Association*. London 1930.

Основная формула теории выборочного метода, служащая для расчета величины пробы при заданной точности опробования, следующая:

$$\sigma_{\bar{p}} = \frac{\sigma}{\sqrt{n}},$$

где p — средняя величина исследуемого свойства в пробе $\sigma_{\bar{p}}$ — ее среднеквадратическая ошибка, n — искомое число одинаковых единиц, из которых складывается проба, σ — среднеквадратическое отклонение величины исследуемого свойства между отдельными единицами.

Это среднеквадратическое отклонение исследуемого свойства — основная характеристика материала — предварительно вычисляется на основании специального исследования многих партий по результатам анализа (p_i) каждой единицы по формуле

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum (p_i - \bar{p})^2}{m - 1}},$$

где m — число единиц,

Σ — знак суммы по всем единицам.

Распространив эту σ и на исследуемую партию и задавшись некоторой точностью опробования, т. е. $\sigma_{\bar{p}}$, можно определить число единиц, необходимое для достижения данной точности.

Применение этой формулы к опробованию минерального сырья встречает то затруднение, что физические единицы пробы — куски, не равны по своей величине, так что средняя величина в пробе является средней взвешенной по величине кусков в отличие от обычно рассматриваемых в теории выборочного метода случаев, как например, промышленных изделий данного вида или людей и т. п., где мы имеем дело с простыми средними⁷. Грумелл и Деннингем обошли это затруднение тем путем, что приняли за единицу пробы не куски, а равные по весу выемки, состоящие из многих кусков каждая.

Таким образом метод их состоит в следующем: разбив угольное топливо на 5 категорий по известному заранее в грубых пределах содержанию золы в каждой и каждую из этих категорий на 3 группы по величине кусков угля, авторы произвели для каждой группы каждой категории специальное исследование. Они отобрали большое число выемок, произвели анализ каждой и установили среднеквадратическое отклонение содержания золы между ними — основную в их работе характеристику минерального сырья. Задаввшись некоторой точностью⁸ опробования, они рассчитали по вышеприведенной формуле число выемок, необходимое для достижения заданной точности. Умножив на вес выемки, авторы получили иско-

мый вес пробы для каждой группы каждой категории угольного топлива.

Метод Грумелла и Деннингема получил полное признание. На основании его были выработаны спецификации Британских стандартов для опробования и анализов угля в общепромышленных и других целях. Считая этот метод свободным от ошибок, мы тем не менее полагаем, что он обладает весьма существенными недостатками. Основной его недостаток заключается в том, что исходная характеристика минерального сырья — среднеквадратическое отклонение содержания минерала между выемками — не имеет отчетливого физического смысла, так как зависит от величины выемки; величина же выемки условна. Отсюда и другие недостатки: необходимость дополнительных исследований для выявления наиболее выгодной величины выемки и возможность изменения среднеквадратических отклонений при перемешивании материала — при нагрузке, выгрузке и т. п.

Вот почему мы предлагаем в настоящей работе другой путь решения задачи. Мы предлагаем вернуться к физической единице пробы — куску и даем вывод формулы среднеквадратической ошибки, относящийся к этому случаю.

4. Формула среднеквадратической ошибки среднего содержания минерала в пробе в зависимости от содержания минерала в отдельных кусках

Первичным материалом для вычисления среднеквадратической ошибки содержания минерала в пробе будут являться в нашем случае уже не анализы выемок, а анализы отдельных кусков. Пусть содержание минерала в i -ом куске равно — p_i , вес этого куска — g_i , пусть проба рассчитана на n кусков и всего в партии N кусков. Тогда искомое содержание минерала в партии равно

$$p = \frac{\sum_1^N g_i p_i}{\sum_1^N g_i},$$

а найденное в пробе

$$\bar{p} = \frac{\sum_1^n g_i p_i}{\sum_1^n g_i}.$$

В дальнейшем мы принимаем для простоты, что n столь мало по сравнению с N , что удаление извлекаемых кусков не отразится сколько-нибудь заметно на результатах последующего отбора.

Нужно доказать прежде всего, что \bar{p} является приближенным выражением P . Величину \bar{p} можно рассматривать как среднеарифметическую из

$$n \text{ величин } \frac{g_i p_i}{n} \\ \frac{1}{n} \sum_1^n g_i$$

⁷ Есть еще одно отличие: среднее содержание минерала в пробе является обычно не вычисленным из результатов анализов отдельных единиц средней, а результатом одного анализа всей пробы в сокращенном виде. Это последнее отличие, однако, совершенно не существенно, так как, оставляя в стороне ошибки сокращения, мы должны получить в обоих случаях, конечно, одни и те же результаты.

⁸ Мы не останавливаемся здесь на методе выбора точности, которым пользовались авторы, так как он не является специфическим и лежит вне круга вопросов, интересовавших нас в настоящей работе.

По закону больших чисел при принятой системе отбора проб среднестатистическая случайнопеременной величины является приближенным выражением математического ожидания этой величины. Математическое ожидание величины — это сумма произведений ее возможных значений на их вероятности; оно обозначается буквой E . В

приложении I показано, что хотя $E \frac{g_i p_i}{n}$ не

$$\frac{1}{n} \sum_1 g_i$$

равно точно P , но является его первым приближением.

Величина квадрата теоретической среднеквадратической ошибки среднего содержания минерала в пробе равна в первом приближении

$$\sigma_p^2 = E(\bar{p} - P)^2.$$

В приложении II дан вывод формулы этой величины. В первом приближении

$$\sigma_p^2 = \frac{Eg^2(p - P)^2}{nE^2g}.$$

Этой формулой можно было бы воспользоваться для расчетов и в таком виде, как она здесь дана, подставив вместо математических ожиданий их приближенные значения. Однако физический смысл входящих в эту формулу выражений не элементарен. Поэтому мы попытались расшифровать входящие в формулу величины и выразить их через элементарные характеристики минерального сырья.

5. Характеристики минерального сырья, определяющие среднеквадратическую ошибку содержания минерала, установленного опробованием

В результате преобразований (см. приложение III) приведенной выше формулы мы получили в конце концов следующую формулу среднеквадратической ошибки содержания минерала в пробе

$$\sigma_p = \frac{\sigma}{\sqrt{n}} \sqrt{(1 + v_g^2)(1 + r_{g2\pi^2} v_{g2\pi^2})(1 + r_{gp}^2 v_{gp}^2)},$$

где σ — среднеквадратическое отклонение содержания минерала между кусками, n — число кусков, v_g — коэффициент вариации⁹ (относительное к средней среднеквадратическое отклонение) величины кусков, $v_{g2\pi^2}$ — то же, квадрата величины кусков, π — отклонение содержания минерала в куске от среднего содержания, v_{π^2} — коэффициент вариации квадрата этого отклонения, r_{gp} — коэффициент корреляции (мера степени нестрогой связи) между весом куска и содержанием в нем минерала, $r_{g2\pi^2}$ — то же, между квадратом веса и квадратом отклонения содержания минерала от средней.

Таким образом в полученной формуле среднеквадратической ошибки определяется: 1) числом кусков, 2) разницей в содержании минерала меж-

ду кусками и 3) некоторым коэффициентом, равным единице при одинаковой величине кусков (тогда v_g и $v_{g2\pi^2}$ равны 0). Этот коэффициент в свою очередь определяется: 1) изменчивостью величины кусков, 2) связью между квадратом величины кусков и квадратом отклонения содержания минерала от среднего и 3) связью между весом куска и содержанием в нем минерала.

Оказывается далее, что обе рассматриваемые характеристики связи отражают чрезвычайно существенные особенности минерального сырья. Если при дроблении кусков происходит сепарация минералов, то отклонения содержания минерала от среднего (π) должны по своей абсолютной величине увеличиваться. Тогда более мелким кускам должна соответствовать большая величина квадрата отклонения содержания минерала. Иначе говоря, должна иметь место отрицательная корреляция между весом куска (и его квадратом) и величиной квадрата отклонения содержания минерала. С другой стороны, этот же коэффициент корреляции отражает характер засоренности сырья, если она есть: засоренность легкими кусками пустой породы будет усиливать отрицательную корреляцию, засоренность тяжелыми кусками создаст положительную корреляцию между квадратом веса куска и квадратом отклонения содержания минерала от среднего содержания. Исходя из физического смысла этого коэффициента, можно назвать второй член подкоренного выражения нашей формулы характеристикой сепарирующего действия раздробленности данного материала.

Третий член подкоренного выражения отражает влияние избирательного действия раздробленности: если состав мелких кусков в среднем тот же, что и крупных (хотя бы и имела место сепарация), то коэффициент корреляции равен 0, и весь член равен единице; если же дробится преимущественно полезный минерал или пустая порода, то возникнет отрицательная или положительная корреляция. Это влияние, однако, отражается очень слабо, так как коэффициент корреляции (который всегда меньше единицы) возведен в квадрат.

6. Проверка применения предложений формулы и примеры ее применения к курейскому графиту и хромиту с Верблюжьей горы¹⁰

Так как данная выше формула является приближенной, мы проверили ее на конкретном материале: анализах с держания золы в кусках курейского графита. Была отобрана проба в 590 кусков, каждый кусок был взвешен, и для каж-

¹⁰ В организации анализов графита принял участие инж. Б. П. Уральский, анализы были произведены графитовой лабораторией Ин-та прикладной минералогии. Организация анализов хромита производила в под руководством А. А. Лаголева, принимал в ней участие инж. В. А. Ружицкий, анализы были произведены петрографической лабораторией. Сводка и обработка результатов были произведены М. П. Симонович. В ее лицах, принимавшим участие в настоящей работе, в особенности А. А. Лаголеву, по инициативе которого была поставлена работа, автор приносит благодарность.

⁹ Мы даем здесь коэффициенты вариации не в процентах, а в виде относительных величин.

дого куски была определена прокаливанием зольность. Эту совокупность кусков мы рассматривали как партию, откуда мы брали пробу в 10 кусков. Вычислив на основании всех анализов требуемые для вышеприведенной формулы характеристики, мы вычислили далее по этой формуле среднеквадратическую ошибку пробы из 10 кусков. Получили 5,6%. С другой стороны, разбив всю партию на 59 проб по 10 кусков, мы получили 59 средних зольностей, являющихся каждая приближением зольности партии. Вычислив среднеквадратическое отклонение между этими средними, мы получим как раз эмпирическую величину среднеквадратической ошибки средней зольности в пробе. Эта величина оказалась равной 5,3%. Сходнение достаточно хорошее, особенно принимая во внимание очень малую величину пробы.

Рассмотрим теперь, какие значения наших характеристик получаются на практике. Эти характеристики нами были вычислены для курейского графита и хромита с Верблюжьей горы. Хромитовая руда сортирована на рудниках по крупности на 3 сорта: 1-й диаметром 20—40 см, 2-й—8—20 см, 3-й—ниже 8 см. Все куски были взвешены, из каждого были приготовлены полированные шлифы, и опико-геометрическим точечным методом было произведено определение объемного содержания хромита. Отсюда вычислено весовое содержание хромита в каждом куске по удельным весам хромита и пустой породы-эмеевика.

Среднеквадратическое отклонение содержания полезного минерала в кусках получилось для графита 11,5%, для хромита же меньше: для 1-го сорта 9%, 2-го—7%, 3-го—9%. Коэффициент, обязанный неодинаковости кусков, у графита равен 2,77, у хромита значительно меньше: для 1-го сорта—1,1, 2-го—1,2, 3-го—1,1. Первый множитель этого коэффициента, обязанный изменчивости величины кусков, равен для графита 1,72, для хромита же он равен: для 1-го сорта 1,3, 2-го—1,3, 3-го—1,2. Второй множитель, характеризующий сепарирующее действие раздробленности, для графита больше единицы: 1,61 (значит, корреляция положительная), для хромита же меньше единицы (корреляция отрицательная): для 1-го сорта 0,9, 2-го—0,9, 3-го—0,9. Третий множитель во всех случаях равен 1,00.

Если нам будет задана среднеквадратическая ошибка пробы в 1%, то для достижения этой точности проба графита должна будет содержать 1000 кусков. Проба же хромита для достижения той же точности должна будет содержать только несколько менее 100 кусков.

Мы можем объяснить, почему отбирать хромит выгоднее более чем в 10 раз, чем графит. Это происходит потому, что у графита имеет место засоренность крупными кусками пустой породы (зольность колеблется от 1 до 98%). Отсюда и очень большая величина члена, зависящего от характеристики сепарирующего действия, которого, повидимому, нет совсем, и большое среднеквадратическое отклонение содержания минерала. Для хромита же нет никакой засоренности (весовое содержание хромита не спускается ниже 50%), сепарирующее действие ясно выражено и вдобавок благодаря сортировке по величине кусков изменчивость величины кусков для каждого сорта невелика.

ПРИЛОЖЕНИЕ I

Математическое ожидание содержания минерала в пробе:

$$E \frac{g_i p_i}{n} = E \frac{g_i p_i}{Eg} \left(\frac{Eg}{n} \right) = \frac{1}{n} \sum_1 g_i \left(\frac{1}{n} \sum_1 g_i \right)^{-1} E \frac{g_i p_i}{Eg} \left(\frac{1}{n} \sum_1 g_i \right)^{-1} \frac{1}{Eg}$$

Обозначая

$$\frac{1}{n} \sum_1 g_i - Eg = \gamma,$$

можем написать, что

$$E \frac{g_i p_i}{n} = E \frac{g_i p_i}{Eg} \left(1 + \frac{\gamma}{Eg} \right)^{-1} \frac{1}{n} \sum_1 g_i$$

Разлагая это выражение в ряд, имеем:

$$E \frac{g_i p_i}{n} = E \frac{g_i p_i}{Eg} \left[1 - \frac{\gamma}{Eg} + \left(\frac{\gamma}{Eg} \right)^2 - \dots \right] \frac{1}{n} \sum_1 g_i$$

При увеличении числа кусков в пробе величина γ становится настолько угодно малой.

В первом приближении:

$$E \frac{g_i p_i}{n} = E \frac{g_i p_i}{Eg} = \frac{Eg p}{Eg}$$

Так как вероятность извлечения каждого куска равна $\frac{1}{N}$, то

$$Eg = \sum_1 \frac{1}{N} g_i = \frac{1}{N} \sum_1 g_i, \text{ а } Eg p = \sum_1 \frac{1}{N} g_i p_i = \frac{1}{N} \sum_1 g_i p_i$$

Следовательно,

$$\frac{Eg p}{Eg} = p,$$

что и требовалось доказать.

