

Цена 4 р.
Пер 40 к.

622
0-21

И Н С Т И Т У Т
М Е Х А Н И Ч Е С К О Й
О Б Р А Б О Т К И
П О Л Е З Н Ы Х
И С К О П А Е М Ы Х
М Е Х А Н О Б Р

0118127

ОБОГАЩЕНИЕ и АГГЛОМЕРАЦИЯ

ЖЕЛЕЗНЫХ РУД в СССР

1932
Г О С У Д А Р С Т В Е Н Н О Е
Н А У Ч Н О - Т Е Х Н И Ч Е С К О Е
Г О Р Н О - Г Е О Л О Г И Ч Е С К О Е
И З Д А Т Е Л Ъ С Т В О

622

ИНСТИТУТ МЕХАНИЧЕСКОЙ ОБРАБОТКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ
МЕХАНОБР

0-21

А/10/039

ОБОГАЩЕНИЕ И АГГЛОМЕРАЦИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД СССР

СБОРНИК СТАТЕЙ

ПОД РЕДАКЦИЕЙ

по обогащению горн. инж. *Н. Н. Чинкина*
по аггломерации горн. инж. *А. М. Парфенова*

1/282/53 1118127



РЕСПУБЛИКАНСКАЯ
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКАЯ
БИБЛИОТЕКА

НКТП
ГОСУДАРСТВЕННОЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ
ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКВА 1932 ЛЕНИНГРАД

Предисловие.

Для удовлетворения сырьем быстро развивающейся металлургической промышленности требуется колоссальное количество высококачественных железных руд, но так как природные резервы последних постепенно иссякают, поэтому во всей своей полноте встает вопрос об использовании руд бедных или богатых, но имеющих вредные примеси (серу, мышьяк, фосфор и др.). Запасы таких руд в многочисленных месторождениях нашего Союза чрезвычайно велики, если не считать даже тех, которые еще или не выявлены, или находятся в стадии определения их промышленной благонадежности.

Затруднения, которые препятствуют рентабельному использованию руд указанного типа, кроются главным образом в том, что они содержат мало железа, много кремнезема и глинозема, а также часто и вредные примеси, как серу, мышьяк, фосфор, в количествах выше допустимых металлургическими кондициями.

Затруднения, вызываемые неблагоприятным химическим составом, усиливаются еще и нежелательными физическими свойствами руды — пылеватостью, слабым сопротивлением раздавливанию, слишком большой кусковатостью (валуны) и т. д. Все подобного типа руды не могут без предварительной подготовки поступать непосредственно в доменную плавку, и очевидно для них должны быть изысканы методы обогащения, позволяющие улучшить их качество и физические свойства.

Настоящая книга и представляет собой сборник таких статей, в которых приводятся опытные данные обогащения руд разными методами. Способы обогащения железных руд различных месторождений СССР несомненно различны, как различны и сами руды этих месторождений.

Изучение и испытание руд с целью установления рациональной схемы обогащения производилось на испытательной станции института механической обработки полезных ископаемых „Механобр“ в Ленинграде. В настоящий сборник вошли далеко не все работы института Механобр по черным металлам,¹ а только те из них, которые производились начиная примерно с 1928 г., причем сюда не вошли многочисленные работы филиалов Механообра, особенно на Урале, а также Сибири, Кавказе и Украине.

Предлагаемая книга основной и главной целью ставит себе следующее: ознакомить с состоянием научно-исследовательских работ в области обогащения руд черных металлов, дав краткое содержание этих работ с соответствующими выводами и заключениями, и помочь проведению в жизнь достижений научно-исследовательских работ в промышленности.

¹ По техническим причинам не вошли следующие работы: а) испытание обогатимости железных руд месторождений г. Магнитной, б) испытание обогатимости железных руд Хоперского месторождения, в) испытание обогатимости магнетитовых песков черноморского побережья и др.

Ставя такие задачи мы, имеем в виду, что книга будет представлять интерес для планирующих научно-исследовательских органов СССР, хозяйственных организаций, специалистов, занимающихся обогащением, и студентов, а также и для тех специалистов, которые непосредственно не занимаются обогащением, но которые соприкасаются с этой отраслью горного дела, как например геологи-разведчики, рудничные и инженеры-металлурги. Инженер-геолог-разведчик, сталкиваясь с вопросами оценки месторождения при определении промышленных запасов, найдет здесь полезные сведения о методах обогащения и может грубо-ориентировочно иметь суждение о результатах обогащения разведываемых им однотипных по минералого-петрографическому составу руд. Рудничный инженер не может обойти вопросов обогащения при проектировании горно-добывающих предприятий, имея в виду, что организация горных работ в руднике тесно связана с организацией обогащения. Инженер-металлург ближе всех других специалистов приобщается к вопросам обогащения при выборе им исходных продуктов, необходимых свойств и качества при проектировании металлургического завода.

Весьма ограниченное время, которое было в распоряжении составителей, несомненно повело к пропускам и другим недостаткам, указание на которые будет встречено с благодарностью.

Настоящий сборник статей по обогащению и аггломерации железных руд СССР содержит только часть работ, сделанных институтом Механобр.

В последующих выпусках предполагается дать не вошедшие в настоящий сборник работы по другим месторождениям железных руд СССР, а также и по месторождениям других полезных ископаемых.

Н. Чинкин.

Железные руды Керченского полуострова.

Н. Н. Чинкин.¹

Обогащение.

Введение.

Месторождения железных руд на Керченском полуострове были известны около 100 лет тому назад, и уже примерно в середине прошлого столетия на казенном заводе в Керчи производилась в небольшом масштабе опытная выплавка чугуна из местной руды на грушевом антраците. Чугун получался очень дорогой, причем большое содержание фосфора затрудняло тогда получение из него хорошего железа. Подобная плавка является технически трудной и в настоящее время. Завод, разрушенный во время Крымской войны, вскоре после войны не был восстановлен по разным причинам. Среди ряда причин, препятствовавших широкому использованию керченских руд, несомненно главную роль играли две из них: во-первых эксплуатация в достаточном количестве, по сравнительно невысокой цене, богатых криворожских руд, и во-вторых затруднения при плавке в связи с некоторыми особенностями ее физических свойств и отчасти химического состава этих руд. Указанные обстоятельства надолго отодвинули возможность эксплуатации бедных фосфористых железных руд Керченского полуострова.

Чрезвычайное развитие в Западной Европе во второй половине прошлого столетия томассирования, исходный материал для которого — фосфористый чугун, получаемый из неисчерпаемых залежей руд „Минетт“ в Эльзас-Лотарингии и Люксембурге, при исключительно благоприятных условиях залегания руд вновь пробудило значительный интерес к забытым керченским рудам.

Детальные разведки месторождений железных руд Керченского полуострова, произведенные в конце прошлого столетия средствами разного рода горнозаводских предприятий, как русских, так и иностранных, а также практика заводов в Таганроге, Мариуполе, Керчи и Макеевке, проплавлявших керченскую руду последние 9—10 лет перед войной в большом масштабе, окончательно установили за Керченским месторождением значение первостепенной важности рудного бассейна для нашего Союза, что вполне подтверждается данными детальных разведок последних лет, произведенных ГГРУ в 1927—1930 гг.

Наличие очень больших запасов железных руд в месторождениях Керченского полуострова естественно выдвигает в первые ряды проблему их рационального использования. Все благоприятные стороны в условиях залегания руд позволяют сравнительно легко и недорого производить добычу их, чего нельзя сказать относительно использования сырых руд для целей металлургии.

¹ Кроме автора, в работе по испытаниям керченской руды принимали участие: Г. П. Быков, И. А. Дружинин, В. Р. Кулланда, В. В. Доливо-Добровольский, А. М. Парфенов и науч. сотр. Искюль и Р. И. Панкуль.

Наиболее существенными отрицательными свойствами керченской железной руды следует считать:

1) большое количество мелочи, позволяющее относить ее к разряду пылеватых руд,

2) большое количество влаги как гидратной, так и гигроскопической (около 30%),

3) невысокое содержание железа и извести в руде, при наличии нежелательных и вредных компонентов: кремнезема и мышьяка.

К положительным качествам химического состава руды следует отнести присутствие марганца и ванадия.

В направлении изучения керченской проблемы был проведен и проводится в настоящее время целый ряд научно-исследовательских работ как в СССР, так и за границей: в Германии, Америке и Швеции.

Все многочисленные работы, производившиеся за границей, можно разбить на три главных группы, а именно на исследования:

1) металлургических процессов,

2) в области подготовки руд к доменной плавке,

3) исследования специального назначения — извлечение мышьяка и ванадия.

В настоящем случае нас больше интересуют работы, относящиеся ко второй группе, т. е.: а) обогащение руды, б) аггломерация, в) удаление мышьяка из руды.

Этими именно вопросами, независимо от заграницы, внутри Союза занимался и занимается в настоящее время институт Механобр в Ленинграде.

Взятие технических проб.