ПРИЛОЖЕНИЕ II

Среднеквадратическая ошибка среднего содержания минерала в пробе

Заменяя в формуле

$$\bar{p} = \frac{1}{n} \frac{\sum_1 g_i p_i}{\sum_1 g_i}$$

p_i через $P + \pi_i$,
где P — содержание минерала в партии, получаем:

$$\bar{p} = P + \frac{1}{n} \frac{\sum_{i=1}^n g_i \pi_i}{\sum_{i=1}^n g_i}.$$

Отсюда σ_p^2 , равное в первом приближении

$$E(\bar{p} - P)^2, \text{ равно } E\left(\frac{\sum_{i=1}^n g_i \pi_i}{\sum_{i=1}^n g_i}\right)^2.$$

Для вычисления этой величины мы исходим из:

$$\begin{aligned} \left(\frac{\sum_{i=1}^n g_i}{1}\right)^2 &= \left(nEg + \sum_{i=1}^n g_i - nEg\right)^2 = \\ &= n^2 E^2 g \left(1 + \frac{\sum_{i=1}^n g_i - nEg}{nEg}\right)^2. \end{aligned}$$

Тогда

$$\sigma_p^2 = E\left(\frac{\sum_{i=1}^n g_i \pi_i}{nEg}\right)^2 \left(1 + \frac{\sum_{i=1}^n g_i - nEg}{nEg}\right)^{-2}.$$

Разлагая второе выражение в скобках в ряд и

опуская члены, содержащие $\frac{1}{nEg}$, мы получим:

$$\begin{aligned} \sigma_p^2 &= E\left(\frac{\sum_{i=1}^n g_i \pi_i}{nEg}\right)^2 = \\ &= \frac{1}{n^2 E^2 g} \left[\sum_{i=1}^n Eg_i^2 \pi_i^2 + \sum_{i=1, n}^n \sum_{j=1, n}^n Eg_i \pi_i g_j \pi_j \right]. \end{aligned}$$

Так как $g_i \pi_i$ и $g_j \pi_j$ взаимно независимы и так как $Eg\pi = Eg(p - P) = 0$ (ибо $P = \frac{Egp}{Eg}$), то второй член в скобках равен нулю, и наше выражение на данной степени приближения равно

$$\sigma_p^2 = \frac{Eg^2 \pi^2}{nE^2 g}.$$

ПРИЛОЖЕНИЕ III

Разложение среднеквадратической ошибки среднего содержания минералов в пробе на компоненты, связанные с элементарными сводными характеристиками минерального сырья.

Исходим из формулы теоретического коэффициента корреляции между квадратом величины куска и квадратом отклонения содержания минерала в нем:

$$r_{g^2 \pi^2} = \frac{Eg^2 \pi^2 - Eg^2 E\pi^2}{\sigma_{g^2} \sigma_{\pi^2}}.$$

Отсюда

$$\begin{aligned} Eg^2 \pi^2 &= r_{g^2 \pi^2} \sigma_{g^2} \sigma_{\pi^2} + Eg^2 E\pi^2 = \\ &= E\pi^2 Eg^2 (1 + r_{g^2 \pi^2} v_{g^2} v_{\pi^2}). \end{aligned}$$

В этом выражении

$$Eg^2 = E^2 g + E'g - Eg)^2 = E^2 g (1 + v_g^2).$$

Далее $E\pi^2 = E(p - P)^2$; исходя из коэффициента корреляции $r_{gp} = \frac{Egp - EgEp}{\sigma_{g^2} \sigma_p}$, имеем $Egp = r_{gp} \sigma_g \sigma_p + EgEp$ и $\frac{Egp}{Eg} = P = Ep + r_{gp} v_p v_g$, отсюда

$$\begin{aligned} E\pi^2 &= E(p - Ep - r_{gp} v_p v_g)^2 = \\ &= E(p - Ep)^2 - 2E(p - Ep) r_{gp} v_p v_g + r_{gp}^2 v_p^2 v_g^2 = \\ &= \sigma_p^2 + r_{gp}^2 v_p^2 v_g^2 = \sigma_p^2 (1 + r_{gp}^2 v_g^2). \end{aligned}$$

Таким образом

$$\begin{aligned} Eg^2 \pi^2 &= \\ &= \sigma_p^2 (1 + r_{gp}^2 v_g^2) E^2 g (1 + v_g^2) (1 + r_{g^2 \pi^2} v_{g^2} v_{\pi^2}). \end{aligned}$$

Отсюда

$$\begin{aligned} \sigma_p^2 &= \frac{Eg^2 \pi^2}{nE^2 g} = \\ &= \frac{\sigma_p^2}{n} (1 + v_g^2) (1 + r_{g^2 \pi^2} v_{g^2} v_{\pi^2}) (1 + r_{gp}^2 v_g^2). \end{aligned}$$

Послесловие автора

Возникает естественно вопрос: может ли иметь предложенная здесь формула практического значения для стандартизации опробования минеральной сырьевой. Окажется, что основным препятствием для этого является значительная трудоемкость работы по изучению характеристик минерального сырья. Не зная характеристик, конечно, невозможно обосновать стандарт, но, быть может, для приближенных прикидок, достаточно на первое время, можно оценивать эти характеристики экспертным путем. Это сравнительно просто для изменчивости величины кусков, разницу же в содержании минерала и степень сепарации может определить только весьма опытный работник. Если бы практика подготовительных работ к стандартизации опробования стала бы на этот путь, то появилась бы потребность в дальнейшей развитии теории, а именно: в переходе от сравнительно трудно оцениваемых показателей для кусков к определяющим их показателям для зерен полезного минерала. Соответствующая формула представляла бы интерес и для опробования месторождений.

В настоящее время, однако, у нас никаких научных способов определения объема пробы, кроме предлагаемого в настоящей работе и способа Грумелла и Дэннингера нет и если ими нельзя будет воспользоваться, то придется признать, что возможность стандартизации опробования еще не созрела.

А. Г.

Исследование тарасовского кварцита и введение его в шихту для коксового динаса

(Продолжение)

Шихта № 1

Тарасовский кварцит—100%

Из этой шихты (в количестве 5 т) изготовлялся прессовой нормальный кирпич.

Характеристика шихты

1. Гранулометрический состав порошка (в %):

	Средн.
0—0,6 мм	47,2
0,6—1 »	15,4
1—3 »	27,0
3—4 »	10,4

2. Гранулометрический состав шихты (в %):

0—0,6 мм	54,9
0,6—1 »	12,3
1—3 »	24,3
3—4 »	8,5
Домол	16,3

3. Влажность шихты (в %) 6,0

4. Щелочность (в %) 2,37

Меся в шихту добавляли около 0,8% (вместо 0,5—0,6% для производственной шихты). Шихта очень жесткая, песчанистая. Много кирпичей (около 10%) при снятии с прессы на стеллажи рассыпалось. Количество брака после сушки (при транспортировке в печь) около 13% вместо 2—5 в производственном сырце.

Обжиг производился при температурах 15—16, 17 и 18 SK.

Рост кирпича при 15—16 SK	3,1 ⁰ / ₀
» » » 17 SK	3,9 ⁰ / ₀
» » » 18 SK	4,4 ⁰ / ₀

Производственный же фабрикат дает рост:

При SK 15—16	2,2 ⁰ / ₀
» SK 17	2,9 ⁰ / ₀
» SK 18	3,4 ⁰ / ₀

Таким образом рост динаса из 100% тарасовского кварцита на 30% превышает рост производственного динаса из обычной производственной шихты, хотя производственная шихта составлялась исключительно из аморфных кварцитов, в том числе около 30% мягких — быстреперожающихся.

Результаты испытаний пробы № 1

Выгруженный пробный фабрикат, как и производственный, обожженный вместе с пробным был тщательно отсортирован.

Результаты следующие (в %):

	Проба	Производственный
Недопал	0	4%
I сорт (после отсортировки недопала)	30	76
II сорт	67	22
Брак	3	2

Дефекты II сорта:

трещиноватость	80%
отбитость углов, кромок	20%
глухой звук	20%

Физико-термические и механические показатели

	Миним.	Максим.	Средн.
1. Водопоглощение (в %)	14,1	18,5	16,0
2. Объемная пористость (в %)	27,1	30,9	29,6
3. Объемный вес	1,61	1,73	1,67
4. Удельный вес	2,32	2,38	2,34
5. Механическая прочность (кг/см ²)	77	114	94
6. Деформация под нагрузкой в 2 кг/см ²			1670°С
7. Огнеупорность		Выше	33 SK
8. Содержание SiO ₂			95,6%

Макроструктура. Масса желтоватая, железистые пятна отсутствуют, излом рыхлый, пористый, структура мелкозернистая, крупные зерна почти не встречаются.

Микроструктура

Основная масса стекловатой структуры содержит значительное количество зерен силикатов кальция и железа размером 0,01 мм и местами пронизана скоплениями копьевидных двойников тридимита. Размер последних доходит до 0,05 мм.

В массе рассеяны участки бывшего кварцита и отдельные зерна кварца, перешедшие главным образом в стекло и реже в тридимит и кристобалит фиг. 9.

Вокруг участков кварцита и зерен кварца наблюдаются трещинки.

Тридимитизация — незначительная.

Степень перерождения кварца — высокая.

Количество оставшегося кварца — незначительное, всего около 4%.

Примечания

1. Опыты с шихтой № 1 были проделаны 2 раза (по 5 т), и результаты получились аналогичные с вышеприведенными.

2. Все физико-термические и механические испытания производились над образцами, отобранными из I-го сорта.

3. Образец для исследования микроструктуры имел следующие показатели:

Механическая прочность	104 кг/см ²
Деформация под нагрузкой (2 кг/см ²)	1670°С
Удельный вес	2,34

Водопоглощение	17,00%
Объемная пористость	28,30%

4. Столь высокая температура деформации под нагрузкой, несмотря на повышенную пористость и низкую механическую прочность, дает основание сделать вывод, что вообще деформация под нагрузкой не зависит ни от механической прочности (временное сопротивление на сжатие) и ни от пористости, а зависит исключительно от огнеупорности и степени перерождения. Причем огнеупорность имеет даже большее значение, чем степень перерождения.

Об этом свидетельствует факт с динасом из шокшинского кварцита, давшим деформацию под нагрузкой около 1570° С, несмотря на хорошую тридимитизацию, что объясняется пониженной огнеупорностью — около 1690° С, благодаря содержанию в шокшинском кварците около 4% плавней, из коих 0,5% К₂О.

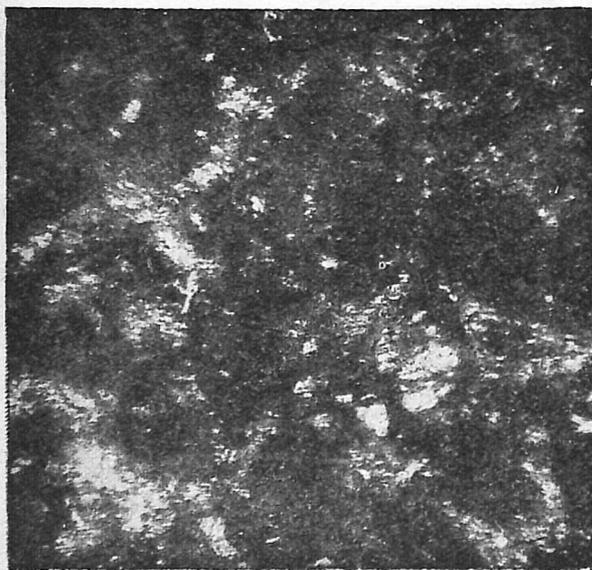
На основании полученных результатов можно сделать следующие выводы:

1. По выходу I сорта (30%) в сравнении с производственным фабрикатом (76%) шихта из 100% тарасовского дает неудовлетворительные результаты.

2. Особенно неудовлетворительными и несоответствующими техническим условиям являются такие показатели, как пористость, доходящая до 31% (в среднем 29,6%), и механическая прочность, доходящая до 77 кг/см².

Таким образом шихта из 100% тарасовского (при обычных технологических процессах заготовки шихты) для производства коксового динаса непригодна.

Подтверждением этому к полученным нами результатам служат результаты работы огнеупорного цеха Сулинского металлургического завода. Последний, как известно, работает на шихте из 100% тарасовского кварцита.



Фиг. 9. Динас из 100% тарасовского кварцита (шихта № 1), уд. вес 2,34, ув. 80, (никили скрепленные)

Так например, пористость динаса сулинского огнеупорного цеха выше 30%, и как следствие механическая прочность низкая—ниже 100 кг/см², и шлакоустойчивость невысокая.

Шихта № 2

Тарасовский — 50%

Антоновский — 50%

Из этой шихты (в количестве 5 т) изготавливался прессовой нормальный кирпич.

Характеристика шихты

1. Гранулометрический состав порошка:

	Средн.
0 — 0,6 мм (в %)	42,8
0,6 — 1 » (в %)	15,4
1 — 3 » (в %)	29,4
3 — 4 » (в %)	12,4

2. Гранулометрический состав шихты:

	Миним.	Максим.	Средн.
0 — 0,6 мм (в %)	53,9	61,1	56,5
0,6 — 1 » (в %)	7,3	11,6	9,3
1 — 3 » (в %)	23,1	24,7	24,0
3 — 4 » (в %)	8,4	12,5	9,7
Домол	—	—	32,0
3. Влажность шихты (в %)	5,8	6,3	6,1
4. Щелочность » (в %)	2,31	2,42	2,37

Количество меляса — около 0,8%.

Микроструктура

Основная масса — стекловатая структура, в ней рассеяны неравномерно зерна кварца размером от 0,05 до 0,3 мм.

Большинство зерен покрыто густой сетью трещин.

Тридимит встречается в виде крупных копьевидных кристаллов до 0,2 мм, а также мелких кристалликов до 0,02 мм.

В участках бывшего кварцита среди стекловидной массы и мелких зернышек кварца наблюдается кристобалит.

Тридимитизация и степень перерождения кварца — средняя (фиг. 10).

Количество оставшегося кварца — около 40%.

Примечание. Образец для микроисследования обжигался при SK № 16 — 17 и имел следующие показатели:

Механическая прочность	285 кг/см ²
Удельный вес	2,36
Водопоглощаемость	12,80%
Объемная пористость	23,60%

На основании полученных результатов можно сделать следующий вывод.

По выходу I сорта (75%) в сравнении с производственным фабрикатом (62%) и по физико-термическим показателям шихта 50% тарасов-

Физико-механические показатели

	Миним.	Максим.	Средн.
1. Водопоглощение (в %)	11,9	16,5	13,8
2. Объемная пористость (в %)	22,7	27,4	24,4
3. Объемный вес	1,67	1,84	1,78
4. Удельный вес	2,33	2,38	2,35
5. Механическая прочность (в кг/см ²)	131	371	209

Макроструктура

Масса желтоватого цвета с равномерно распределенными белыми зернами до 4 мм.

Излом плотный — по зернам кварцита.

Шихта № 3

Тарасовский 50%
Решетилковский 50%

Из этой шихты (в количестве 5 т) изготавливается прессовой нормальный кирпич.

Характеристика шихты

1. Гранулометрический состав порошка в %

	Средн.
0—0,6 мм	43,0
0,6—1 »	12,4
1—3 »	30,2
3—4 »	14,4



Фиг. 10. Динас у шихты № 2 (тарасовского кварцита 50% и антоновского 50%), увелич. 80, (николи скрещенные)

ского и 50% антоновского (или вообще жесткого) дает вполне удовлетворительные результаты.

Примечание. Имеющиеся образцы с несколько пониженной механической прочностью (131 кг/см²) следует объяснить случайным неравномерным перемешиванием компонентов, благодаря чему в некоторых образцах содержание тарасовского значительно выше 50%.

Прессовалась шихта хорошо. Брак до сушки не более 1%, а после сушки (при транспортировке в печь) около 2%.

Обжиг производился при температурах 15—16, 17 и 18 SK.

Линейный рост динаса

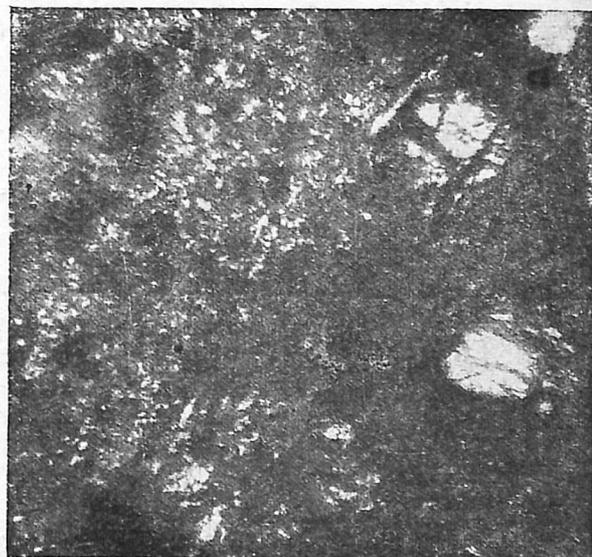
При 15—16 SK 3,00%
» 17 SK 3,60%
» 18 SK 3,80%

Результаты испытаний пробы № 2

	I сорт	II сорт	Брак
Проба	75%	25%	0
Производственный фабрикат	62%	37%	1%

Дефекты II сорта:

трещиноватость 20%
отбитость углов и кромок 85%
выплавки («загар») 5%



Фиг. 11. Динас из шихты № 4 (тарасовского кварцита 30%, лозовского 30%, кулишевского 40%), уд. вес 2,36, ув. 80, (николи скрещенные)

2. Гранулометрический состав шихты в %

	Миним.	Максим.	Средн.
0—0,6 мм	54,2	57,8	56,0
0,6—1 »	9	10,2	9,6
1—3 »	24,6	26,4	25,1
3—4 »	7,8	10,2	9,3
Домол	—	—	30,2
3. Влажность шихты (в %)	5,8	6,0	5,9
4. Щелочность шихты (в %)	2,31	2,42	2,37

Количество добавленного меляса — около 0,80%. Прессовалась шихта хорошо, не хуже обычной шихты. Брак при прессовке — около 1%, а после сушки (при транспортировании в печь) — 3%.

Обжиг при температурах 15 и 17 SK.
Линейный рост диваса при 15 SK . . . 2,4%
» » » 17 SK . . . 3,5%

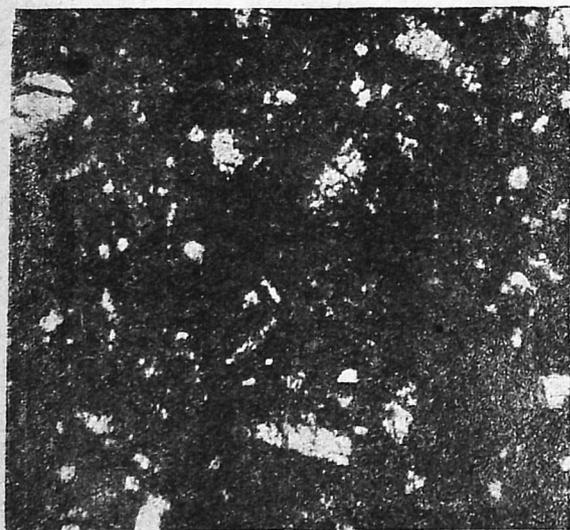
Результаты испытания пробы № 3

	I сорт	II сорт	Брак
Проба	43%	57%	0
Производственный дивас	41%	56%	3%

Дефекты II сорта:

трещиноватость 45%
отбитость углов и кромок . . . 55%
выплавки («загар») 20%

На основании полученных результатов по пробе № 3 можно сделать следующие выводы:



Фиг. 12. Дивас из шихты № 6 (тарасовского кварцита 40%, ясиновского 40% и лозовского 20%), уд. вес 2,35, ув. 80, (николи скрещенные)

Физико-механические показатели

	Миним.	Максим.	Средн.
1. Водопоглощение (в %)	10,1	15,1	12,9
2. Объемная пористость	19,5	25,8	23,6
3. Объемный вес	1,71	1,92	1,81
4. Удельный вес	2,33	2,42	2,37
5. Механическая проч- ность (кг/см ²)	131	276	185

1. По выходу I сорта (в сравнении с обычным фабрикатом) и по физико-термическим показателям, шихта: 50% тарасовского и 50% любого жесткого кварца дает вполне удовлетворительные результаты.

2. Ввиду своеобразного песчанистого свойства тарасовского кварцита к шихтам аналогичным № 2 и № 3 следует прибавить несколько увеличенное количество меляса (в сравнении с обычной шихтой), не меньше 0,7—0,8%, благодаря чему количество брака при прессовке и после сушки будет минимальным.

3. Несмотря на то, что пробы № 2 и № 3 обжигались частично при пониженной температуре (15 SK, при которой обычный фабрикат дает явный недопал), в среднем количестве недопала по всем печам около 5% (явного недопала не было ни в этих двух пробах ни во всех остальных пробах с тарасовским кварцитом, благодаря тому что последний быстро перерождается).

Однако обжигать такие шихты (с 50% жестких) следует не ниже 16 SK, так как некоторые образцы, обжигавшиеся при 15 SK, имеют повышенный удельный вес до 2,42.

Шихта № 4

Тарасовский 30%
Решетилковский 40%
Лозовской 30%

Из этой шихты (в количестве 10 т) изготовлялся прессовый нормальный кирпич.

Характеристика шихты

1. Гранулометрический состав порошка (в %)

	Миним.	Максим.	Средн.
0—0,6 мм	49,5	50,6	49,9
0,6—1 »	11,2	13,8	12,3
1—3 »	11,5	17,4	13,6
3—4 »	17,6	23,6	21,3

2. Гранулометрический состав шихты (в %)

	Миним.	Максим.	Средн.
0—0,6 мм	61,3	61,9	61,5
0,6—1 »	10,0	11,6	10,6
1—3 »	24,5	25,7	25,3
3—4 »	2,0	3,0	2,6
Домол	—	—	23,3
3. Влажность шихты (в %)	6,1	6,6	6,3
4. Щелочность шихты (в %)	2,46	2,65	2,56

Количество добавленного меляса около 0,6%. Прессовка производилась хорошо, не хуже обычной шихты. Обжиг производился при температуре SK 17. Линейный рост — 3,20%.

Результаты испытания пробы № 4

I сорт	69%
II '	30%
Брак	1%

Дефекты II сорта

Трещиноватость	200%
Отбитость	600%
Загар	200%
Дефекты брака	100% трещиноватость

Физико-термические и механические показатели

	Миним.	Максим.	Средн.
1. Водопоглощение (в %)	12,6	14,6	13,8
2. Объемная пористость (в %)	22,7	25,7	24,7
3. Объемный вес (в %)	1,63	1,83	1,76
4. Удельный вес	2,33	2,35	2,34
5. Механическая прочность (в кг/см ²)	203	318	239
6. Деформация под нагрузкой в 2 кг	—	—	1640°C

Макроструктура. Желтоватая, пористая масса с незначительными железистыми пятнышками. Излом — сравнительно плотный — по зернам кварцита. Последние — частично серые, угловатые — имеют размеры до 4 мм.

Микроструктура

Основная масса состоит из стекла, тридимита и зернистых агрегатов силикагов кальция и железа (фиг. 11).

Тридимит представлен отдельными кристаллами длиной до 0,08 мм и небольшими сростками. Отдельные зерна кварца и участки кварцита равномерно распределены.

Участки бывшего кварцита состоят из стекла, кристобалита и мелких зерен кварца.

Зерна кварца разбиты трещинами на мелкие осколки размерами 0,015—0,1 мм, окружены стекловидной каймой и имеют пониженную поляризационную окраску.

Поры рас ределены неравномерно, местами густо прорезают основную массу.

Тридимитизация соединяя. Степень перерождения кварца значительная.

Количество оставшегося кварца — около 150%.

Примечание. Образец для микроисследования имеет следующие показатели:

1. Механическая прочность	318 кг/см ²
2. Удельный вес	2,36
3. Водопоглощение	11,30%
4. Объемная пористость	20,20%

На этой шихте, давшей (в сравнении с предыдущими шихтами) наилучшие результаты, завод

работал 5 дней (прессовой, нормальный), выпустив около 600 т продукции.

Выводы результатов испытания пробы № 4

1. Шихта, в которую, кроме тарасовского кварцита, входят 2 компонента — один жесткий и один мягкий¹, может обеспечить довольно хороший по всем показателям фабрикат.

2. Обжигать такой фабрикат можно при температуре не выше SK № 16.

3. Благодаря введенному частично мягкому кварциту количество меляса может быть как для обычной шихты 0,5—0,6% вместо прежних проб — 0,80%.

Шихта № 5

Тарасовский кварцит	500%
Лозовской кварцит	500%

Из этой шихты (в количестве 10 т) изготовлялся прессовой нормальный кирпич.

Характеристика шихты

1. Гранулометрический состав порошка

	Средн.
0—0,6 мм (в %)	46,8
0,6—1 » (» %)	15,8
1—3 » (» %)	28,0
3—4 » (» %)	10,4

2. Гранулометрический состав шихты

	Миним.	Максим.	Средн.
0—0,6 мм (в %)	57,8	62,0	60,1
0,6—1 » (» %)	9,8	11,1	10,4
1—3 » (» %)	19,2	23,7	21,0
3—4 » (» %)	7,4	9	8,5
Домол	—	—	23,4
3. Влажность шихты (в %)	5,8	6,3	6,1
4. Щелочность » (в %)	2,22	2,41	2,29

Количество добавленного меляса — около 0,8%.

Прессовалась шихта плохо. При перенесении на тележки и при транспортировке в сушику стола много кирпича рассыпалось

После сушки 12% брака
Кирпич обжигался при SK 17
Линейный рост динаса — 3,0%

Результаты испытания пробы № 5

I сорт — 55%, II сорт — 45%

Характеристика II сорта

Трещиноватость	20%
Отбитость	40%
Глухой звук	40%
Выплавки	5%

¹ Собственно говоря, лозовской кварцит представляет смесь четырех разновидностей, среди которых преобладают песчанистые и мягкие кварциты — до 80%, а жестких и плотных (аморфных) — около 20%.

Физико-механические показатели

	Миним.	Максим.	Средн.
Водопоглощаемость (в %)	12,2	17,5	14,6
Объемн. пористость (в %)	22,8	29,4	26,3
3. Объемный вес (в %)	1,67	1,83	1,77
4. Удельный вес	2,34	2,39	2,37
5. Механическая прочность (в кг/см ²)	131	250	177

Выводы

Испытанная проба несколько уступает по качеству вышепригодным пробам № 2, 3 и 4. Это по всей вероятности следует объяснить тем, что лозовской кварцит для этой пробы был почти исключительно песчаник (не меньше 90%).

Таким образом от комбинации тарасовских с песчанистым кварцитом не следует ожидать особенно удовлетворительных результатов.

Шихта № 6

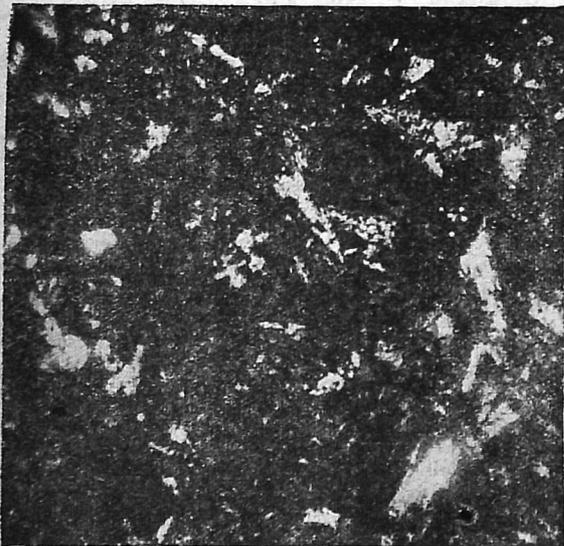
Тарасовский кварцит	40%
Ясиноватский кварцит	40%
Лозовской кварцит	20%

Из этой шихты (в количестве 10 т) изготовлен прессовой, нормальный кирпич.

Характеристика шихты

1. Гранулометрический состав порошка (в %)

	Средн.
0 — 0,6 мм	50,2
0,6—1 »	14,1
1 — 3 »	28,0
3 — 4 »	7,8



Фиг. 13. Динас из шихты № 7 (тарасовского 50% и михайловского 50%), уд. вес 2,34, ув. 80, (никколи скрещенные)

2. Гранулометрический состав шихты (в %)

	Миним.	Максим.	Средн.
0 — 0,6 мм	57,1	67,5	63,5
0,6—1 »	6,5	9,6	8,1
1 — 3 »	18,0	23,8	20,9
3 — 4 »	6,5	9,6	7,5
Домол	—	—	26,5
3. Влажность шихты	6,0	6,6	6,3
4. Щелочность	2,28	2,45	2,35

Количество добавленного меляса — около 0,80%. Прессовка производилась плохо. Много кирпичей при снятии с пресса рассыпалось.

Внешний же вид кирпича хороший: равномерно спрессован, углы и ребра острые.

Брак после сушки — 140%. Обжиг производился при температуре SK № 15.

Линейный рост динаса — 3,20%.

Результаты испытания пробы № 6

	I сорт	II сорт	Брак
Проба	75%	25%	0
Производственный динас	45%	53%	2%

Дефекты II сорта

Трещиноватость	25%
Отбитость	40%
Загар	55%

Физико-термические и механические показатели

	Миним.	Максим.	Средн.
1. Водопоглощение (в %)	11,0	15,4	13,8
2. Объемн. пористость (в %)	20,6	26,3	24,5
3. Объемный вес	1,75	1,89	1,78
4. Удельный вес	2,35	2,37	2,36
5. Механическая прочность (кг/см ²)	155	425	263
6. Деформация под нагрузкой (2 кг/см ²)	—	—	1640 °C

Макроструктура желтоватая, с железистыми пятнами и выплавками масса. Излом плотный и по зернам. Последние размером до 4 мм равномерно распределены.