Технически правильно взятая проба для испытаний есть первый этап на пути исследования и изучения руды как объекта, подвергающегося в дальнейшем целому ряду экспериментов. В результате получают данные, надежность которых должна быть совершенно бесспорной, так как построенные на основании их выводы являются основными для расчетов технико-экономической целесообразности развития промышленности на данном виде сырья. Исходя из этих предпосылок, в институте Механобр были испытаны в разное время руды двух типов.

1. Пробы, взятые по указанию Геолкома в 1928 г. на выходах пластов (вскрытых от наносов экскаваторными работами до революции) в разрезах (карьерах) рудников Эльтингенского, Ортельского, Кыз-Аульского, Камыш-Бурунского и Заводского (Ново-Карантинного).

Пробы эти характеризуются данными, приведенными в табл. 1.

2. Кроме того в 1930 г. по предложению института Механобр пробы для испытаний были взяты из разведочных шурфов (с значительной глубины), заложенных на Камыш-Бурунской мульде. При опробовании 1930 г. имелось в виду отобрать пробы наиболее характерных типов руды и кроме того взять среднюю техническую пробу, составленную из разновидностей руды со средним содержанием железа около 37% и кремнезема 18%. Последнее обстоятельство вытекало из того, что Гипрометом запроектирован мощный рудник для добычи руды с вышеприведенным содержанием железа и кремнезема и предположении, что при эксплуатации месторождения на фабрику будет поступать руда средняя из всех разновидностей с указанным химическим составом. Имея в виду вышеуказанные задачи, для взятия проб из глубины был пройден ряд шурфов.

Шурфы закладывались с таким расчетом, чтобы каждый из них пересекал залежь с рудой одной разновидности.

Каждый из сортов руд (разновидностей) в состав средней пробы вошел пропорционально его запасам в месторождении. По произведенным

начальником керченской разведочной партии подсчетом, запасы руды Камыш-Бурунской мульды по типам распределяются следующим образом; табачных руд — 50%, темнокоричневых — 43% и светлокоричневых — 7%.

Таблица 1.

Наименование рудника	Нумерация пластов (условно)	Число пластов	Мощ. пластов в м	Общая мощн. в м	Число забоев при взят. проб	Размер бо-роздов в м	Размер пробы в т	Цвет руды
Эльтингенский	а	3	1,8	8,0	3	1×0,5	4,5	Коричневый Темнокоричн. Коричневый
	б		3,6					
	в		2,6					
Ортельский	а	5	4,0	12,0	3	1×0,5	6,0	Коричневый Темнокоричн. Черный Коричневый
	б		2,8					
	в		2,0					
	г		2,0					
Кыз-Аульский	а	3	1,2	8,0	1	2×0,8	6,0	Черный Темнокоричн. Коричневый
	б		3,3					
	в		3,0					
Камыш-Бурунский	а	1	1,7	5,2	8	1×0,5	4,0	Коричневый
	б	1	5,5					
Заводский	а	1	5,5	5,5	6	1×0,5	2,3	Коричневый
		13	38,7	38,7	21		22,8	

Характеристика проб, взятых в 1930 г.

№ проб			
1	Средняя проба	Составлена из трех разновидностей	Шурфы III, VII — XI
2	Табачная руда	Взята по всей мощности пласта	IV
3	Темнокоричневая руда	„ „	X
4	Светлокоричневая руда	„ „	XIII
Померовые пробы	Табачная руда	„ „	III
„	Темнокоричневая руда	„ „	VII
„	Светлокоричневая руда	„ „	XI

Минерало-петрографический состав.

I. Пробы руды, взятые на выходах пластов. Главной составной частью керченской железной руды является бурый железняк, лимонит, состава $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$, по преимуществу оолитового сложения, местами землистый, сравнительно редко переходящий в плотные разности. В основной массе руда представляет собой скопление оолитовых зерен, перемешанных с цементирующим веществом в виде рыхлой массы, с неравномерным распределением в ней плотно сцементированных участков.

Цементным веществом являются: „железистая глина“, силикаты железа типа нонтронита и хлорита; очень часто мы имеем чрезвычайно сложные замещения одного окисла другим. По химическому составу минерал нонтронит представляет собой водный силикат железа из группы каолина, состава $\text{H}_4\text{Fe}_2\text{Si}_2\text{O}_9$.

Нонтронит заполняет промежутки между оолитовыми зернами бурого железняка, имеет землистое сложение, слегка жирен на ощупь, очень мягок.

В качестве примесей встречаются: кремнезем (песок), псиломелан, виванит, гипс и др. Кроме того, в руде имеются мышьяк и ванадий, причем точно установить их минералогические виды затруднительно вследствие весьма малых количеств.

На основании общего ознакомления с материалом 5 проб, взятых из старых разрезов рудников Эльтингенского, Камыш-Бурунского, Ортельского, Кыз-Аульского и Заводского (Ново-Карантинного), руда характеризуется следующими данными:

1. По содержанию полезных компонентов:
 - а) руды бедные, со средним содержанием по отдельным пластам 25% железа;
 - б) руды богатые, со средним содержанием до 42% железа;
 - в) содержание железа в отдельных оолитах в среднем колеблется от 20 до 48—51%;
 - г) примесь марганца в оолитах для некоторых руд отсутствует совершенно, а для других возрастает до 8%.
2. По физическим свойствам:
 - а) рассыпчатые, почти нецементированные оолиты (обыкновенно темного цвета), не представляющие значительного сопротивления раздавливающему усилию;
 - б) вмещающая оолиты порода — глина, пропитанная железистым или марганцовым раствором, или тем и другим вместе;
 - в) крупность руды, учитывая наличие глинистых, совершенно рыхлых, легко разламывающихся кусков, такова: больше 6 мм — 20%, меньше 6 мм — 80%;
 - г) результаты механического анализа отмечают наличие в руде оолитов разной крупности, с различным содержанием железа, как это видно из табл. 2.

Таблица 2.

Крупность в мм	Для отдельных пластов и рудников в процентах	В среднем для всех рудников в процентах	Содержание железа в оолитах в процентах
Больше 5	0 — 8,35	3,38	Не определялось
5 — 0,25	44,87 — 78,59	60,42	38,26 — 51,07
0,25 — 0	22,52 — 88	36,20	37,52 — 27,26

Рассмотрение табл. 2 приводит к следующему заключению:

1. Керченские руды весьма мелкие, почти пылеватые.
 2. В материале крупностью 0,25 мм и ниже содержание железа резко падает, что указывает на содержание в нем наибольшего количества пустой породы, главным образом кварцевого песка и железистого силиката.
 3. Крупное значение более мелких фракций свидетельствует о возможности значительных потерь материала в хвостах и шламмах, тем более что количество мелочи в процессе обогащения безусловно будет повышаться за счет легко разрушающихся от незначительного механического воздействия самих оолитов.
 4. Задача механического обогащения заключается в выделении из всей массы руды оолитов бурого железняка, которые и являются идеальным концентратом для данного сложения руды.
- II. Пробы руды, взятые из шурфов. Руда, взятая из шурфов, по цвету и сложению разделяется на три сорта, а именно:

1. Светлокоричневая, состоит из бурых оолитов, сцементированных глинисто-песчаной массой коричневого цвета.

2. Темнозеленая „табачная“, состоит из бурых и темных оолитов, заключенных в цементе темнозеленого цвета.

3. Темнокоричневая, состоит из темных и бурых оолитов, связанных цементом, окрашенным в темный цвет. Темный цвет обуславливается присутствием марганца — чем больше его в оолитах и цементе, тем руды темнее, и наоборот.

Первый и последний сорта руды почти ничем не отличаются от руды взятой на выходах пластов.

Что же касается табачной, то она несколько отлична от первых двух как по физическим свойствам, так и по химическому составу. Табачная руда в свежедобытом виде кусковата, с небольшим процентом мелочи, плотная, на воздухе быстро буреет и разрушается.

Химический анализ показывает наличие в руде закисного железа, в то время как в руде из старых отвалов закисное железо почти отсутствует.

Минералогический состав руды в количественных соотношениях для средней пробы и табачной руды примерно следующий:

	Средняя проба в %	Табачная руда в %
Лимонит	около 40 — 45	25 — 30
Пустая порода	около 48 — 53	70 — 75
Марганц. минер.	7	5
Сульфиды	незнач. колич.	незнач. колич.

Основная часть нерудных минералов представлена глинистой массой, состоящей из нонтронита, хлорита, каолина, полевого шпата и кварца. Особенное внимание обращает на себя значительное количество нонтронита ($H_4Fe_2Si_2O_9$), весьма трудно определяемого. Вивианит $Fe_3(P_4O_{12}) + 8H_2O$ присутствует примерно в количестве 5%. В незначительном количестве присутствует фэйрфилдит ($2CaOMnOP_2O_5 \cdot 2H_2O$).

Химические исследования минералогического состава руды.

С целью оценки качественных и количественных результатов обогащения мокрым способом и определения количественных соотношений отдельных минеральных составляющих, кроме минералографических исследований, были поставлены специальные работы химического исследования руды.