Микроструктура

Основная масса — стекловидной структуры. Зерна кварца размером от 0,075 до 0,35 мм оплавлены, покрыты густой сетью трещин и окружены бурой стекловидной каймой (фиг. 12).

Тридимит — в виде мелких иголочек до 0,03 мм; местами наблюдаются небольшие сростки тридимита, образовавшиеся в кварцевых зернах.

В участках кварцита, среди стекловидной массы, наблюдается незначительное количество кристобалита.

Местами наблюдаются скопления мелких зернышек силикатов кальция и железа.

Тридимитизация — слабая.

Степень перерождения кварца — средняя.

Количество оставшегося кварца — 45%.

Примечание. Лозовский кварцит для этой шихты состоял, главным образом, из мягкого — около 50% и жесткого — около 40%.

Выводы

1. По выходу I сорта и по физико-термическим показателям получены вполне удовлетворительные результаты.

2. Фабрикат из такой шихты можно обжигать в местах пониженной температуры при 15—16 SK, не опасаясь получения недопада.

3. Значительное количество брака при прессовке возможно удастся уменьшить путем изменения гранулометрического состава или увеличенной добавкой меляса.

Шихта № 7

Тарасовский кварцит 50%

Михайловский кварцит 50%

Из этой шихты (в количестве 10 т) изготовлен прессовый нормальный кирпич.

1. Гранулометрический состав порошка (в %)

Характеристика шихты

	Миним.	Максим.	Средн.
0 — 0,6 мм	42,8	52,0	47,0
0,6—1 »	13,4	15,2	14,3
1 — 3 »	28,8	32,6	30,7
3 — 4 »	5,0	11,2	8,0

2. Гранулометрический состав шихты

	Миним.	Максим.	Средн.
0 — 0,6 мм	60,9	65,5	63,9
0,6—1 »	9,4	11,0	10,4
1 — 3 »	20,1	24,1	21,4
3 — 4 »	3,4	4,7	4,3
Домол	—	—	36,0
3. Влажность шихты (в %)	6,2	6,8	6,6
4. Щелочность шихты (в %)	2,19	2,40	2,27

Количество добавленного меляса — около 0,80%.

Кирпич прессовался хорошо, углы и ребра острые, плотно спрессован, не рассыпался. После сушки брака 3%.

Обжиг производился при различных температурах 16 и 17—18 SK.

Линейный рост динаса при температуре 16 SK 3,5%

Линейный рост динаса при температуре 17—18 SK 3,9%

Результаты испытания пробы № 7

	I сорт	II сорт	Брак
Проба	89%	11%	0
Производственный динас	80%	18%	2%

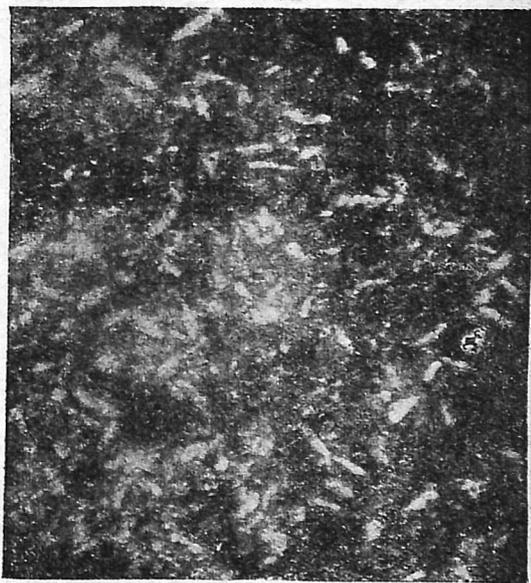
Дефекты II сорта

Трещиноватость 10%
Отбитость 85%
Загар 5%

Физико-термические и механические показатели

	Миним.	Максим.	Средн.
1. Водопоглощение (в %)	11,7	16,1	13,0
2. Объемная пористость (в %)	21,2	25,7	23,2
3. Объемный вес (в %)	1,72	1,88	1,82
4. Удельный вес	2,32	2,35	2,34
5. Механическая прочность в кг/см ²	165	355	278
6. Деформация под нагрузкой (2 кг/см ²)	—	—	1690 °C

Макроструктура. Плотная масса кремового цвета, местами розоватая. Встречаются железистые пятна. Излом по зернам, размером до 4 мм.



Фиг. 14. Динас из шихты № 10 (тарасовского 40%, лозовского 30% и динасового боя 30%), уд. вес 2,34, ув. 80, (николи скрещенные):

Микроструктура

Основная масса состоит из стекла и сростков иголок и копьевидных двойников тридимита. Размер кристаллов тридимита от 0,02 до 0,15 мкм (фиг. 13).

В бывших участках кварцита рассеяны кристаллиты и мелкие, чуть действующие на поляризационный свет, зерна кварца размером 0,02 мкм. Тридимитизация — значительная.

Степень перерождения кварца — высокая

Количество оставшегося кварца — 50%.

Примечание. Образец для микроскопического исследования имел следующие показатели:

1. Механическая прочность 426 кг/см²
2. Удельный вес 2,34 »
3. Водопоглощение 10,70%
4. Объемная пористость 20,90%

Полученные столь удовлетворительные результаты от этой пробы были для нас несколько неожиданными. Мы поэтому повторили эту пробу и получили почти аналогичные результаты (температура обжига № 16 SK).

	I сорта—82%	II сорта—18%	
Водопоглощение	10,7	14,1	В ср. 12,4
Объемная пористость	20,0	24,6	» 22,4
Объемный вес	1,78	1,87	» 1,82
Удельный вес	2,34	2,35	» 2,34
Механическая прочность	227	311	» 268

Эта шихта по нашему мнению представляет наибольший интерес из всех приведенных шихт.

Ведь михайловский кварцит весьма неустойчив в обжиге и поэтому не употребляется, а идет частично только для мертеля. Здесь же с тарасовским кварцитом он как бы стал менее капризным и дает трещиноватый фабрикат всего 10—15% от II сорта или около 1—3% от всей пробы.

Такое странное, неожиданное поведение михайловского кварцита в комбинации с тарасовским следует, вероятно, объяснить тем, что последний при обжиге образует много пор, причем образование последних начинается при сравнительно невысокой температуре, с момента удаления гидратной воды и при 900—1000°, т. е. раньше заметного перерождения тарасовского кварцита.

Эти поры служат для смягчения напряжений, возникающих при перерождении михайловского кварцита.

Это происходит также благодаря тому, что михайловский кварцит очень мягкий и при помолке дает, главным образом, фракции 0—1 мм (выше 80%). При более же плотном кварците и, следовательно, большем содержании крупных фракций и меньшем содержании мелких подобных результатов не было бы.

Исходя из вышесказанного, мы предлагаем такие шихты, в которые входят тарасовский и мягкий кварциты (или даже плотный аморфный, легкоперерождающийся наподобие михайловского), составляя из отдельно молотых (дифференцированных помол) кварцитов, причем мягкий кварцит (или плотный аморфный, быстроперерождающийся) давать в виде муки до Г мм.

Сырец из такой шихты можно обжигать при пониженной температуре 15—16 SK, получая удельный вес ниже 2,40.

Следует отметить, что михайловский кварцит придает динасу очень гладкую поверхность, что для коксовых печей очень важно.

Прибавкой к этим двум компонентам еще жесткого или кристаллического кварцита в количестве 20—40% можно будет по всей вероятности обеспечить еще более термически устойчивый динас, пригодный для обжига возле горелок, где пламя более острое.

Шихта № 8

- Тарасовский кварцит 20%
 Петровский кварцит 50%
 Обоженный бой динаса 30%

Из этой шихты (в количестве 10 т) изготовлялся фасонный кирпич ручной формовки (марка 85А, вес 9,5 кг).

Характеристика шихты

1. Гранулометрический состав порошка (в %)

0 —0,6 мм	43,8
0,6—1 »	15,0
1 —3 »	31,0
3 —4 »	10,2

2. Гранулометрический состав шихты (в %)

	Миним.	Максим.	Средн.
0 —0,6 мм	56,8	61,7	59,2
0,6—1 »	8,0	10,5	8,8
1 —3 »	22,5	25,5	24,0
2 —4 »	5,3	9,7	8,0
Домол	—	—	35,2
3. Влажность шихты (в %)	8,5	8,8	8,7
4. Щелочность шихты (в %)	2,51	2,84	2,66

Шихта формовалась хорошо. Набивалась хорошо. Частично были перебои. На сушке никаких дефектов не было.

Обжиг производился при температуре 17 SK.

Ливнейный рост — 3,3%.

Результаты испытания пробы № 8

	Проба	Производительный
I сорт	46%	62%
II »	38%	30%
Брак	16%	8%

Дефекты	II сорта	Брака
Трещиноватость	70%	70%
Отбитость	30%	30%
Загар	20%	10%

Физико-механические показатели

	Миним.	Максим.	Среди.
1. Водопоглощение (в %)	13	13,5	13,2
2. Объемн. пористость (в %)	23,3	24,1	23,7
3. Объемный вес	1,75	1,81	1,79
4. Удельный вес	2,35	2,37	2,36
5. Механическая прочность (кг/см ²)	127	160	144

Выводы

По выходу I сорта и по механической прочности шихта № 8 дает неудовлетворительные результаты. Есть основание предполагать, что добавка жесткого компонента (антоновского кварцита до 20—30% взамен некоторой части боя и петровского кварцита) обеспечит удовлетворительный результат.

Шихта № 9

Тарасовский кварцит 30%
 Лозовской кварцит 40%
 Обоженный бой 30%

Из этой шихты (в количестве 10 т) изготавливался фасонный кирпич ручной формовки (марка 85А, вес в 9,5 кг).

Характеристика шихты

1. Гранулометрический состав шихты в %

	Миним.	Максим.	Среди.
0 —0,6 мм	60,8	62,5	61,9
0,6—1 »	10,1	13,2	11,8
1 —3 »	20,0	22,0	21,0
3 —4 »	4,0	6,0	5,3
2. Влажность шихты	8,6	8,8	8,7
3. Щелочность шихты	2,50	2,56	2,54

Шихта жесткая. При формовке плохо набивалась. На сушке кирпич никаких дефектов не имел. Обжиг производился при температуре 15 SK—16 SK (кривая обжига см. фот. № 1)
 Рост — 3,1%.

Результаты испытания пробы № 9 (марка 85А)

	Проба	Производственный
I сорт	71%	79%
II сорт	29%	21%
Брак	0	0

Дефекты II сорта

Трещиноватость 45%
 Отбитость 40%
 Загар (выплавки) 15%

Физико-термические показатели

	Миним.	Максим.	Среди.
1. Водопоглощение (в %)	14,5	15,3	14,6
2. Пористость (объемная)	24,6	29,2	26,1
3. Объемный вес	1,61	1,99	1,80
4. Удельный вес	2,34	2,37	2,35
5. Механическая прочность (кг/см ²)	66	98	87

Шихта № 10

Тарасовский кварцит 40%
 Лозовской кварцит 30%
 Обоженный бой 30%

Из этой шихты (в количестве 10 т) изготавливался фасонный кирпич ручной формовки (марка 86 с).

Характеристика шихты

1. Гранулометрический состав порошка (в %)

	Миним.	Максим.	Среди.
0 —0,6 мм	—	—	45,3
0,6—1 »	—	—	18,0
1 —3 »	—	—	26,3
3 —4 »	—	—	13,4

2. Гранулометрический состав шихты (в %)

	Миним.	Максим.	Среди.
0 —0,6 мм	60,5	62,8	61,3
0,6—1 »	9,0	11,0	10,3
1 —3 »	20,0	22,5	21,5
3 —4 »	6,0	8,2	6,9
Домол	—	—	35,3
3. Влажность шихты	8,5	8,8	8,6
4. Щелочность шихты	2,66	2,97	2,86

Шихта жесткая. Формовалась плохо. Перебоев не было. На сушке кирпич никаких дефектов не имел.

Обжиг производился при температуре SK—16—17.

Рост — 3,7%.

Результаты пробы № 10

	Проба	Производственный
I сорт	62%	71%
II >	38%	29%
рак	0	0

Дефекты II сорта

Трещиноватость	80%
Отбитость	20%
Загар	10%

Физико-термические показатели

	Миним.	Максим.	Средн.
Водопоглощение (в %)	10,9	13,8	12,6
Объемная пористость (в %)	20,5	27,1	24,0
Удельный вес	2,35	2,36	2,36
Механическая прочность (кг/см ²)	93	272	164

Микроструктура

Основная масса состоит из стекла и сростков олочек тридимита размером до 0,1 мм. Зерен кварца очень мало, около 5%. Степень перерождения кварца — высокая. Тримитизация — высокая.

Выводы

Хотя по выходу I сорта в сравнении с обычным фабрикатом пробы № 9 и 10 дали немного лучшие результаты чем проба № 8, однако из-за пониженной механической прочности (особенно проба № 9) эти 2 шихты надо считать не совсем удачными.

Это следует объяснить повышенным содержанием в шихте боя — инертного компонента. Как сказано выше (см. выводы по пробе № 7), перерождающиеся зерна кварцита заполняют и уплотняют пористые зерна тарасовского кварцита, благодаря чему пористость такого динаса меньше, чем в шихте № 1 — по 100% тарасовского и следовательно, механическая прочность выше.

Бой же, являясь инертным, так как очень мало растет в обжиге, не может уплотнять поры зерен тарасовского кварцита, благодаря чему шихта с тарасовским кварцитом должна содержать не больше 15—20% боя или даже совершенно без него.

Мы поэтому наметили для дальнейших испытаний такие шихты (результаты испытаний выражены в %)

	I	II	III	IV
1. Тарасовский кварцит	25	30	30	20
2. Мягкий (типа махайловск.)	25	30	20	30
3. Жесткий (типа антоновск.)	30	40	40	50
4. Бой (динас обожженный)	20	—	10	—

На основании результатов проделанной работы можно сделать следующие выводы:

1. Тарасовский кварцит может и должен быть внедрен в шихту для производства как коксового, так и металлургического динаса в количестве не меньше 30%.

2. Тарасовский кварцит как быстроперерождающийся благотворно влияет на удельный вес фабрикага, который можно обжигать при температуре 15—16 SK, не опасаясь получения недопада (с уд. в. выше 2,40), что наблюдается с обычным производственным фабрикатом.

3. Введение в шихту тарасовского кварцита должно дать значительный экономический эффект. Во-первых, потому, что при массовой добыче тарасовского кварцита он благодаря мощному пласти и незначительной толщине навосов обойдется значительно дешевле других кварцитов; во-вторых, уменьшение недопада и обжиг при пониженной температуре (на 1—2 SK), также дадут значительную экономию.

4. Благодаря тарасовскому кварциту можно внедрить такие кварциты (мягкие типа михайловского), которые почти не вводятся в шихту из опасения получения трещиноватого динаса.

Указатель статей, напечатанных в журнале „Минеральное сырье“ за 1935 г.

Алфавитный

- Абрамов Ф.**, рецензент, Букановский В. М.
К вопросу о диалектике развития земли.— В кн. За марксистско-ленинскую перестройку геол. разв. наук. М—Л. 1932, стр. 65—104.
Рец.: Минер. сырье. 1935, № 1, стр. 47—50.
- Абрамов Ф. И.**
О степени окисления горных пород.— Минер. сырье, 1935, № 5, стр. 31—37.
- Ависов Б. П.**
Роль канатной пилы в современном карьере по добыче мрамора.— Минер. сырье. 1935, № 9, стр. 34—51.
- Акад. Ф. Ю. Левинсону — Лессингу.** К пятидесятилетию научной деятельности. 1884—1934. Л., Ак. наук СССР, 1934.
492 стр., илл. (Тр. Петрографич. и - та, вып. 6).
Рец.: Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 76.
- Алимарин И. П. и Иванов-Эмин Б.**
Об определении рассеянных элементов в стеклопромышленных песках.— Минер. сырье. 1935, № 9, стр. 26—31.
- Амирасланов А. А.**
Некоторые соображения о генезисе колчеданных месторождений Урала.— Минер. сырье. 1935, № 8, стр. 15—20.
- Багратуни Е. Г.**
Серноколчеданные месторождения Закавказья и их реальные перспективы.— Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 1—17.
- Базилевич А. С.**
Опыт применения некоторых магнезиальных силикатов в качестве огнеупорного сырья.— Минер. сырье. 1935, № 2, стр. 27—30.
- Базилевич А. С.**
Теплоемкость и тепловые реакции минерального сырья.— Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 55—64.
- Базилевич А. С.**
Технологическое исследование хромита Хабаровского месторождения.— Минер. сырье. 1935, № 8, стр. 42—46.
- Базилевич А. С.**
Упрощенное определение содержания окиси магнезия в тальковой породе.— Минер. сырье. 1935, № 9, стр. 31—34.
- Басмаиов В. А.**
Испытания обогатимости Керябинского талька.— Минер. сырье. 1935, № 2, стр. 17—26.
- Баюла А. Г.**
Флотация турмалина из хвостов ключевских руд.— Минер. сырье. 1935, № 9, стр. 52—58.
- Берман С. С.**
Плавка горных пород в шахтных печах. Минер. сырье. 1935, № 10, стр. 53—58.
- Бетехтин А. Г. и Никшич И. И.**
Халиловский и Хабаровский хромитоносные районы.— Минер. сырье. 1935, № 3, стр. 48—51.
- Богданович В. В.**
Боевское месторождение графита на Урале. (Из работ Уральск. отд. ИПМ) — Минер. сырье. 1935, № 5 стр. 9—15.
- Болдырев А. К.**
Кристаллография. Изд. 3-е, испр. и дополн. Л—М., Грозный—Новосибирск, Горгеонефтеиздат, 1934, 431 стр.
Рец.: Минер. сырье. 1935, № 2, стр. 49.
- Браун Г. А.**
Качественная характеристика разрабатываемых месторождений флюсовых известняков Юга СССР в связи с установлением технических условий.— Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 25—42.
- Браун Г. А.**
Разведка месторождений флюсового и огнеупорного сырья для металлургии Юга СССР.— Минер. сырье 1935, № 5, стр. 5—9.
- Бублейников Ф. Д.**
Конференция по брикетированию.— Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 70—71.
- Букановский В. М.**
К вопросу о диалектике развития земли.— В кн.: За марксистско-ленинскую перестройку геол.-разв. наук М—Л. 1932, стр. 65—104.
Рец.: Минер. сырье. 1935, № 1, стр. 47—50.
- Васильев К. В.**
Новый тип разборной металлической трубки со съёмными фильтрами и сменными антикатадами для мягких рентгеновских лучей.— Минер. сырье. 1935, № 3, стр. 42—44.
- Васильев К. В.**
Новый тип универсальной камеры для рентгеносъемок.— Минер. сырье. 1935, № 2, стр. 46—48.
- Васильев К. В.**
О сферических включениях в гагате.— Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 75.
- Веденева Н. и др.**
Оптический метод анализа высокодисперсных минутников.— Минер. сырье. 1935, № 11, стр. 13.
- Веденева Н. Е.**
Определение минералов на полусфере В. В. Аршинова теодолитным методом.— Минер. сырье. 1935, № 7, стр. 9—14.
- Веллер С. М.**
Тедзамский вулканический пепел (Грузия) как гидравлическая добавка.— Минер. сырье. 1935, № 9, стр. 16—18.
- Веселовский В., референт, Юшкевич С. Ф. и Соколов Н. М.**
Отбеливающие земли Западной области и перспективы их промышленного использования. Смоленск, Зап. обл. Гос. изд-во, 1934, 47 стр.
Рец.: Минер. сырье, 1935, № 2, стр. 51.
- Веселовский В. С. и Селяев И. А.**
Аккумулятивное ионное разбавление растворов пермутитонами.— Минер. сырье. 1935, № 5, стр. 16—19.
- Волярович М. и Толстой Д.**
Исследование вязкости расплавленных диабазов для целей петрургии.— Минер. сырье. 1935, № 5, стр. 25—31.
- Волкова З. и др.**
Адсорбция на частицах водной суспензии талька и флотация его.— Минер. сырье. 1935, № 3, стр. 39—41.

- Волкова З. В.**
Выделение высокодисперсной фракции порошков флотационным методом.—Минер. сырье. 1935, № 7, стр. 35—39.
- Волкова З. В.**
К вопросу о механизме флотации. Роль тонкодисперсной фракции порошков в процессе флотации.—Минер. сырье. 1935, № 5, стр. 37—42.
- Волкова З. В.**
Роль асбеста в пленках краски, изготовленной на синтетической олифе.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 47—54.
- Гаврилов А. А.**
Применение талька для борьбы с отложением накипи в паровых котлах.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 32—41.
- Гамбарян П. П. и др.**
Исследование условий кристаллизации плавяных базальтов.—Минер. сырье. 1935 г. № 11, стр. 3.
- Горбачевский С. Д.**
Больше порядка, больше культуры.—Минер. сырье. 1935, г. № 1, стр. 1—5.
- Гофштейн М. С.**
База нерудного сырья Кузнецкого металлургического комбината.—Минер. сырье. 1935, № 10, стр. 4—11.
- Гофштейн М. С. и Тагиров К. Х.**
Нерудные ископаемые черной металлургии.—Минер. сырье. 1935, № 1, стр. 6—12.
- Гранина и Яржемский Я.**
К проблеме использования гипса Восточно-сибирского края.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 73—74.
- Грим Р. Е.**
Петрографическое изучение минералов глины.—Минер. сырье. 1935, № 5, стр. 52.
- Дворшан Е. И.**
Плавленый шпат. Л—М. ОНТИ Главн. ред. геол. разв. и геод. лит.-ры, 1935, 23 стр. (Минер. сырьев. база, вып. 14).
Реф.: Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 67.
- Дембо Г. референт, Грим Р. Е.**
Петрографическое изучение минералов глины.—Минер. сырье. 1935, № 5, стр. 52.
- Долицкий Я. И.**
Магнетитовая промышленность Британской Индии.—Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 65—66.
- Донцов В. В. и Климовских А. П.**
Месторождение киновари в Туркмении.—Минер. сырье. 1935, № 5, стр. 49—50.
- Донцов В. В. и Климовских А. П.**
Месторождение меди в Туркмении.—Минер. сырье. 1935, № 5, стр. 49.
- Егоров В. И.**
Синтетические рубины и сапфиры.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 21—26.
- Еникеев У. И.**
Предварительное изучение комплексного обогащения продуктов разложения некоторых кристаллических пород Украины.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 75.
- Еникеев У. И.**
Предварительные данные по обогащению Волянских ильменитовых каолинов.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 64—66.
- Е. О.**
Разведка месторождений плавленого шпата в Восточном Забайкалье.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 30.
- Ермоленко Н. Ф. и Абрамчук Н. А.**
Отбеливающие глины и земли БССР.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 58—64.
- Ефремов Г. Л. и Гусева П. Г.**
Пиррофиллит как новое сырье в промышленности.—Минер. сырье. 1935, № 8, стр. 24—31.
- Ефремов Н. Е.**
Беденское месторождение хромистого железняка на Северном Кавказе.—Минер. сырье. 1935, № 9, стр. 4—16.
- Ефремов Н. Е.**
Месторождение железной охры в районе г. Бештау на Северном Кавказе. Минер. сырье. 1935, № 7, стр. 24—30.
- Ефремов Н. Е.**
Тальк и тальковый камень в районе реки Черной (Уруштен) на Северном Кавказе.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 26—32.
- Жуковский Г. Ю., (референт), Романовский Е. М.**
Справочник научн.-исследовательской тематики и литературы по строительным материалам, огнеупорам, химически стойким изделиям минерального происхождения за 1930—1933 г. М. Изд. НКТП. 1934, 349 стр.
Реф.: Минер. сырье. 1935, № 7, стр. 54—55.
- Завельский З. И.**
К перестройке зарплаты ИТР в промышленности нерудных ископаемых черной металлургии.—Минер. сырье. 1935, № 10, стр. 59—60.
- Заири М.**
Месторождение гипса в Верхнем Агджакенде Азербайджанской ССР.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 18—21.
- Зверев Л. В. референт Mc Connachie W.**
Реакция в доменной печи—J. Steel Ind. (London) 1934, 7, p. 383—385.
Реф.: Минер. сырье. 1935, № 3, стр. 53—54.
- Зейберлих Г. А.**
Сиваш и перекопские соляные озера—магнезиальная база для южной черной металлургии.—Минер. сырье. 1935, № 10, стр. 60—61.
- Зив Е. Ф. и Тимофеев В. Д.**
Шеллит в скарнах (тактатах) Хакасско-Минусинского района в Зап. Сибири.—Минер. сырье. 1935, № 2, стр. 5—17. Библиогр. 8 назв.
- Зимин И. А.**
О хромистом магнезите. (Предварительное сообщение) — Минер. сырье. 1935, № 12, стр. 25.
- Зубьев Н. Н. и Шиманко А. И.**
Полумягкий флогопит и возможность применения его в производстве слюдяной электроизоляции. — Минер. сырье. 1935, № 12, стр. 25.
- Иванов А. И.**
Исследования пылевидного кремнезема с целью получения высокодисперсных фракций.—Минер. сырье. 1935, № 9, стр. 19—25.
- Иванов А. И. и др.**
Пылевидный кремнезем Магнитогорского района.—Минер. сырье. 1935, № 8, стр. 32—39.
- Иванов В. Н.**
Каменноугольный гипс на восточном склоне Южного Урала.—Минер. сырье. 1935, № 3, стр. 44—48.
- Институт геологии и минералогии, см. Институт минерального сырья.**
- Институт минерального сырья. Библиотека.**
Неметаллические ископаемые и руды черных металлов (библиография).—Минер. сырье. 1935, № 2, стр. 51—59, № 3, стр. 57—63, № 5, стр. 54—62, № 7, стр. 55—60, № 8, стр. 64—3-я стр. обл., № 10, стр. 62—64.

- Институт минерального сырья. Библиотека.**
Огнеупоры в металлургии. Библиографический указатель материалов на русском и иностр. яз. за 1929—1934 гг. Минер. сырье, 1935, № 1, стр. 52—64.
- Казанцева М. Н.**
В научно-техническом совете Института геологии и минералогии.—Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 68—69.
- Кайнарский И. С.**
К вопросу о технических условиях на кварциты.—Минер. сырье. 1935, № 1, стр. 34—36.
- Карасик М. А.**
Добыча магнезита на горе Карагай в Сатках на Урале.—Мин. сырье. 1935, № 4, стр. 50—55.
- Карасик М. А.**
Часов-ярские карьеры.—Минер. сырье. 1935, № 1, стр. 12—22.
- Квашнева В. Я.**
О платиноносности халиловских и хабарнинских хромитов на Южном Урале.—Минер. сырье. 1935, 7, стр. 19—24.
- Керченская металлургия.**
Под ред. М. И. Кантора. Т. I—Москва—Ленинград—Свердловск, Металлургиздат. 1934, 260 стр. (Тр. комиссии по керч. рудам).
Реф.: Минер. сырье. 1935, № 7, стр. 54.
- Климовских А.**
Месторождения литографского камня в окрестностях Ашхабада.—Минер. сырье. 1935, № 5, стр. 50—51.
- Климовских А.**
Огланлинское месторождение адсорбирующих глин в Туркмении.—Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 69—70.
- Кондогури Р. В., Бауман Р. М. и Клягина Л. И.**
Поиск индия и таллия в отходах некоторых производств.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 69—70.
- Корчемкин Л. И.**
Опыты по определению минералов с помощью гемисферы системы В. В. Аршинова.—Минер. сырье. 1935, № 7, стр. 15—18.
- Криволицкая Н. С., Морозов Г. Г. и Веселовский В. С.**
Сравнительное испытание графитов для элементного производства.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 41—47, № 7, стр. 52.
- Лаврович Н. С.**
Ольгинское месторождение плавикового шпата.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 72—73.
- Лаврович Н. С., референт, Дворжан Е. И.**
Плавиковый шпат. Л.—М. ОНТИ Глав. ред. геол.-разв. и геод. лит.-ры. 1935, 23 стр. (Минер. сырьевая база, вып. 14).
Реф.: Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 67.
- Липец М. Е., Лубман Н. М. и Римская М. М.**
О методах определения оптимальных концентраций флотореагентов. (К вопросу о флотации флюорита).—Минер. сырье. 1935, № 5, стр. 45—49.
- Лучицкий В., рецензент. Акад. Ф. Ю. Лессингу-Левинсону к пятидесятилетию научной деятельности 1884—1934. Л. А. наук СССР. 1934, 492 стр. илл. (Тр. Петрографич. и-та, вып. 6).**
Рец.: Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 76.
- Лучицкий В., рецензент, Малышев И. И., Пантелеев П. Г. и Нэк А. В.**
Титаномагнетитовые месторождения Урала. Л. А. наук СССР, 1934, 263 стр. илл. (Ак. наук СССР СОПС Сер. Уральская. Вып. 1).
Рец.: Минер. сырье, 1935, № 6, стр. 76.
- Лучицкий В., рецензент, Полканов А. А.**
Геолого-петрографический очерк северо-западной части Кольского полуострова. Ч. I. Л.—М. А. наук СССР, 1935, 564 стр.
Рец.: Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 76—77.
- Лучицкий В. И.**
Сырьевые базы диасового производства на Украине.—Минер. сырье. 1935, № 1, стр. 28—34.
- Лучицкий В. И., референт.**
Минеральные ресурсы Урала. Свердловск ОГИЗ. Ур. из-во. 1934, 640 стр. (Управл. планов. комисс.)
Реф.: Минер. сырье. 1935, № 3, стр. 54—56.
- Лучицкий В. И., референт, Федоров Н. Ф. и др.**
Нерудноископаемые стройматериалы Восточной Сибири. Иркутск—Москва. ОГИЗ. 1934, 147 стр.
Рец.: Минер. сырье. 1935, № 2, стр. 50—51.
- Любимов А. Л.**
К вопросу организации нашего рудо-минерального экспорта.—Минер. сырье. 1935, № 3, стр. 20—24.
- Малышев И. И., Пантелеев П. Г. и Нэк А. В.**
Титаномагнетитовые месторождения Урала. Л. А. наук СССР. 1934, 263 стр. илл. (Ак. наук СССР СОПС, Сер. Уральская. Вып. 1).
Рец.: Минер. сырье, 1935, № 6, стр. 76.
- Маршаллит, Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 79.**
- Масленников В. В.**
Новые минеральные наполнители для грампластинок.—Минер. сырье. 1935, № 11, стр. 29.
- Меланхолин Н.**
Упрощенный минералогический микроскоп системы ИМС.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 67—69.
- Минеральное сырье на службу обороне страны.—Минер. сырье. 1935, № 9, стр. 1—3.**
- Минерально-сырьевая база Кузнецкого металлургического комбината им. И. В. Сталина. Сборник статей под ред. В. А. Ветрова и др. Томск. Зап. Сиб. геол. разв. трест. 1933, 266 стр.**
Рец.: Минер. сырье. 1935, № 3, стр. 52.
- Минеральные ресурсы Урала. Свердловск. ОГИЗ. Ур. изд-во, 1934, 640 стр. (Уральская план. ком.).**
Рец.: Минер. сырье. 1935, № 3, стр. 54—56.
- Научно-производственная конференция по вопросам реконструкции Москвы.—Минер. сырье. 1935, № 10, стр. 1—3.**
- Некрасов Б. П. рецензент, Schlabach E. и Wisen F. Warenprüfung. Испытание товаров.—Справочная книга для закупки и приемки материалов и оборудования, применяемых в горном деле и смежных отраслях.—1934.**
Рец.: Минер. сырье. 1935, № 1, стр. 51.
- Новый прибор для минерального анализа.—Минер. сырье. 1935, № 9, стр. 59.**
- О применении маршаллита при изготовлении электродов с обмазкой ОММ-1.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 79.**
- Орешкин И. И.**
Нагайбакское месторождение пылевидного кварца.—Минер. сырье. 1935, № 5, стр. 1—5.
- Орловский В. Г.**
Добыча и переработка флюсовых известняков в США.—Минер. сырье. 1935, № 10, стр. 12—26.