Для этой цели были испробованы два метода: 1) избирательное растворение, 2) разделение по удельному весу.

Исследования показывают, что при механическом обогащении мокрым способом средней технической пробы Камыш-Бурунской мульды при среднем содержании в исходной руде около 39% железа при условии полного разделения минеральных составляющих (лимонит и силикат) возможно получить концентрат с содержанием железа 49,20% и хвосты с содержанием железа от 24,50 до 29,50%.

Сравнивая практические результаты механического обогащения средней пробы Камыш-Бурунской мульды с данными химического исследования минералогического состава руды, приходим к заключению, что полученные результаты обогащения мокрым путем являются почти предельными. Действительно после обогащения исходной руды с содержанием 39,58%¹ железа мы получаем (см. стр. 13).

Концентрат в %		Хвосты в %	
Выход	58,84	Выход	41,16
Содержание железа . .	45,00	Содержание железа . .	31,50
Извлечение	66,85	Извлечение (потери) . .	33,15

¹ Руда высушена при 100° С.

Теоретически возможные результаты, на основании полного разделения лимонитовой части от силикатной, должны быть:

Концентрат в %		Хвосты в %	
Выход	51,00	Выход	49,00
Содержание железа	49,00	Содержание железа	29,50
Извлечение	63,40	Извлечение (потери)	36,60

Рассмотрение приведенных технических показателей приводит к следующему заключению.

1. При механическом обогащении качество концентрата несколько пониженное (меньше на 4%), но зато выход и извлечение больше. Происходит это потому, что часть силикатной породы увлекается в концентрат, понижая его качество, но так как выход от этого увеличивается, то естественно увеличивается и извлечение. Увлечение же в концентрат силикатной части происходит вследствие того, что прорастание оолитового лимонита силикатами чрезвычайно тесное, потому что вкрапленность силикатов очень тонкая и для полного освобождения силикатов от лимонита необходимо было бы тонкое измельчение порядка 250 меш, но измельчать руду опасно, так как тогда снос свободного лимонита в шламмы еще больше увеличится. Крупность же концентратов механического обогащения (4 мм) достаточно высока, чтобы увлечь силикат.

2. Повышенное, против теоретического, содержание Fe в хвостах объясняется тем, что часть свободного тонкого лимонита ушла в отброс. Переизмельчение же лимонита происходит очень легко в самой промывочной машине, так как оолиты чрезвычайно непрочны, трещиноваты и склонны к шламообразованию.

Опираясь на приведенные выше исследования, необходимо отметить, что механическое обогащение керченской железной руды технически вполне возможно и протекает достаточно успешно.

Исследование влагоемкости руды.

Помимо перечисленных ранее отрицательных физических и химических свойств керченская руда отличается еще одним большим недостатком — она содержит значительное количество гигроскопической воды, в среднем около 20%. Большое количество воды в руде несомненно зависит от наличия в ней глины, так как последняя сильно влагоемка.

С целью проследить изменение качества руды и ее влажности в зависимости от температуры и времени сушки, а также влагоемкости просушенной руды в зависимости от времени стояния на открытом воздухе, был проведен целый ряд опытов, позволяющих получить данные и сделать соответствующие заключения.

1. Потеря влаги и повышение содержания железа в руде растет пропорционально температуре сушки. Действительно при температуре сушки 100° С потеря влаги равна 18,75% (удаляется только гигроскопическая влажность), содержание железа против исходного увеличивается на 7,59%.

При температуре сушки 600° С потеря влаги равна 29% (удаляется гидратная и гигроскопическая влажность), содержание железа против исходного увеличивается на 13,39%.

Таким образом прокаливание обогащает руду железом, повышая содержание его в прокаленной руде до 46,30% против исходного в 32,91%, в то же время понижает вес руды на 29%. При перевозке в таком виде снижаются транспортные расходы за счет рационального использования емкости и транспортных средств.

2. Влагоемкость прокаленной при разных температурах руды зависит от времени, так как состояние насыщения не достигается за время наблюдений 14 суток.

Таблица 3.

Наименование руды	Наименование проб	в п р о ц е н т а х								V	Содержание гипроксидной влаги в пробе для анализа	Плотность при прокаливании	Вязкость исходного продукта	
		Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Mn	CaO	MgO	P	As					S
Руда, взятая в 1929 г. на выходах пластов	Ортельск. 5 пласт . . .	34,27	22,70	5,76	3,43	1,75	1,14	0,88	0,07	0,21	0,036	возд. сух.	9,30	18,30
	" 4 пласт . . .	36,67	15,30	5,74	3,85	1,63	1,21	0,92	—	0,23	0,037	" "	—	—
	Кыз.-Аульск.	35,03	12,80	7,20	5,32	1,66	0,47	0,87	0,09	0,11	0,044	4,3%	10,37	14,67
	Заводск.	41,78	12,95	2,31	1,32	1,55	0,55	0,97	0,08	0,14	0,039	возд. сух.	10,04	18,82
Руда, взятая в 1930 г. из глубины Камыш-Бурунской мульды	Камыш-Бурунск.	40,49	14,30	4,35	0,87	1,13	0,86	0,93	0,09	0,19	0,044	" "	10,32	15,27
	Эльгингск.	38,50	18,50	7,04	1,24	1,73	0,74	0,91	0,08	0,23	0,040	" "	9,94	15,71
	1. Средняя проба . . .	39,58	18,99	10,99	0,44	1,16	0,57	0,81	не опред.	0,18	не опред.	высуш. при 105° С	10,25	29
	2. Табачная руда . . .	40,66	16,25	6,75	0,29	1,15	0,38	1,05	" "	0,39	" "	то же	11,80	не опред.
	3. Коричневая руда . .	42,00	16,01	4,01	0,42	1,01	0,55	0,90	" "	0,17	" "	" "	16,57	" "
	4. Светлокориичневая руда	41,40	16,50	2,43	0,47	0,75	0,61	1,06	" "	0,27	" "	" "	16,75	" "

1 В книге инж. Н. Н. Чинкина — „Обогащение железных руд Керченского полуострова“, изд. ОГИЗ, 1931 г., по недосмотру при корректуре ошибочно поставлено 7,59%.

Таблица 1. Руда, взятая в 1929 г.

Наименование руды	Выход в %	Содержание в %					Извлечен. Fe в %
		Fe	Mn	SiO ₂	P	As	
Ортельский рудник 5 пл.							
Концентрат 1 сорт	50,37	41,47	3,55	10,10	0,90	0,085	60,99
" 2 сорт	26,48	33,65	—	14,10	—	—	25,97
Отброс	23,17	19,29	—	—	—	—	13,04
Сырая руда	100,00	34,27	3,43	22,70	0,88	0,07	100,00
Ортельский рудник 4 пл.							
Концентрат 1 сорт	67,28	41,83	2,99	9,02	0,86	0,085	76,74
" 2 сорт	11,69	33,69	6,81	10,22	0,83	0,068	10,74
Отброс	21,03	21,83	—	—	—	—	12,52
Сырая руда	100,00	36,67	3,85	15,30	0,92	—	100,00
Кыз-Аульский рудник							
Концентрат 1 сорт	57,81	39,80	5,20	9,04	0,60	0,08	65,68
" 2 сорт	24,46	32,39	5,80	12,16	0,62	0,09	22,62
Отброс	17,73	23,12	—	—	—	—	11,70
Сырая руда	100,00	35,03	5,32	12,80	0,87	0,9	100,00
Заводский рудник							
Концентрат 1 сорт	56,26	47,07	1,05	8,20	0,99	0,09	63,25
" 2 сорт	29,49	38,54	2,25	13,50	0,95	—	27,20
Отброс	14,25	28,20	—	—	—	—	9,55
Сырая руда	100,00	41,78	1,32	12,95	0,97	0,08	100,00
Камыш-Бурунский рудник							
Концентрат 1 сорт	53,72	46,76	0,90	6,38	1,03	0,086	62,11
" 2 сорт	20,32	42,30	1,54	12,16	1,02	0,079	21,13
Отброс	25,96	26,14	—	—	—	—	16,76
Сырая руда	100,00	40,49	0,87	14,30	0,93	0,09	100,00
Эльтингенский рудник							
Концентрат 1 сорт	54,71	46,06	1,20	8,16	1,60	0,086	65,46
" 2 сорт	18,49	38,13	2,39	14,65	0,86	—	18,31
Отброс	26,80	23,31	—	—	—	—	16,23
Сырая руда	100,00	38,50	1,24	18,50	0,97	0,08	100,00

Примечание: а) повторные анализы для: 1) 43,26%; 2) 40,99% и 3) 47,33%; б) все данные относятся к руде, высушенной при 110°C.

Для руды, высушенной при температуре 100°С, в первые четверо суток стояния на открытом воздухе наблюдается энергичное поглощение влаги, тогда как после этого времени поглощение влаги происходит медленно.

Методы обогащения.