- Орловский В. Г.**
Промышленная классификация флюсовых известняков Еленовского месторождения (предварительный отчет). — Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 15—25.
- Орловский В. Г., рецензент, Savage E., New York, London, Mc. Grow Hillbock Co., 1934, Prospecting for gold and silver. 307 p. With 98 fig. Рец.—Минер. сырье. 1935, № 1, стр. 46—47.**
- Патрикеев Н. Н.**
Основы организации открытой добычи на Еленовских карьерах. — Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 3—15.
- Перкаль З. И.**
Рефератная картотека силикатной литературы. — Минер. сырье. 1935, № 5, стр. 52—53.
- Перцов В. Н.**
Скользкость (жирность) графитовых порошков. — Минер. сырье. 1935, № 2, стр. 42—46.
- Пинскер З. Г.**
Структурный анализ помощью дифракции быстрых электронов. — Минер. сырье. 1935, № 2, стр. 34—41.
- Письмо начальника Такобрудстроля. — Минер. сырье. 1935, № 6 стр. 79.**
- Полканов А. А.**
Геолого-петрографический очерк северо-западной части Кольского полуострова. Ч. I. Л.—М. Ак. наук СССР. 1935, 564 стр.
Рец.: Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 76—77.
- Пономарев Ф.**
К изданию силикатной энциклопедии. — Минер. сырье. 1935, № 9, стр. 60—62.
Проектирование завода для получения флотационного мела по методу ИМС. — Минер. сырье. 1935, № 9, стр. 59—60.
Работа заводов объединения «Сталь». — Сталь, 1935, № 1—2, 174 стр.
Реф.: Минер. сырье. 1935 № 7, стр. 54.
- Розанов Ю. А.**
Доломиты Верхнего Поволжья как облицовочный материал. — Минер. сырье. 1935, № 10, стр. 51—52.
- Романовский Е. М.**
Справочник научно-исследовательской тематики и литературы по строительным материалам, огнеупорам, химически стойким изделиям минерального происхождения за 1930—1933 гг. М. Изд. НКТП 1934, 349 стр.
Реф.: Минер. сырье. 1935, № 7 стр. 54—55.
- Саакян П. С.**
Тектоническое строение Новолевинского колчеданного месторождения на Урале. — Минер. сырье. 1935, № 8, стр. 1—15.
- Селяев И. А.**
Методы оценки сорбентов для поглощения паров. — Минер. сырье. 1935, № 7, стр. 39—46.
- Селяев И. А.**
Сорбция паров пористыми телами и ее зависимость от дисперсной структуры этих тел. — Минер. сырье. 1935, № 5, стр. 55—58.
- Соболев В. И. и Николаев М. А.**
Водушная классификация корунда для получения минутников. — Минер. сырье. 1935, № 11, стр. 12.
- Соловьев**
Камера для съемки по методу вращающегося кристалла. — Минер. сырье. 1935, № 8, стр. 62—64.
- Слепцов Е. А.**
Новое в химическом отмучивании глин. — Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 71—72.
- Соколов И. А.**
Сырье материалы доменной плавки. Ч. I—Руды. М.—Л. Metallurgizdat, 1934, 196 стр.
Рец.: Минер. сырье. 1935, № 3, стр. 53.
- Сыроматников Ф. В. и Звенигородская В.**
О содержании углеродистых веществ в хризотил-асбесте. — Минер. сырье, 1935, № 8, стр. 20—23.
- Табакон З.**
Трест «Огнеупор» — завод «Магнезит». Сатка, Челябинской области. — Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 64.
- Тагиров К. Х.**
К вопросу об установлении стандарта на металлургические известняки. — Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 42—47.
- Тагиров К. Х. и Черномордик Э. М.**
Исследование металлургического известняка Балаклавского месторождения. — Минер. сырье. 1935, № 3, стр. 20—24.
- Таубер С. И.**
Письмо в редакцию. — Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 78.
- Толстой Д. М.**
Прямой метод оценки относительной пластичности глин и каолинов. — Минер. сырье. 1935, № 5, стр. 20—25.
- Топунов А. Г. и Веселовский В. С.**
Завальевский графитообогащительный завод. — Минер. сырье. 1935, № 1, стр. 36—40.
- Трофимова М. Е. и Альтшуллер В. К.**
Ускоренные методы определения серы и фосфора в известняках. — Минер. сырье. 1935, № 3, стр. 28—34.
- Ульянов Д. Г.**
Медно-никелевое месторождение Сунар — Узьяк на Южном Урале. — Минер. сырье. 1935, № 7, стр. 30—35.
- Федоров Н. Ф. и др.**
Нерудноскопаемые стройматериалы Восточной Сибири. Иркутск—Москва ОГИЗ. 1934, 147 стр.
Рец.: Минер. сырье. 1935, № 2, стр. 50—51.
- Федоровский Н. М.**
Изучение свойств минералов как базы для их промышленного использования. — Минер. сырье. 1935, № 2, стр. 1—3.
- Федоровский Н. М. и Любимов А. Л.**
Проблема использования отходов и отбросов в работах Института минерального сырья. — Минер. сырье, 1935, № 3, стр. 4—20.
- Федоровский Н. М., Шептунов Н. А., Риттер Л. Г.**
Проблема серы и пути ее решения. — Минер. сырье, 1935, № 7, стр. 1—8.
- Федосеев, А. Д. и др.**
Огнеупорные глины Товарковского месторождения поля шахты № 54. — Минер. сырье, 1935, № 10, стр. 27—32.
- Федотьев К. М.**
Химико-технологические свойства дистеновой породы Чайнытского месторождения. — Минер. сырье, 1935, № 2, стр. 31—33.
- Флинт Е., референт, Болдырев А. К.**
Кристаллография. Изд. 3-е, испр. и дополн. Л.—М. Грозный—Новосибирск, Горгеонефтеиздат, 1934. 431 стр.
Рец.: Минер. сырье, 1935, № 2, стр. 49.

- Флинт Е.** референт
Davey W. A study of crystal structure and its applications. Структура кристаллов New York, London, Mc Grow book co, 1934, 695 p.
Рец.: Минер. сырье, 1935, № 2, стр. 49—50.
- Фридман, Р. С.** референт.
Kleffner, J. Ueber die Metallurgie des Haglund Verfahrens, insbesondere über die Titansulfide. Подведение сульфидов титана при процессе Хаглунда. Metall u. Erz, 1934, N. 14, 307—320.
Реф.: Минер. сырье, 1935, № 9, стр. 63—3-я стр. обл.
- Фридман Р. С.** референт.
Trifonow и Mirew, D. О значении извести при обессеривании железа и стали. Archiv f. Eisenhütten, 1933/34. № 6, стр. 337—341.
Реф.: Минер. сырье, 1935, № 1, стр. 44—47.
- Цветков**
Аквадаг.—Минер. сырье, 1935, № 4, стр. 64
- Шарфштейн А. И.**
Исследование тарасовского кварца и введение его в шихту для коксового динаса.—Минер. сырье, 1935, № 11—12, стр. 60.
- Шведов Д. А. и Андреева А. И.**
Флотационные свойства растворов жирных кислот в аполярных растворителях.—Минер. сырье, 1935, № 8, стр. 56—61.
- Шманенков И. В.** референт.
Работа заводов объединения «Сталь».—Сталь, 1935, № 1—2, 174 стр.
Реф.: Минер. сырье, 1935, № 7, стр. 54.
- Шманенков И.** референт.
Керченская металлургия. Под ред. М. И. Кантора. Т. 1—Москва—Ленинград—Свердловск, Metallургиздат. 1934. 260 стр. (Тр. Комиссии по керч. рудам).
Реф.: Минер. сырье, 1935, № 7, стр. 54.
- Шманенков И. В.**
Горючесть кокса, содержащего хлористый натрий.—Минер. сырье, 1935, № 8, стр. 40—42.
- Шманенков И. В.**
К вопросу о шлакообразовании при выжиге соленого кокса.—Минер. сырье, 1935 № 2, стр. 3—4.
- Шманенков И. В.**
Металлургическое нерудное сырье в работах Института геологии и минералогии (1934—1935 гг.)—Минер. сырье, 1935, № 1, стр. 22—28.
- Шманенков И. В.** референт.
Минерально-сырьевая база Кузнецкого металлургического комбината им. И. В. Сталина. Сб. статей под ред. В. А. Ветрова и др. Томск. Зап. Сиб. г-р. Трест. 1933, 266 стр.
Реф.: Минер. сырье, 1935, № 3, стр. 52.
- Шманенков И. В.**
Флюсы Урала.—Минер. сырье. 1935, № 1, стр. 41—43.
- Шманенков И. В. и Фридман Р. С.**
Истираемость еленовского известняка.—Минер. сырье, 1935, № 3, стр. 34—39.
- Шманенков И. В.** референт, Соколов И. А.
Сырье материалы доменной плавки. Ч. 1.—Руды. М—Л. Metallургиздат, 1934, 196 стр.
Реф.: Минер. сырье, 1935, № 3, стр. 53.
- Шманенков И. В. и Фридман Р. С.**
Сравнительные данные истираемости металлургических известняков.—Минер. сырье, 1935, № 4, стр. 47—50.
- Шманенков И. В. и др.**
Очистка доменного газа от хлористых соединений при плавке титано-магнетитов. Сообщение 1.—Минер. сырье, 1935, №10, стр. 33—40.
- Шрадер А. А.**
Обогащение еленовского каолина.—Минер. сырье, 1935, № 7, стр. 47—51.
- Эйгелес М. А.**
Обогащение графитосодержащих скрапов (спели) литейного чугуна.—Минер. сырье, 1935, № 10, стр. 41—51.
- Эйгелес М. А.**
Флотация плавикового шпата Солонечного месторождения.—Минер. сырье, 1935, № 5, стр. 42—45.
- Эйгелес М. А. и Хонина О. И.**
Флотация плавикового шпата торфяной смолы.—Минер. сырье. 1935, № 8, стр. 46—55.
- Юшкевич С. Ф. и Соколов Н. М.**
Отбеливающие земли Западной области и перспективы их промышленного использования. Смоленск. Зап. обл. гос. изд-во. 1934, 47 стр.
Рец.: Минер. сырье, 1935, № 2, стр. 51.
- Davey W.**
A study of crystal structure and its applications. Структура кристаллов. New York, London. Mc Grow Hill book co 1934, 695 p.
Рец.: Минер. сырье, 1935, № 2, стр. 49—50.
- Kleffner J.**
Ueber die Metallurgie des Haglund-Verfahrens, insbesondere über die Titansulfide.—Поведение сульфидов титана при процессе Хаглунда.—Metall u. Erz, 1934, N. 14, S. 307—320.
Реф.: Минер. сырье, 1935, № 9, стр. 63—3-я стр. обл.
- Mc Connachie W.**
Реакция в доменной печи. Jl. Steel Ind (London), 1934, 7., p. 383—385.
Рец.: Минер. сырье, 1935, № 3, стр. 53—54.
- Savage E.**
Prospecting for gold and silver. New York, London, Mc Grow Hill book co, 1934, 307 p. with 98 fig.
Рец.: Минер. сырье, 1935, № 1, стр. 46—47.
- Schlabach и E. Bussen F.**
Wareprüfung.—Испытание товаров.—Справочная книга для закупки и приемки материалов и оборудования, применяемых в горном деле и смежных отраслях.—1934.
Рец.: Минер. сырье, 1935, № 1 стр. 51.
- Trifonow и Mirew D.**
О значении извести при обессеривании железа и стали. Archiv f. Eisenhüttenw. 1933/34, № 6. Стр. 337—341.
Реф.: Минер. сырье, 1935, № 1. стр. 44—47.

Предметный

Абразивы

См. Корунд.

Асбест

Волкова, З. В. Роль асбеста в пленках краски, изготовленной на синтетической олифе.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 47—54.

Сыромятников, Ф. В. и Звенигородская, О. содержанию углеродистых веществ в хризотил-асбесте.—Минер. сырье. 1935, № 8, стр. 20—23.