Совершенно оригинальные свойства руды и ее особенности физической и химической природы заставляют отнести ее к разряду сложных и трудных для обработки. В поисках определения рациональной схемы обогащения были испытаны следующие методы обработки руды:

- | | |
|-------------------|--|
| 1) мокрый способ, | 4) магнитная концентрация с восстановительным обжигом, |
| 2) флотация, | |
| 3) сухой способ, | 5) химический способ. |

1. Мокрый способ.

Минерало-петрографический и химический анализы состава руды определяют, что наиболее богатым рудным минералом является лимонит, представленный в руде оолитовыми зернами, вмещающей породой для которых служит глинисто-песчаная силикатная масса. С целью освобождения оолитов от глинистых и землистых примесей и был избран мокрый способ обогащения. Приводим схему обогащения только в общем виде. Испытуемый материал подвергался промывке, грохочению с промывкой водой, дроблению, гидравлической классификации и концентрации на столах.

Химический состав руд, поступивших в обогащение, приведен в табл. 3 (стр. 11)¹.

В результате обработки руды приведенного выше химического состава по схеме мокрого процесса полученные результаты сведены в табл. 4 и 5.

Таблица 5.

Название пробы		Наименование продукта	Выход в %	Содержание в % Fe	Извлечение в % Fe
1	Средняя проба	Концентрат	58,84	45,00	66,85
		Отброс	41,16	31,80	33,15
		Сырая руда . .	100,00	39,58	100,00
2	Табачная руда	Концентрат	58,18	44,80	65,30
		Отброс	41,82	33,20	34,70
		Сырая руда . .	100,00	40,01	100,00
3	Коричневая руда	Концентрат	79,37	45,50	86,07
		Отброс	20,63	28,30	13,93
		Сырая руда . .	100,00	42,00	100,00
4	Светлокоричневая руда	Концентрат	60,57	48,50	72,05
		Отброс	39,43	29,20	27,95
		Сырая руда . .	100,00	41,40	100,00

¹ Руда взята в 1931 г.

Из табл. 4 и 5 видно, что:

1. Керченские железные руды, несмотря на близость физических свойств, различно относятся к процессам их обработки. Руды с большим содержанием марганца дают более бедные железом концентраты, чем руды с меньшим содержанием марганца.

2. Технические показатели процесса обогащения средней пробы и табачной руды Камыш-Бурунской мульды несколько хуже таковых для руды той же мульды, но взятой на выходе пласта (проба 1929 г.).

3. Технические показатели обогащения глубинных проб Камыш-Бурунской мульды (коричневой и светлокоричневой) несколько лучше, чем таковые для руды той же мульды, но взятой на выходе пласта.

4. Потеря железа в шламмах больше при обогащении табачной руды, нежели средней пробы, где в свою очередь потери больше, чем для всех остальных проб. Однако, как уже отмечалось выше, в хвостах теряются главным образом железные силикаты, не представляющие значительной ценности в условиях обыкновенной доменной плавки. При весьма больших запасах руд Керченского полуострова обогащение шламмов в настоящее время едва ли может иметь практическое значение.

5. Сложная проблема обогащения шламмов, решение которой требует длительного промежутка времени для изыскания специального метода, с экономической стороны приемлемого в условиях нашей страны, является задачей ближайшего будущего.

6. Обогащение не снижает содержания мышьяка в концентратах, т. е. носитель мышьяка не уходит в шлам.

7. Сравнивая технические показатели процесса с теоретически возможными, следует отметить, что обогащение с технической стороны протекает достаточно успешно.

2. Флотация.

Из американской лабораторной практики флотации окисленных руд известно, что искусственно приготовленная смесь гематита и SiO_2 успешно флотируется. Опыт флотации окисленных железных руд был применен для обогащения шламмов керченской руды, минералогически состоящих из лимонита и силиката железа. При постановке опытов было избрано два направления—флотация с предварительной сульфидизацией руды и без сульфидизации. Сульфидизация производилась Na_2S или многосернистым аммонием. В качестве депрессора в том и другом случае главным образом применялось жидкое стекло, в других случаях— H_2SO_4 или Na_2CO_3 . В качестве коллекторов и вспенивателей применялись самые различные реагенты и масла в многочисленных комбинациях. Навеска руды колебалась в пределах 1,5—1,2 кг. Результаты многочисленных опытов получились неудовлетворительными, и мы вынуждены признать, что проблема обогащения керченской руды флотационным способом не разрешается и вряд ли в ближайшее время может быть разрешена.

3. Сухой способ обогащения.

Для опытов обогащения взята руда следующих проб:

1) проба Заводского (Ново-Карантинного) рудника;

2) проба средней пробы Камыш-Бурунской мульды.

Учитывая свойства и особенности руды, опыты по обогащению производились в общем виде по следующей схеме:

а) просушка всей руды при температуре не выше 105°C ;

б) грохочение на классы > 6 мм, $6-4$ мм и $4-0$ мм;

в) обработка класса $4-0$ мм на воздушном сепараторе.

Руда крупностью больше 6 мм не обрабатывалась, исходя из предположения, что она в кусковом виде пойдет в плавку. Класс руды круп-

ностью 6—4 мм не поступал в дальнейшую обработку, потому что его необходимо было измельчать, при измельчении же высушенной керченской руды зерна оолитов очень легко переизмельчаются, давая большое количество богатой пыли, что увеличивает количество отбросов при повышении содержания в них железа.

В результате обогащения по вышеприведенной схеме были получены данные, помещенные в табл. 6, соответственно для двух проб.

Таблица 6.

Наименование рудника	Наименование продукта	Выход в %	Содержание в %		Извлечение в %
			Fe	SiO ₂	
Заводский	Концентрат	60,90	46,33	13,00	66,00
	Промежуточный продукт	13,10	40,38	18,50	12,40
	Хвосты	26,00	35,55	—	21,60
	Исходная руда	100,00	42,75	—	100,00
Средняя проба Камыш-Бурунской мульды	Концентрат	59,30	41,72	18,50	62,80
	Промежуточный продукт	21,50	39,13	21,00	21,30
	Хвосты	19,20	32,71	—	15,90
	Исходная руда	100,00	39,43	—	100,00

Результаты многочисленных опытов сухого обогащения позволяют сделать следующие выводы:

1. Технические показатели процесса не достаточно высоки, чтобы можно было признать их удовлетворительными.

2. Технические показатели мокрого процесса значительно выше показателей сухого способа обогащения, поэтому мокрый способ с технической стороны предпочтительнее сухого.

3. Невысокая степень обогащения и низкое извлечение при значительном содержании SiO₂ в концентратах, и кроме того необходимость просушки всей руды (сопряжено с большой затратой тепла) вынуждают отрицать целесообразность обогащения руды сухим способом.

4. Магнитное обогащение после восстановительного обжига.

Магнитному обогащению после восстановительного обжига подвергалась руда средней технической пробы, как известно, взятая из шурфов и составленная пропорционально запасам сортов руд в месторождении Камыш-Бурунской мульды. Опыты магнитного обогащения имеют лабораторный характер и производились с навесками примерно 5 кг. Объектом восстановления и магнитного обогащения служили отдельные классы средней пробы, поэтому технические показатели результатов, строго говоря, определяют только качественную сторону процесса, но тем не менее дают все благоприятные предпосылки к возможности применения его для обогащения керченской железной руды.

Результаты опыта магнитной сепарации средней пробы руды, обожженной во вращающейся печи, при температуре в пределах 700—900° С, с нефтяным подогревом, приведены в табл. 7. Перед магнитной сепарацией обожженная руда была издроблена до 0,3 мм. Обогащение про-

извлеклось на магнитном сепараторе „Allians“ мокрым способом. Для опыта магнитной концентрации было взято руды 44 кг.

Таблица 7.

Наименование продукта	Выход в %	Содержание в %			Извлечение в % железа
		Fe	Fe''	SiO ₂	
Концентрат	70,50	55,30	25,26	11,38	82,10
Хвосты	29,50	28,85	16,94	—	17,90
Исходная руда	100,00	47,49	—	—	100,00

Рассмотрение табл. 7 позволяет отметить:

1. Магнитная сепарация керченской руды после восстановительного обжига является технически рациональным методом обогащения ее.

2. Температура обжига, лежащая в пределах 700—900° С, превышает обычно требующуюся для этой операции в 600° С, однако для керченской руды указанная температура желательна, так как в этом случае можно рассчитывать на максимальное удаление мышьяка.

3. При сравнении результатов мокрого и магнитного способов обогащения наблюдаем, что качественно результаты магнитного обогащения несколько лучше результатов мокрого процесса, но степень обогащения и в том и в другом случаях практически остается постоянной.

4. Целесообразность применения магнитного обогащения керченской руды после восстановительного обжига определяется экономическими подсчетами в разрезе металлургического хозяйства.

5. Концентраты, полученные как при мокром способе, так и при способе магнитной концентрации, нуждаются в укрупнении путем агломерации.

5. Химические способы обогащения.

Приведенные выше способы обогащения, основанные на использовании физических свойств руды, не в состоянии извлечь железа из силикатной части, чем и объясняется высокое содержание металла в отходящих отбросах.

Более полное извлечение железа как из лимонитовой части, так и из силикатной достигается химическим путем, при обработке руды газобразным хлористым водородом при температуре 800—900° С. Извлечение железа в таких условиях достигает (округляя) 98%, причем крупность исходного продукта существенно не сказывается на ожидаемых результатах. Обогащение керченской руды методом хлорирования, в смысле полноты извлечения железа, является идеальным, он вполне разрешает проблему. Однако такой способ обработки едва ли может быть в настоящее время приемлем с экономической стороны (вследствие дороговизны), но при соответствующих условиях общего экономического состояния страны мы имеем все благоприятные основания к организации нового способа обработки железных руд.

Общее заключение.

1. Приведенные выше данные дают все основания предполагать, что возможность обогащения керченских железных руд, а также и агломерация их не вызывает сомнения. В этом отношении наблюдается расхождение с данными германского инженера Фрица Вюст, который утверждает, что обогащение керченских руд невозможно.

2. Идеальным способом обогащения керченской руды, в смысле полноты извлечения железа, следует считать химический метод обработки.

3. Практически приемлемыми способами обогащения как по надежности процесса, так и по стоимости необходимо считать мокрый способ и способ магнитного обогащения с предварительным восстановительным обжигом руды. Полученные технические показатели при том и другом способах по существу весьма мало отличаются, хотя с качественной стороны способ магнитной сепарации имеет лучшие технические показатели.

4. Концентрат магнитного обогащения прокален и почти вовсе не содержит влаги, тогда как концентрат мокрого процесса содержит гигроскопической воды около 16%.

5. Концентрат магнитного обогащения, прокаленный при температуре в пределах 700—1000°, несомненно теряет часть мышьяка, тогда как в концентрате мокрого процесса количество мышьяка фактически остается почти постоянным, с некоторой тенденцией к увеличению.

6. Процесс магнитного обогащения с восстановительным обжигом в Европе и Америке не получил промышленного распространения главным образом вероятно вследствие дороговизны; к тому же сам по себе процесс гораздо сложнее и непривычнее, чем мокрый.

7. Технические показатели обработки сухим способом ниже, чем при обработке руды тремя предыдущими способами, поэтому первые три предпочтительнее последнего.

8. Метод флотации керченской руды не дает сколько-нибудь практически приемлемых результатов, поэтому на ближайшее время его рекомендовать нельзя.

9. Концентрат 1-го сорта, полученный в результате обработки мокрым способом, преобладающей крупностью меньше 4 мм, со средним содержанием гигроскопической и конституционной влаги около 30%,¹ а также концентрат магнитного обогащения, крупность которого возможно будет меньше 4 мм, необходимо укрупнять, причем при укрупнении (агломерации) мокрого концентрата одновременно с окискованием происходит и обогащение за счет удаления влаги и других примесей.

10. Концентрат 2-го сорта представлен главным образом мытым продуктом класса 6—3 мм (или 12—4 мм), дальнейшее обогащение которого нерационально, может быть использован как добавка к аггломератам 1-го сорта, или же может представлять объект аггломерации для потребления внутрисоюзными заводами, если концентрат 1-го сорта считать предметом экспорта.

11. В случае получения на фабрике одного концентрата, среднего по качеству между 1-м и 2-м сортом, полученный из него аггломерат будет по качеству и физическому составу также промежуточным между первыми двумя.

12. Аггломерат, получающийся из магнитного концентрата, вероятно будет содержать мышьяк в количествах минимально возможных, а чугун из него — в пределах, допустимых для ответственных сталей.

13. Для внесения ясности в экономическую целесообразность применения магнитного обогащения совершенно необходим детальный экономический анализ на основе опытных данных не только процесса как такового, но и в разрезе общей экономики развития металлургического хозяйства на керченских рудах.

14. Сравнение опытных данных обогащения тем и другим способами на опытных установках при Керченском металлургическом заводе позволит получить практические технико-экономические показатели.

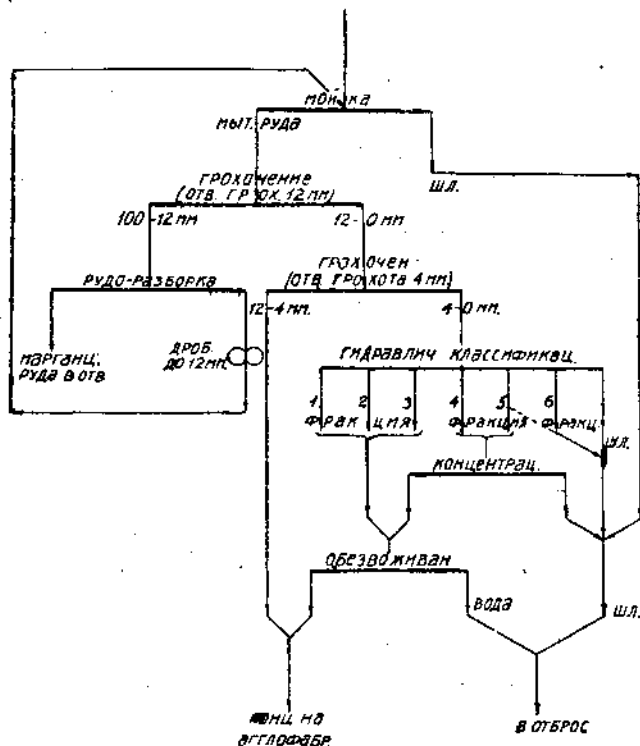
15. Вышеприведенные данные, характеризующие конечные результаты процессов обработки керченских руд, т. е. их обогащения и аггломерации,

¹ Без специального обезвоживания.

определяют то большое значение, которое должно иметь применение указанных процессов для рационального решения данной проблемы в целом.

Проект опытной обогатительной фабрики при Керченском металлургическом заводе, сделанный проектным отделом института Механобр по материалам испытательной станции того же института в настоящее время готов.

В проекте предусматриваются две секции, из которых одна для мокрого обогащения (см. фиг. 1) и другая для обжиго-магнитного.



Фиг. 1.

Производительность мокрой секции опытной фабрики принята в 700 т сырой руды в сутки, производительность же обжиго-магнитной секции — 100 т в сутки. Конструктивное оформление цепи аппаратов фабрики предусматривает гибкость и удобство в отношении внесения изменений в схему процесса и в отношении введения тех или других звеньев аппаратуры, что совершенно необходимо, так как на фабрике предусматривается возможность обработки различных типов руд, имеющих в железорудных месторождениях Керченского полуострова.

С. Д. Топорков.

Агломерация.¹

Большой процент мелочи, имеющейся в керченской руде, ставит значительные препятствия ведению доменного процесса. Поэтому Механобром были поставлены опыты аггломерации керченской руды.

Агломерации подвергалась сырая руда, а также и концентраты, полученные в результате мокрого и электромагнитного обогащения руд различных рудников Керченского месторождения.

¹ По отчетам П. П. Порфинова, А. М. Парфенова, И. М. Архипова и С. Д. Топоркова.

Первые опыты производились с рудами Ортельского, Кыз-Аульского, Заводского, Камыш-Бурунского и Эльтингенского рудников, полученными в 1928/29 г.

Опыты были поставлены на установке типа Гриневальта с единовременной загрузкой шихты от 30 до 50 кг.

Затем в 1931 г. в связи с вопросом проектирования аггломерационной фабрики на Камыш-Бурунском руднике Механобром вторично были поставлены опыты по испытанию спекаемости средней пробы руды Камыш-Бурунской мульды.

Вначале были испытаны только сырая руда и концентраты мокрого обогащения, а несколько позже и концентраты, полученные в результате электромагнитного обогащения.

Последние испытания производились в лабораторных условиях с навесками руды в 5—7 кг.

Основной целью испытания было выяснение возможности спекания как сырой руды, так и полученных при обогащении концентратов, и получение при этом крепкого, пористого аггломерата, а также выяснение возможности удаления мышьяка в процессе аггломерации.

Предназначенная для спекания руда тщательно перемешивалась с горючим и увлажнялась водой, потребное количество которой устанавливалось опытным путем в зависимости от гигроскопической влажности исходного продукта. В качестве горючего употреблялась коксовая мелочь, содержащая 1,26% влаги, 11,62% золы и 1,35% серы. Приготовленная таким образом шихта загружалась на колосниковую решетку ванны, на которую предварительно насыпалась постель, состоящая из кусочков аггломерата крупностью 8—12 мм. Высота спекаемого слоя для всех опытов заключалась в пределах 150—200 мм.

По окончании процесса спекания от полученного синтера отсеивалась мелочь крупностью 4—0 мм при полупромышленных и 5—0 мм при лабораторных испытаниях. Крупный же материал подвергался механическим испытаниям на удар и истирание.

Для характеристики свойств аггломерата в отношении восстановимости производилось определение пористости аггломерата.

По химическому составу сырая руда и концентраты, подвергавшиеся спеканию в полупромышленных условиях, представляют собой следующее:

Таблица 1.