Брикетирование

Бублейников, Ф. Д. Конференция по брикетированию.—Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 70—71.

Всесоюзная конференция по брикетированию.
Москва

Бублейников, Ф. Д. Конференция по брикетированию.—Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 70—71.

Гагат

Васильев, К. В. О сфероидных включениях в гагате.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 75.

Генезис рудных месторождений

Амирасланов, А. А. Некоторые соображения о генезисе колчеданных месторождений Урала.—Минер. сырье. 1935, № 8, стр. 15—20.

Геолого-разв. служба

Горбачевский, С. Д. Больше порядка, больше культуры.—Минер. сырье. 1935, № 1, стр. 1—5.

Гипс

Гранина и Яржемский, Я. К проблеме использования гипса Восточносибирского края.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 73—74.

Заири, М. Месторождение гипса в Верхнем Агджакенде Азербайджанской ССР.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 18—21.

Иванов, В. Н. Каменноугольный гипс на восточном склоне Южного Урала.—Минер. сырье. 1935, № 3, стр. 44—48.

Глины

Слепцов, Е. А. Новое в химическом отмучивании глин.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 71—72.

Толстой, Д. М. Прямой метод оценки относительной пластичности глин и каолинов.—Минер. сырье. 1935, № 5, стр. 20—25.

Глины огнеупорные

Карасик, М. А. Часов-Ярские карьеры.—Минер. сырье. 1935, № 1, стр. 12—22.

Федосеев, А. Д. и др. Огнеупорные глины Товарковского месторождения поля шахты № 54.—Минер. сырье. 1935, № 10, стр. 27—32.

Глины отбеливающие

См. Отбеливающие глины и земли.

Графит

Богданович, В. В. Боевское месторождение графита на Урале. (Из работ Уральск. отд. ИПМ).—Минер. сырье, 1935, № 5, стр. 9—15.

Криволюцкая Н. С., Морозов, Г. Г. и Веселовский, В. С. Сравнительное испытание графитов для элементного производства.—Минер. сырье. 1935, № 6, стр. 41—47; № 7, стр. 52.

Перцов, В. Н. Скользящая (жирность) графитовых порошков.—Минер. сырье. 1935, № 2, стр. 42—46.

Топунов, А. Г. и Веселовский, В. С. Завальевский графитообогащительный завод.—Минер. сырье. 1935, № 1, стр. 36—40.

Цветков, Аквадаг.—Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 64.

Эйгелес, М. А. Обогащение графитосодержащих скрапов (спели) литейного чугуна.—Минер. сырье. 1935, № 10, стр. 41—51.

Дистен

См. Кианит.

Доломиты

Розанов, Ю. А. Доломиты верхнего Поволжья как облицовочный материал.—Минер. сырье. 1935, № 10, стр. 51—52.

Изверженные породы

Абрамов, Ф. И. О степени окисления горных пород.—Минер. сырье. 1935, № 5, стр. 31—37.

Известняк, металлургический

Казанцева, М. Н. В Научно-техническом совете Института геологии и минералогии.—Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 68—69.

Орловский, В. Г. Добыча и переработка флюсовых известняков в США.—Минер. сырье. 1935, № 10, стр. 12—26.

Орловский, В. Г. Промышленная классификация флюсовых известняков Еленовского месторождения (предварительный отчет).—Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 15—25.

Тагиров, К. Х. К вопросу об установлении стандарта на металлургические известняки.—Минер. сырье. 1935, № 4, стр. 42—47.

Тагиров, К. Х. и Черномордик Э. М. Исследование металлургического известняка Балаклавского месторождения.—Минер. сырье. 1935, № 3, стр. 20—24.

Трофимова, М. Е. и Альтшуллер, В. К. Ускоренные методы определения серы и фосфора в известняках.—Минер. сырье. 1935, № 3, стр. 28—34.

Шманенков, И. В., Флюсы Урала.—Минер. сырье, № 1, 1935, стр. 41—43.

Шманенков, И. В. и Фридман, Р. С. Истираемость еленовского известняка, Минер. сырье, № 3, 1935 стр. 34—39.

Браун Г. А., Качественная характеристика разрабатываемых месторождений флюсовых известняков Юга СССР в связи с установлением технических условий, «Минер. сырье» № 4, 1935, стр. 25—42.

Шманенков, И. В. и Фридман, Р. С. Сравнительные данные истираемости металлургических известняков, Минер. сырье, № 4, 1935, стр. 47—50.

Известняк—Добыча

Патрикеев, Н. Н., Основы организации открытой добычи на Еленовских карьерах, Минер. сырье, № 4, 1935, стр. 3—15.

Ильменит

Еникеев, У. И., Предварительные данные по обогащению волинских ильменитовых каолинов, Минер. сырье, № 6, 1935, стр. 64—66.

Институт минерального сырья

Казанцева, М. Н. В научно-техническом совете Института геологии и минералогии, Минер. сырье, № 4, 1935, стр. 68—69. Табаков, З., Трест «Огнеупор» — завод «Магнезит», Сатка, Челябинской области, Минер. сырье, № 4, 1935, стр. 64.

Цветков, Аквадаг, Минер. сырье, № 4, 1935, стр. 64.

Каменное литье

См. плавленные горные породы

Канатные пилы

Ависов, Б. П. Роль канатной пилы в современном карьере по добыче мрамора, Минер. сырье, № 9, 1935, стр. 34—51.

Каолин

См. также глины

Каолин

Еникеев, У. И. Предварительные данные по обогащению волинских ильменитовых каолинов, Минер. сырье, № 6, 1935, стр. 64—66.

Каолин—Обогащение

Шрадер, А. А. Обогащение еленинского каолина, Минер. сырье, № 7, 1935, стр. 47—51.

Кварц пылевидный

Орешкин, И. И. Нагайбакское месторождение пылевидного кварца, Минер. сырье, № 5, 1935, стр. 1—5.

Кварцит

Кайнарский, И. С. К вопросу о технических условиях на кварциты, Минер. сырье, № 1, 1935, стр. 34—36.

Шарфштейн, А. И. Исследование тасовского кварцита и введение его в шихту для ковсового динаса, Минер. сырье, № 11, 1935.

Кианит

Федотьев, К. М. Химико-технологические свойства дистеновой породы Чайнытского месторождения, Минер. сырье, № 2, 1935, стр. 31—33.

Киноварь

Донцов, В. В. и Климовских, А. П., Месторождение киновари в Туркмении, Минер. сырье, № 5, 1935, стр. 49—50

Кокс

Шманенков, И. В. Горючесть кокса, содержащего хлористый натрий, Минер. сырье, № 8, 1935, стр. 40—42.

Шманенков, И. В. К вопросу о шлакообразовании при выжиге соляного кокса, Минер. сырье, № 2, 1935, стр. 3—4.

Колчеданные руды

Амирасланов, А. А. Некоторые соображения о генезисе колчеданных месторождений Урала, Минер. сырье, № 8, 1935, стр. 15—20.

Саакьян, П. С. Тектоническое строение Новолевинского колчеданного месторождения на Урале, «Минер. сырье» № 8, 1935, стр. 1—15.

Корунд

Соболев В. И. и Николаев М. А. Воздушная классификация корунда для получения минутников, «Минер. сырье» № 11, 1935.

Кремнезем пылевидный

Иванов А. И. Исследования пылевидного кремнезема с целью получения высокодисперсных фракций, «Минер. сырье» № 9, 1935, стр. 19—25.

Иванов А. И. и др. Пылевидный кремнезем Магнитогорского района, «Минер. сырье» № 8, 1935, стр. 32—39.

Литографский камень

Климовских А., Месторождения литографского камня в окрестностях Ашхабада, «Минер. сырье» № 5, 1935, стр. 50—51.

Магнезиальные соли

Зейберлих Г. А. Сиваш и перекопские соляные озера—магнезиальная база для южной черной металлургии, «Минер. сырье» № 10, 1935, стр. 60—61.

Магнезит

Зимин И. А., О хромистом магнезите (предварительное сообщение), «Минер. сырье» № 10, 1935, стр.

Карасик М. А., Добыча магнезита на горе Карагай в Сатках на Урале, «Минер. сырье» № 4, 1935, стр. 50—55.

Магнезитовая промышленность

Долицкий Я. И. Магнезитовая промышленность Британской Индии, «Минер. сырье» № 4, 1935, стр. 65—66.

Маршаллит

Маршаллит, «Минер. сырье» № 6, 1935, стр. 79.

О применении маршаллита при изготовлении электродов с обмазкой ОММ—I, «Минер. сырье» № 6, 1935, стр. 79.

Медные руды

Донцов В. В. и Климовских А. П., Месторождение меди в Туркмении, «Минер. сырье» № 5, 1935, стр. 49.

Мел

Проектирование завода для получения флотационного мела по методу ИМС, «Минер. сырье» № 6, 1935, стр. 59—60.

Минеральное сырье

Гофштейн М. С., База нерудного сырья Кузнецкого металлургического комбината, «Минер. сырье» № 10, 1935, стр. 4—11.

Минеральное сырье

Любимов А. Л., К вопросу организации нашего рудо-минерального экспорта, «Минер. сырье» № 3, 1935, стр. 20—24.

Минеральное сырье—на службу обороне страны, № 9, 1935, стр. 1—3.

Шманенков И. В., Металлургическое нерудное сырье в работах Института геологии и минералогии (1934—1935 гг.), «Минер. сырье» № 1, 1935, стр. 22—28.

Минеральное сырье—Библиография

Институт минерального сырья. Библиотека. Неметаллические ископаемые и руды черных металлов (библиография)—и Минер. сырье № 2, 1935, стр. 51—59; № 3, стр. 57—63; № 5, стр. 54—62; № 7, стр. 55—60; № 8, стр. 64—3 стр. обл., № 10, стр. 62—64.

Минералы—Применения

Федоровский Н. М., Изучение свойств минералов как базы для их промышленного использования, «Минер. сырье» № 2, 1935, стр. 1—3.

Федоровский Н. М. и Любимов, А. Л., Проблема использования отходов и отбросов в работах Института минерального сырья, «Минер. сырье» № 3, 1935, стр. 4—20.

Мрамор—Добыча

Ависов Б. П., Роль канатной пилы в современном карьере по добыче мрамора, «Минер. сырье» № 9, 1935, стр. 34—51.

Наполнители

Масленников В. В., Новые минеральные наполнители для граммпластиков, «Минер. сырье», № 11, 1935.

Научно-производственная конференция по реконструкции Москвы

Научно-производственная конференция по вопросам реконструкции Москвы, «Минер. сырье» № 10, 1935, стр. 1—3.

Облицовочные материалы см. Доломиты. Обогащение

Басманов В. А., Испытания обогатимости керябинского талька, «Минер. сырье», № 2, 1935, стр. 17—26.

Еникеев У. И., Предварительные данные по обогащению вольтских ильменитовых каолинов, «Минер. сырье» № 6, 1935, стр. 64—66.

Слепцов Е. А., Новое в химическом отмучивании глины, «Минер. сырье» № 6, 1935, стр. 71—72.

Соболев В. И. и Николаев М. А., Воздушная классификация корунда для получения минутников, «Минер. сырье», № 11, 1935.

Топунов А. Г. и Веселовский В. С., Завальевский графитообогащительный завод, «Минер. сырье» № 1, 1935, стр. 36—40.

Эйгелес, М. А., Обогащение графитосодержащих скрапов (спели) литейного чугуна, «Минер. сырье» № 10, 1935, стр. 41—51.

Огнеупорные материалы

Базилевич А., Опыт применения некоторых магнезиальных силикатов в качестве огнеупорного сырья, «Минер. сырье» № 2, 1935, стр. 27—30.

Браун Г. А., Разведка месторождений флюсового и огнеупорного сырья для металлургии Юга СССР, «Минер. сырье» № 5, 1935, стр. 5—9.

Огнеупорные материалы—Библиография

Институт минерального сырья. Библиотека. Огнеупоры в металлургии. Библиогр. указатель материалов на русском и иностр. языках за 1929—1934 гг., «Минер. сырье» № 1, 1935, стр. 52—64.

Организация промышленности

Завальевский З. И., К перестройке зарплаты ИТР в промышленности нерудных ископаемых черной металлургии, «Минер. сырье» № 10, 1935, стр. 59—60.

Отбеливающие глины и земли

Ермоленко Н. Ф. и Абрамчук Н. А., Отбеливающие глины и земли БССР, «Минер. сырье» № 6, 1935, стр. 58—64.

Климовских А., Огланлинское месторождение адсорбирующих глин в Туркмении, «Минер. сырье» № 4, 1935, стр. 69—70.

Юшкевич С. Ф. и Соколов Н. М., Отбеливающие земли Западной области и перспективы их промышленного использования, Смоленск. Зап. обл. Гос. изд-во, 1934, стр. 47. Реф. «Минер. сырье» № 2, 1935, стр. 51.

Охра

Ефремов Н. Е., Месторождение железной охры в районе г. Бештау на Северном Кавказе, «Минер. сырье» № 7, 1935, стр. 24—30.

Пепел вулканический

Веллер С. М., Тедзамский вулканический пепел (Грузия) как гидравлическая добавка, «Минер. сырье» № 5, 1935, стр. 16—18.

Пермутит

Веселовский В. С. и Селяев И. А., Аккумулирование ионов из разбавленных растворов пермутитоидами, «Минер. сырье» № 5, 1935, стр. 16—19.

Песок кварцевый

Алимарин И. П. и Иванов-Эмин Б., Об определении рассеянных элементов в стеклопромышленных песках, «Минер. сырье» № 9, 1935, стр. 26—31.

Песчаник

Лучицкий В. И., Сырьевые базы Динасовского производства на Украине, «Минер. сырье» № 1, 1935, стр. 28—34.

Пиррофиллит

Ефремов Г. Л. и Гусева П. Г., Пиррофиллит как новое сырье в промышленности, «Минер. сырье» № 8, 1935, стр. 24—31.

Плавленные горные породы

Берман С. С., Плавка горных пород в шахтных печах, «Минер. сырье» № 10, 1935, стр. 53—58.

Воларович М. и Толстой Д., Исследование вязкости расплавленных диабазов для целей петрургии, «Минер. сырье» № 5, 1935, стр. 25—31.

Гамбарян П. П. и др., Исследование условий кристаллизации плавленных базальтов, «Минер. сырье» № 11, 1935.

Платиновые руды

Квашнева В. Я., О платиноносности халиловских и хабаринских хромитов на Урале, «Минер. сырье» № 7, 1935, стр. 19—24.

Пленки, красочные

Волкова З. В., Роль асбеста в пленках краски, изготовленной на синтетической олифе, «Минер. сырье» № 6, 1935, стр. 47—54.

Полиметаллические руды

Ульянов Д. Г., Медноникелевое месторождение Сунар-Узяк на Южном Урале, «Минер. сырье» № 7, 1935, стр. 30—35.