Химический состав руды.

№№	Наименование рудника	Сырая руда			1 концентрат		
		Fe	SiO ₂	As	Fe	SiO ₂	As
1	Ортельский	34,27	22,7	0,07	43,20	9,02	0,085
2	Кыз-Аульский	35,03	12,80	0,09	40,99	9,04	0,08
3	Заводский	41,78	12,95	0,08	47,07	—	0,09
4	Камыш-Бурунский	40,49	14,30	0,09	47,33	6,38	0,086
5	Эльтингенский 3 пласт .	38,50	18,50	0,08	—	—	—
6	Эльтингенский 2 пласт .	43,00	—	0,08	46,05	8,16	0,11

В табл. 2 приведены результаты опытов.

Таблица 2.

Результаты аггломерации сырой руды и концентратов мокрого обогащения различных рудников Керченского месторождения.

№ по порядку	Наименование рудника	Химический состав аггломератов										Состав шихты			Высота спекшегося слоя в мм	Вакуум в мм водн. столба	Продолжительность процесса в мин.	Конечн. возд. просасы в мин. в куб. м	Крупность руды	Выход из печи		Результаты металлург. испытания			Пористость в %	
		Fe общ.	Fe ²⁺	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	P	S	As	руда в %	кокс в %	вода в %						атт. мер. в %	оборотного проц. в %	отс. метал. ниже 4 мм после испыт.	отс. метал. ниже 4 мм после испыт.	отс. метал. ниже 4 мм после испыт.		отс. метал. ниже 4 мм после испыт.
1	Орельский																									
	а) сырая руда . .	36,18	13,8	24,13	12,46	1,47	1,65	4,01	0,82	0,08	0,052	86	7	7	150	140	16	2,6	6—0	64,0	11,0	2,8	3,3	48,0		
	б) 1-й концентрат	51,49	28,5	6,34	7,53	2,45	0,23	4,51	1,16	0,10	0,045	82	8	10	150	160	20	2,6	3—0	72,0	9,0	1,2	1,7	46		
2	Кыз-Аулский																									
	а) сырая руда . .	42,51	21,2	15,94	7,57	2,08	0,55	7,77	1,05	0,05	0,056	87	7	6	200	200	30	1,94	6—0	47,0	28,0	2,5	3,1	41		
	б) 1-й концентрат .	48,05	20,0	11,16	5,64	1,54	0,59	7,06	1,20	0,07	0,052	77	9	14	200	240	30	2,37	3—0	65,0	13,0	1,8	2,3	54		
3	Заводский																									
	а) сырая руда . .	48,86	28,1	15,41	3,69	3,15	0,49	2,82	1,17	0,09	0,041	83	8	9	150	120	17	2,9	6—0	66,0	12,0	1,7	2,0	51		
	б) 1-й концентрат .	55,77	22,5	4,90	7,28	1,87	0,97	1,60	1,31	0,07	0,041	80	7	13	150	160	23	2,7	3—0	69,0	14,0	2,5	3,0	46		
4	Камыш-Бурунский.																									
	а) сырая руда . .	47,96	12,5	11,46	12,74	1,82	0,37	1,54	1,03	0,04	0,045	84	9	7	150	190	21	2,7	6—0	59,0	15,0	4,3	5,2	49		
	б) 1-й концентрат .	57,29	19,5	7,72	2,62	1,61	0,49	1,52	1,50	0,04	0,087	81	8	11	150	150	18	2,7	3—0	67,0	15,0	2,0	3,1	43		
5	Эльгингенский 3 пл.																									
	а) сырая руда . .	46,21	18,8	20,44	6,38	1,45	0,32	2,04	1,15	0,06	0,048	87	7	6	200	80	30	2,7	6—0	60,0	16,0	2,9	3,1	51,5		
6	Эльгингенский 2 пл.																									
	а) сырая руда . .	50,55	29,4	15,25	—	2,54	0,62	2,75	1,33	0,16	0,056	86	7,5	6,6	170	180	21	2,6	6—0	63,0	15,0	1,8	2,4	53		
	б) 1-й концентрат .	57,74	34,1	4,02	6,41	0,70	0,45	1,58	1,84	0,08	0,052	81	7,0	12	170	95	24	2,14	3—0	70,0	11,0	2,0	3,5	50		

Агломерация сырой руды.

Из приведенных результатов видно, что спекание сырой руды не представляет особых затруднений. При 7—9% кокса в шихте получается достаточно крепкий аггломерат, содержащий железа от 42,51 до 50,55%. Выход годного колеблется в пределах 59—68%. Исключение представляет только Кыз-Аульский рудник, давший сравнительно низкие результаты.

Агломерация концентратов.

Аггломераты, полученные из концентратов, содержат значительно большее количество железа, от 48 до 57%. Кроме того процесс аггломерации концентратов протекает значительно легче, нежели это имеет место при спекании сырой руды, и дает лучшие результаты в отношении выхода и физических свойств аггломерата.

Из приведенных опытов можно вывести следующий средний состав шихты для различных проб керченской руды, при которых возможно получить удовлетворительные результаты (в %).

Руды	82
Коксовой мелочи	8
Воды	10

(при гигроскопической влажности руды не $> 8\%$).

Количество просасываемого воздуха, в условиях опытов, при разряжении колеблющемся в пределах от 350 до 70 мм водяного столба, равнялось 10—15 м³ в 1 мин. на 1 м² решетки. Продолжительность процесса колебалась от 15 до 30 мин.

Аггломерат представляет собой прочный, ноздреватый продукт с оплавленной поверхностью и большим количеством пор в изломе, т. е. обычный тип, получаемый из бурых железняков. Пористость в среднем достигает 50%. Количество образующейся в процессе аггломерации закисной формы железа дано в табл. 2, там же приводится содержание As в аггломерате.

Результаты лабораторных испытаний сырой руды и концентратов средней пробы Камыш-Бурунской мулды приводятся в табл. 3.

Сырая руда.

Сырая руда трудно поддается спеканию, требует повышенного расхода горючего и дает аггломерат пониженного качества. Потребное для спекания количество горючего должно быть не менее 9—10%. Количество влаги 8%, при гигроскопической влажности руды в 19,64%. Обратный продукт значительно повышает выход аггломерата и улучшает его механические качества, при этом расход горючего понижается.

Агломерация концентрата мокрого обогащения.

Концентрат мокрого обогащения поддается аггломерации значительно легче, нежели сырая руда. Аггломерат получается более плотный и прочный при дозировке горючего в 8—9%. Добавка обратного продукта в шихту и в этом случае улучшает результаты во всех отношениях. Вакуум при спекании концентрата достигал 400—380 мм, и продолжительность процесса была в этих опытах несколько выше, что является следствием наличия в концентрате большего количества мелочи, нежели в сырой руде.

Улетучивание мышьяка как при аггломерации сырой руды, так и концентрата имело место и достигало до 50—60% его первоначального содержания.

Таблица 3.

Результаты аггломерации сырой руды и концентратов Камыш-Бурунской мушды Керченского месторождения.

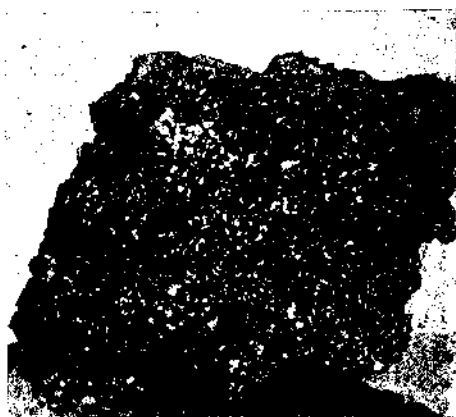
№ по порядку	Наименование продуктов	Крупность руды в мм	Состав шихты				Влажн. руды в %	Выход из печи		Отсев мелочи в мм ниже 5 мм после		Продолжительность процесса в мин.	Вакуум в мм водяного столба		Химический состав аггломерата		Хим. состав концентрата		
			руда в %	обор. пром. в %	кокс в %	вода в %		атт.-мерз. в %	оборотн. в %	уара на чул. или в %	барабана в %		Fe в %	Fe в %	As в %	As в %			
1	Сырая руда	5 — 0	100	—	9	8,0	19,64	58,0	17,0	14,0	12,0	4	320	100	—	16,00	0,02	38,40	0,079
		5 — 0	100	—	10	8,0	19,64	59,0	15,0	14,0	12,0	4	320	80	45,70	18,30	0,04	—	—
		5 — 0	85	15,0	8	8,0	19,64	57,6	18,6	15,0	13,0	4	300	90	—	10,87	—	—	—
		5 — 0	85	15,0	9	8,0	19,64	62,5	14,0	11,0	12,0	4	270	80	44,39	17,87	—	—	—
		5 — 0	85	15,0	10	8,0	19,64	67,0	10,0	12,0	11,0	4	290	60	—	17,95	0,06	—	—
2	Концентрат, полученный в результате мокрого обогащения, пробы 1	4 — 0	100	—	8	11,5	9,04	67,0	5,0	13,0	18,0	6	390	180	52,29	12,00	0,04	45,65	—
		4 — 0	100	—	9	11,5	9,04	69,0	5,0	15,0	17,0	6	380	140	—	11,53	—	—	—
		4 — 0	100	—	10	11,5	9,04	71,0	2,0	6,0	9,0	6	400	140	—	14,55	—	—	—
		4 — 0	90	10	6	12	9,04	69,4	9,6	13,0	14,0	5	400	160	51,44	8,90	—	—	—
		4 — 0	90	10	7	12	9,04	70,3	9,8	11,0	16,0	6	390	160	—	11,85	—	—	—
3	Концентрат, полученный в результате электромагнит. обогащения	4 — 0	90	10	8	12	9,04	71,8	9,8	10,0	14,0	6	410	140	—	13,99	0,04	—	—
		0,295 — 0	100	—	2	12	0,40	66,8	26,6	7,2	7,7	10	400	130	—	1,49	—	52,51	0,061
		0,295 — 0	100	—	3	12	0,40	79,8	15,1	2,2	4,0	10	395	150	—	4,49	0,06	—	—
		0,295 — 0	100	—	4	12	0,40	76,3	16,1	3,1	3,6	10	405	160	—	8,57	—	—	—
		0,295 — 0	100	—	5	12	0,40	82,8	10,2	2,3	4,5	10	420	170	—	9,98	—	—	—

Агломерация концентратов электромагнитного обогащения.

Агломерации подвергались 6 продуктов, полученных по различным схемам электромагнитного обогащения, средней пробы Камыш-Бурунской мульды. Продукты были различной крупности, причем все они дали при испытании прекрасные результаты, поэтому здесь приводятся только данные по спеканию одного продукта 213, крупностью 0,3—0 мм.



Фиг. 2.



Фиг. 8.

Агломерат из магнитного концентрата керченской руды.

При 2% кокса в шихте получается прекрасный плотный, достаточно крепкий мелкопористый аггломерат окисленного типа, содержащий не более 1% закиси железа. 3% кокса в шихте увеличивает механическую прочность аггломерата, сохраняя при этом его структуру. При 4% появляется уже характерная для бурых железняков ноздреватость и оплавленность, которая при 5—6% кокса является преобладающей формой аггломерата. Количество закиси железа при этом значительно повышается.

Криворожские кварциты и руда.

Обогащение железистых кварцитов Центрального района Криворожского бассейна.¹

Железистые кварциты в Криворожском бассейне являются вмещающей рудные залежи породой. Разработка их производилась одновременно с добычей руды карьерным способом, в примерном весовом соотношении 1:2. Для металлургических целей кварциты в очень небольшом количестве использовались только за последние годы (около 2% от веса сдаваемой заводом руды), основная же добытая масса их, если не считать незначительного расхода кварцитов, как строительного материала, шла в отвалы. Между тем проблема утилизации для доменной плавки бедных железных руд, каковыми являются криворожские кварциты, может иметь весьма крупное промышленное значение.

Согласно договора с Южно-Рудным трестом перед Механобром ставится общая задача рационального использования, путем механической обработки, кварцитов Криворожья. Однако в первую очередь подверглись испытанию пробы коренных месторождений и отвалов кварцитов Центрального района Криворожского бассейна, как имеющего наиболее реальный интерес для целей обогащения.

Наименование „железистые кварциты“ (железисто-кварцитовые сланцы), как выяснено позднейшими работами,² неправильно. Породы эти являются джеспилитами (jaspilits) и железистыми роговиками (ferruginous cherts). На рудниках их соответственно называют типичными и нетипичными кварцитами.

В главе обогащения мы будем придерживаться последней терминологии, как общепринятой в нашей практике и литературе.

Содержание железа в джеспилитах колеблется от 34 до 52%.
Уд. вес 3,4—4,1.

Основные разновидности джеспилитов: синие однородные, железо-слюдковые (рудный минерал представлен главным образом железным блеском), слоистые и краснополосчатые (с красными роговиковыми слоями).

Содержание железа в железистых роговиках 25—35%, понижающееся в некоторых разновидностях до 12%.

Уд. вес 2,75—3,40.

Основные разновидности железистых роговиков: полосчатые, маргитовые и красковые (с высоким содержанием глинозема, достигающим до 5—8%); к этой же группе кварцитов относят магнетитовые и рогово-обманково-магнетитовые.

¹ Составлено по материалам института Механобр, смотри ниж. Г. Г. Егоров „Опытное обогащение двенадцати проб железистых кварцитов Центрального района Криворожского бассейна“. Материалы по обогащению руд черных и цветных металлов, Гостехиздат, 1930 г. Ленинград.

² Проф. П. Н. Пятницкий, „Железистые роговики и джеспилиты“, Тр. Инст. Прикл. мин. и мет. Вып. 17.

В задачи технического опробования, которое производилось для целей обогащения в сентябре-октябре 1928 г., входило по возможности полное отражение в пробах отдельных разновидностей кварцитов, отличающихся по минералогическому и химическому составу, а равно и физическим свойствам, с каковой целью пробы брались как из коренных месторождений кварцитов, приуроченных ко 2-му Саксаганскому пласту, так и из отвалов. Перечень проб и краткое описание их приведено ниже.

Первоначальный вес проб 60—100 т, при крупности добываемых кварцитов 400—0 мм.

Вес технических проб, при крупности кусков 50—0 мм, исходя из соображений возможности обработки их на полупромышленных аппаратах испытательной станции института Механобр, ∞ 4 т.

Таблица 1.

Спецификация технических проб.

№ проб	Название рудников	Нач. вес проб в т	Кон. вес проб в т	Место взятия проб
1	Октябрьский	60	4	Коренные залежи 2-го Саксаганского пласта. Карьеры 1, 2 и 3, подъемники № 7 и 8 и шахта № 3. В главной массе нетипичные кварциты.
2	Октябрьский	60	4	Там же, подъемник № 2. Нетипичные кварциты, с незначительной примесью кусков сплошной синей разновидности типичных кварцитов.
3	Артемовский	100	4	Коренные залежи 2-го Саксаганского пласта. Центральный карьер. Подъемники № 5 и 9.
4	Артемовский	100	4	Почти исключительно нетипичные кварциты. Там же. Подъемники № 1, 3 и 7. Типичные кварциты с примесью нетипичных.
5	Ленинский	100	4	Коренные залежи 2-го Саксаганского пласта. Карьер № 1. Подъемники № 5 и 6.
6	Артемовский	20	2	Типичные выщелоченные кварциты.
7	Артемовский	60	4	Восточный отвал. „Шелустуха“.
8	К. Либкнехта	60	4	Восточный отвал. Богатые выщелоченные типичные кварциты.
9	К. Либкнехта	60	4	Южный отвал у карьера № 2. Выщелоченные типичные кварциты.
10	Октябрьский	60	4	Северный отвал у карьера № 1. Типичные слабо выщелоченные кварциты с примесью нетипичных.
12	Ленинский	100	4	Южный отвал у Дубовой Балки. Нетипичные и типичные кварциты.
13	б. Саксаган	60	4	Северный отвал у полотна ж. д. Выщелоченные типичные кварциты, с незначительной примесью нетипичных.
				Отвал по склону р. Саксагани. Выщелоченные типичные кварциты с примесью краски.

Краткая петрографическая характеристика железистых кварцитов Центрального района Криворожья.¹

Для криворожских железистых кварцитов характерным является их слоистое сложение, хотя, как отмечено выше, имеются и сплошные разновидности этих пород. Мощность чередующихся между собой рудных и кварцитовых прослоек изменяется от десятых долей мм до 5—6 мм

¹ Петрографическое изучение кварцитов для данной работы производилась проф. Н. И. Свистальским.

и реже до 10—12 мм. В типичных кварцитах мощность примерно равных между собой рудных и кварцитовых слоев варьирует в менее широких пределах (0,5—6,0 мм), чем в нетипичных (0,1—12,0 мм). Кроме того в последних более мощные прослойки обычно являются нерудными.

Цвет рудных прослоек меняется от темновато-серого до красноватого и черного. Кварцитовые слои окрашены обычно в белый, красный или бурый цвета.

Рудные прослойки железистых кварцитов сложены гематитом, с примесью зернистого кварца. Кварцитовые слои состоят из кварца с вкрапленностью рудного минерала. Содержание кварца в рудных слоях 15—30%, в нерудных 80—90%, соответственно рудного минерала 85—70% и 20—10%.

Рудным компонентом в железистых кварцитах Центрального района является гематит в двух его разновидностях—кристаллической и микрокристаллической. Первая, железный блеск или мартит, образует зернистые или чешуйчатые скопления в рудных слоях кварцитов. Вторая, красный железняк, встречается в виде волокнистых и плотных масс, с тонкой вкрапленностью кварца. В количественном отношении красный железняк имеет соподчиненное значение, за исключением некоторых разновидностей кварцитов, где он составляет основную массу рудного минерала (проба 2, кварциты из висячего бока основной рудной залежи 2-го Саксаганского пласта на Октябрьском руднике).