Рассеянные элементы

Алимарин И. П. и Иванов-Эмин Б., Об определении рассеянных элементов в стеклопромышленных песках, «Минер. сырье» № 9, 1935, стр. 26—31.

Кондогурн Р. В., Бауман Р. М. и Клягина Л. И., Поиски индия и таллия в отходах некоторых производств, «Минер. сырье» № 6, 1935, стр. 69—70.

Редкие элементы

Еникеев У. И., Предварительное изучение комплексного обогащения продуктов разложения некоторых кристаллических пород Украины, «Минер. сырье» № 6, 1935, стр. 75.

Сера

Федоровский Н. М., Шептунов Н. А., Риттер Л. Г., Проблема серы и пути ее решения, «Минер. сырье» № 7, 1935, стр. 1—8.

Серный колчедан

Багратуни Е. Г., Серноколчеданные месторождения Закавказья и их реальные перспективы, «Минер. сырье» № 6, 1935, стр. 1—17.

Силикаты

Пономарев Ф., К изданию силикатной энциклопедии, «Минер. сырье» № 9, 1935, стр. 60—62.

Силикаты, магнезиальные

Базилевич А., Опыт применения некоторых магнезиальных силикатов в качестве огнеупорного сырья, «Минер. сырье» № 2, 1935, стр. 27—30.

Силикаты—Библиография

Перкель З. И., Рефератная картотека силикатной литературы (Referatkartei der Silikatliteratur. Mitteilungen herausg. v. Techn. Büro, «Минер. сырье» № 5, 1935, стр. 52—53. L. Litinsky. Leipzig 1934).

Синтетические минералы

Егоров В. И., Синтетические рубины и и сапфиры, «Минер. сырье» № 6, 1935, стр. 21—26.

Слюда,

см. также Флогопит Сорбенты

Селяев И. А., Методы оценки сорбентов для поглощения паров, «Минер. сырье», № 7, 1935, стр. 39—46.

Селяев И. А., Сорбция паров пористыми телами и ее зависимость от дисперсной структуры этих тел, «Минер. сырье», № 5, 1935, стр. 55—58.

Базилевич А. С., Упрощенное определение содержания окиси магния в тальковой породе, «Минер. сырье» № 9, 1935, стр. 31—34.

Тальк и тальковый камень

Басманов В. А., Испытания обогатимости керябинского талька, «Минер. сырье» № 2, 1935, стр. 17—26.

Волкова З. В. и др., Адсорбция на частицах водной суспензии талька и флотация его, «Минер. сырье» № 3, 1935 стр. 39—41.

Гаврилов А. А., Применение талька для борьбы с отложением накипи, «Минер. сырье» № 6, 1935, стр. 32—41.

Ефремов Н. Е., Тальк и тальковый камень в районе р. Черной (Уруштен) на Северном Кавказе, «Минер. сырье» № 6, 1935, стр. 26—32.

Титано-магнетиты

Шманенков И. В. и др., Очистка доменного газа от хлористых соединений при плавке титано-магнетитов, Сообщ. I, «Минер. сырье» № 10, 1935, стр. 33—40.

Турмалин

Баюла А. Г., Флотация турмалина из хвостов ключевских руд, «Минер. сырье» № 9, 1935, стр. 52—58.

Флогопит

Зубарев Н. Н. и Шиманко А. И., Полумягкий флогопит и возможность при-

менения его в производстве слюдяной электроизоляции, «Минер. сырье» № 11, 1935.

Флотация

Баюла А. Г., Флотация турмалина из хвостов ключевских руд, «Минер. сырье» № 9, 1935, стр. 52—58.

Волкова З. В. и др. Адсорбция на частицах водной суспензии талька и флотация его, «Минер. сырье» № 3, 1935, стр. 39—41.

Волкова З. В. К вопросу о механизме флотации. Роль тонкодисперсной фракции порошков в процессе флотации, «Минер. сырье» № 5, 1935, стр. 37—42.

Липец М. Е., Лубман Н. М. и Римская М. М., О методах определения оптимальных концентраций флотореагентов (К вопросу о флотации флюорита), «Минер. сырье» № 5, 1935, стр. 45—49.

Проектирование завода для получения флотационного мела по методу ИМС, «Минер. сырье» № 9, 1935, стр. 59—60.

Шведов Д. А. и Андреева А. И., Флотационные свойства растворов жирных кислот в аполлярных растворителях «Минер. сырье» № 8, 1935, стр. 56—61.

Эйгелес М. А., Флотация плавикового шпата Солонечного месторождения, «Минер. сырье» № 5, 1935, стр. 42—45.

Эйгелес М. А. и Хонина О. И., Флотация плавикового шпата торфяной смолой, «Минер. сырье» № 8, 1935, стр. 46—55.

Флюорит

Лавровиц Н. С., Ольгинское месторождение плавикового шпата, «Минер. сырье» № 6, 1935, стр. 72—73.

Липец М. Е., Лубман Н. М. и Римская М. М., О методах определения оптимальных концентраций флотореагентов. (К вопросу о флотации флюорита), «Минер. сырье» № 5, 1935, стр. 45—49.

Письмо начальника Такобруд-строая, «Минер. сырье» № 6, 1935, стр. 79.

Флюорит

Разведка месторождений плавикового шпата в Восточном Забайкалье, «Минер. сырье» № 3, 1935, стр. 28—34.

Эйгелес М. А., Флотация плавикового шпата Солонечного месторождения, «Минер. сырье» № 5, 1935, стр. 42—45.

Эйгелес М. А. и Хонина О. И., Флотация плавикового шпата торфяной смолой, «Минер. сырье» № 8, 1935, стр. 46—55.

Флюсы, см. также Известняк металлургический
Флюсы

Браун Г. А., Разведка месторождений флюсового и огнеупорного сырья для металлургии Юга СССР, «Минер. сырье» № 5, 1935, стр. 5—9.

Хромит

Базилевич А. С., Технологическое исследование хромита Хабаровского место-

рождения, «Минер. сырье» № 8, 1935, стр. 42—46.

Бетехтин А. Г. и Никшич И. И., Халиловский и Хабаровинский хромитоносные районы, «Минер. сырье» № 3, 1935, стр. 48—51.

Ефремов Н. Е., Беденское месторождение хромистого железняка на Северном Кавказе, «Минер. сырье» № 9, 1935, стр. 4—16.

Квашнева В. Я., О платиноносности халиловских и хабаровинских хромитов на Южном Урале, «Минер. сырье» № 7, 1935, стр. 19—24.

Черная металлургия — Минеральное сырье

Гофштейн М. С. и Тагиров К. Х. Нерудные ископаемые черной металлургии, «Минер. сырье» № 1, 1935, стр. 6—12.

Черные металлы

Институт минерального сырья, Библиотека. Неметаллические ископаемые и руды черных металлов (Библиография), «Минер. сырье» № 2, 1935, стр. 51—59 и № 3, стр. 57—63.

Шеелит

Зив Е. Ф. и Тимофеев В. Д., Шеелит в скарнах (такситах). Хакасско-Минусинского района в Западной Сибири, «Минер. сырье». № 2, 1935, стр. 5—17.

ГЕОГРАФИЧЕСКИЙ УКАЗАТЕЛЬ

Восточносибирский край

№ 6, стр. 73—74. № 2, стр. 50—51.

Забайкалье

№ 3, стр. 28—34. № 6, стр. 72—73.

Западная область

№ 2, стр. 51.

Западносибирский край. Минусинский район

№ 2, стр. 5—17.

ЗСФСР

№ 6, стр. 1—17.

ЗСФСР. Азерб. ССР

№ 6, стр. 18—21.

ЗСФСР. Грузинская ССР, Тедзамское месторождение

№ 9, стр. 16—18.

Крымская АССР, Балаклавское месторождение

№ 3, стр. 20—24.

Кузнецкий бассейн

№ 3, стр. 52; № 10, стр. 4—11.

Московская область. Товарковское месторождение.

№ 10, стр. 27—32.

Северокавказский край

№ 6, стр. 26—32; № 7, стр. 27—30.

Северокавказский край. Беденское месторождение.

№ 9, стр. 4—16.

Туркм. ССР

№ 5, стр. 49—50. № 5, стр. 50—51.

Туркменская ССР. Огланлинское месторождение

№ 4, стр. 69—70.

Урал

№ 1, стр. 41—43. № 3, стр. 54—56. № 6, стр. 76, № 8, стр. 15—20.

Урал, Средний. Боевское месторождение

№ 5, стр. 9—15.

Урал, Средний. Магнитогорский район

№ 8, стр. 32—39.

Урал, Средний. Новолевиновское месторождение

№ 8, стр. 1—15.

Урал, Средний. Саткинское месторождение

№ 4, стр. 50—55.

Урал, Южный

№ 3, стр. 44—48.

Урал, Южный. Нагайбаское месторождение

№ 5, стр. 1—5.

Урал, Южный. Хабарнинский район

№ 3, стр. 48—51. № 7, стр. 19—24. № 8, стр. 42—46.

Урал, Южный. Халиловский район

№ 3, стр. 48—51. № 7, стр. 19—24.

Украинская ССР

№ 1, стр. 28—34. № 5, стр. 5—9.

УССР. Еленовское месторождение

№ 3, стр. 34—39. № 4, стр. 15—25. № 4 стр. 3—15.

УССР. Часов-Ярское месторождение

№ 1, стр. 12—22.

Якутская ССР. Чайнытское месторождение

№ 2, стр. 31—33.

Методы исследования: приборы, аппараты и пр.

Аналитическая химия

Базилевич А. С., Упрощенное определение содержания окиси магния в тальковой породе, «Минер. сырье» № 9, 1935, стр. 31—34.

Трофимов М. Е. и Альтшуллер В. К., Ускоренные методы определения

серы и фосфора в известняках, «Минер. сырье» № 3, 1935, стр. 28—34.

Минералогия

Базилевич А. С., Теплоемкость и тепловые реакции минерального сырья, «Минер. сырье» № 4, 1935, 55—64.

Минеральный анализ

Новый прибор для минерального анализа, «Минер. сырье» № 9, 1935, стр. 59.

Обогащение

Волкова З. В., Выделение высокодисперсной фракции порошков флотационным методом, «Минер. сырье» № 7, 1935, стр. 35—39.

Оптические исследования

Веденеева Н. и др., Оптический метод анализа высокодисперсных минутников, «Минер. сырье» № 11, 1935.

Веденеева Н. Е., Определение минералов на полусфере. В. В. Аршинова теодолитным методом, «Минер. сырье» № 7, 1935, стр. 9—14.

Корчемкин Л. И., Опыты по определению минералов с помощью гемисферы системы В. В. Аршинова, «Минер. сырье» № 7, 1935, стр. 15—18.

Меланхолин Н., Упрощенный минералогический микроскоп системы ИМС, «Минер. сырье» № 6, 1935, стр. 67—69.

Петрография

Грим Р. Е., Петрографическое изучение минералов глин, «Минер. сырье» № 5, 1935, стр. 52.

Разные

Толстой Д. М., Прямой метод оценки относительной пластичности глин и каолинов, «Минер. сырье» № 5, 1935, стр. 20—25.

Рентгенотехника

Васильев К. В., Новый тип разборной металлической трубки со съёмными антикатадами для мягких рентгеновских лучей, «Минер. сырье» № 3, 1935, стр. 42—44.

Васильев К. В., Новый тип универсальной камеры для рентгеносъёмки, «Минер. сырье» № 2, 1935, стр. 46—48.

Соловьев, Камера для съёмки по методу вращающегося кристалла, «Минер. сырье» № 8, 1935, стр. 62—64.

Структурный анализ

Пинскер З. Г., Структурный анализ помощью дифракции быстрых электронов, «Минер. сырье» № 2, 1935, стр. 34—41.

Химический анализ

Трофимов М. Е. и Альтшуллер В. К., Ускоренные методы определения серы и фосфора в известняках, «Минер. сырье» № 3, 1935, стр. 28—34.

СЕКТОР МИНЕРАЛОВ

ИНСТИТУТА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

ИЗГОТОВЛЯЕТ СЛЕДУЮЩИЕ УЧЕБНЫЕ ПОСОБИЯ ПО ПОЛЕЗНЫМ
ИСКОПАЕМЫМ

МИНЕРАЛОГИИ и ГЕОХИМИИ

1. Коллекция полезных ископаемых металлических и неметаллических Союза ССР.
2. Минералогические коллекции систематические по ак. В. И. Вернадскому, проф. Н. М. Федоровскому, проф. А. К. Болдыреву, проф. А. В. Нечаеву, по Д. Дену, Рабочей книге по минералогии и др.
3. Геохимические коллекции (история элементов в земной коре).
4. Коллекции по энергетическому принципу проф. Н. М. Федоровского.

Расценка коллекций:

Коллекции студенческие . . .	От	100	до	300	экз.
Размер образцов 5×7 см . . .	От Р.	1	до	3	за экз.
» » 7×9 » . . . » »		2	до	6	» »

Коллекции демонстрационные и музейные

Размер образцов 9×12 и выше » » 5 до 10 » »
Примечание. Указываемые размеры не относятся к большинству природных кристаллов.

4. Коллекции породообразующих минералов 60—80 экземпляров От Р. 150 до 400
5. Коллекции естественных кристаллов 30—80 экземпляров » » 50 до 300
6. Коллекции физических признаков минералов (структура, излом, спайность, блеск, прозрачность и т. д.) » » 75 до 300
7. Генетические коллекции отдельных месторождений: Хибин, Карелия, Урал, Нефелиновый комплекс — Ильменские и Вишневые горы, Средняя Азия, Закавказье. Каждая коллекция » » 50 до 300
8. Коллекции для работ с паяльной трубкой из 30 названий По Р. 45
Из 45 названий » » 60
9. Шкалы твердости по Моосу » » 15
10. « плавкости » » 10
11. Чистые минералы для научно-исследовательских лабораторных работ на вес.
12. Шлифы к коллекциям породообразующих минералов и полировки к коллекциям руд с описанием » » 10 за шлиф
13. Отдельные минералы для пополнения коллекций.
14. Температурные коллекции кварца по ак. А. Е. Ферсману в 25—35 образцов От Р. 100 до 300

Помимо вышеуказанных изготавливаются коллекции: для работников горного дела и разведчиков, для металлургов, для химической промышленности, минералы промышленного и хозяйственного значения, удобрения, поделочные и драгоценные камни, строительные материалы и т. д.

По желанию заказчика все коллекции кроме точного этикетаж и каталога с подробным указанием месторождения за дополнительную плату могут быть снабжены объяснительным текстом к каждому минералу (химическая формула, применение в промышленности и главные месторождения). Научный руководитель сектора проф. В. И. Крыжановский

Заказы направлять по адресу: Москва 17, Б. Ордынка 32. Тел. В-1-50-52.