Пустая порода в железистых кварцитах—кварцитовые прослойки, состоящие преимущественно из кварца.

Величина рудных зерен колеблется в довольно широких пределах—от сотых и даже тысячных долей миллиметра до 0,2—0,3 мм. Однако основная масса рудного минерала по площади (50—60%) обычно состоит из зерен до 65 м.

Вкрапленники мартита в кварцитовых слоях достигают по размеру 1 мм.

Кварцитовые прослойки состоят преимущественно из мелкозернистого кварца округлой, угловатой и неправильной формы с неясно различимыми гранями кристаллов (мостовая, зубчатая и роговиковая структуры). Размер наиболее крупных зерен кварца 0,08—0,1 мм. В тонкозернистых кварцевых прослойках диаметр зерен кварца колеблется около 0,015—0,03 мм. Отдельные зерна кварца содержат включения мельчайших зерен гематита и магнетита.

Таблица 2.

Состав проб железистых кварцитов Пужмерки-Карнаватка.

Химический состав	№ п р о б												
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	12	13	
SiO ₂	54,4	58,9	44,72	47,87	36,42	15,21	30,10	28,88	43,59	52,92	39,06	28,36	
Fe ₂ O ₃	42,28	37,35	52,24	48,58	58,90	83,20	67,23	68,78	52,11	38,87	57,09	62,27	
FeO	0,49	0,81	0,63	0,50	1,54	0,13	0,46	0,31	0,84	1,33	0,40	1,80	
Fe	29,98	26,82	37,09	34,39	42,40	58,30	47,46	48,34	37,15	28,23	40,31	45,00	
Al ₂ O ₃	1,32	0,96	0,76	1,20	0,74	0,19	0,82	0,68	1,67	3,92	1,78	4,11	
MnO	нет	нет	нет	нет	нет	нет	нет	нет	нет	нет	нет	нет	
С O	0,08	0,28	0,10	0,30	0,23	0,24	0,10	0,22	0,09	0,30	0,06	0,08	
MgO	сл.	сл.	сл.	сл.	сл.	сл.	сл.	сл.	сл.	сл.	сл.	сл.	
P ₂ O ₅	0,033	0,03	0,040	0,027	0,055	0,036	0,048	0,025	0,062	0,085	0,061	0,080	
S	0,034	0,016	0,033	0,014	0,021	0,041	0,015	0,014	0,017	0,018	0,013	0,056	
Потеря от прокалив.	1,02	1,30	1,21	1,00	1,30	0,48	1,04	1,06	1,40	2,46	1,64	2,20	

Минералогический состав железистых кварцитов из обработанных проб, полученный путем пересчета соответствующих химических анализов, дан в табл. 3.

Таблица 3.

Минералогический состав.

Минералы	№ п р о б											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	12	13
Кварц . .	57,27	61,84	47,13	50,92	39,47	16,67	32,31	30,89	47,05	59,80	42,51	39,95
Гематит .	41,19	35,55	50,84	47,47	55,58	82,91	66,21	68,11	50,25	35,92	56,2	58,27
Магнетит.	1,58	2,61	2,03	1,61	4,95	0,42	1,48	1,00	2,70	5,28	1,29	5,78

Опытное обогащение.

В задачу опытного обогащения железистых кварцитов входило изучение метода и наиболее рациональной схемы обогащения. Испытания производились, как с качественными, так и с количественными пробами, по следующей программе:

- 1) дробление, изучение качественных факторов дробления кварцитов;
- 2) химическая характеристика кварцитов в зависимости от крупности;
- 3) мокрый процесс:
 - а) классическая схема,
 - б) комбинированная схема мокрого процесса,
 - в) концентрация, с предварительной гидравлической классификацией,
 - г) концентрация, без классификации;
- 4) электромагнитное обогащение без предварительного обжига;
- 5) электромагнитное обогащение с предварительным обжигом;
- 6) воздушное обогащение;
- 7) агломерация концентратов обогащения.

Дробление.

Кусковатость железистых кварцитов, добываемых открытыми работами, колеблется в довольно широких пределах и зависит главным образом от степени выщелоченности отдельных участков месторождения. В табл. 4 приводится характеристика крупности кварцитов.

Таблица 4.

Класс в мм	В ы х о д в %											
	№ п р о б											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	12	13
50—25	75,02	44,8	25,32	40,7	16,0	3,6	22,9	11,4	46,91	51,7	26,2	3,6
25—12		25,6		14,3	20,0	6,7	12,7	14,3	18,05	24,4	20,9	6,7
12—6	24,98	8,1	74,68	9,6	16,9	11,1	12,1	16,2	9,08	9,8	13,7	11,1
6—4		3,4		4,6	7,5	9,2	6,8	9,0	3,43	3,0	9,2	9,2
4—2		4,1		5,5	8,1	15,2	8,9	8,5	4,16	3,4	8,3	15,2
2—0		14,0		25,3	31,5	54,2	36,6	40,6	18,37	7,7	21,2	54,2
Итого .	100,0	100,0	100	100	100	100	100	100	100	100	100	100

Согласно материалам, полученных при изучении факторов дробления, обработанные пробы железистых кварцитов по физическим свойствам можно разделить на 3 категории.

1. Выщелоченные типичные кварциты (пробы 6, 7, 8 и 12). Слоеватость пород сравнительно тонкая и более или менее правильная. Разделение рудных и кварцитовых прослоек отчетливое. Эта разновидность кварцитов оказывает наименьшее сопротивление раздавливающему действию дробильных машин. При измельчении происходит разделение породы по плоскостям наслоения.

2. Типичные краснополосчатые кварциты (проба 4) и нетипичные полосчатые (пробы 1, 2 и 10), имеющие массивную роговиковую текстуру, реагируют на внешние воздействия, как кремнь; в некоторых случаях они дают при дроблении даже раковистый излом. Раскола по слоистости при измельчении в них не получается. Наименее благоприятные также для крупного и среднего дробления разновидности кварцитов по расходу энергии и износу рабочих частей дробильных машин.

3. Промежуточные разности железистых кварцитов между нормальными и кремнистыми (пробы 3, 5 и 9). Они дают, при дроблении до пределов мощности рудных прослоек, известный процент сrostков.

Общее для всех разновидностей кварцитов свойство — хрупкость. Последнее помогает измельчению кварцитов, но вместе с тем способствует образованию мелочи и пыли, что неблагоприятно отражается на проведении процесса обогащения.

Химическая характеристика кварцитов.

Ниже приводятся следующие, принятые в практике института Механобр, обозначения, выражающиеся в процентах:

α — содержание металла в сырых продуктах;

β — содержание металла в обогащенных продуктах;

ϵ — извлечение

γ — выход продуктов обогащения;

λ — содержание металла в отдельных фракциях.

Результаты химического анализа и распределение металла в зависимости от крупности дробленого материала приводятся в табл. 5.

В распределении железа по классам крупности кварцитов наблюдается следующая закономерность, обусловленная физическими и минералогическими свойствами отдельных разновидностей этой породы.

1. Нетипичные кварциты (пробы 1, 2, 3 и 10) и полосчатая разность типичных невыщелоченных кварцитов (проба 4), как имеющие значительную мощность трудно измельчаемых кварцитовых слоев, с роговиковой структурой, при дроблении получают обеднение металлом крупных классов и обогащение мелочи 2—0 мм в целом. При этом чем проба беднее железом, тем эта разница выражена резче.

По содержанию железа эти пробы относятся к более бедным.

2. Для более богатых выщелоченных типичных кварцитов наблюдается обратная зависимость обогащения железом крупных классов и разубоживание мелочи; разница находится в прямой зависимости от содержания железа в сырых кварцитах. Объясняется отмеченная только что зависимость в содержании железа по отдельным классам крупности породы тем, что в типичной разнородности выщелоченных кварцитов не рудные прослойки состоят из хрупкого зернистого кварца и измельчаются при дроблении сильнее окремненных агрегатов рудных зерен в рудных прослойках.

Обогащение обеих групп кварцитов, на основании сказанного, приходится вести по разному принципу.

Таблица 5.

№ пробы	12—9 мм			9—6 мм			6—4 мм			4—3 мм			3—2 мм			2—0 мм			Сырая руда		
	γ	λ	ε	γ	λ	ε	γ	λ	ε	γ	λ	ε	γ	λ	ε	γ	λ	ε	γ	λ	ε
1	—	—	—	34,6	27,37	39,44	20,7	27,92	18,03	9,8	29,58	8,98	6,4	30,82	4,51	28,6	31,47	29,04	100,0	29,06	100,1
2	—	—	—	—	—	—	32,5	24,40	28,63	16,3	25,48	14,99	11,5	25,95	10,74	39,7	29,62	45,84	100,0	26,82	100,0
3	25,0	30,48	20,55	17,9	34,30	16,56	10,7	37,47	10,31	6,1	40,82	6,71	5,5	42,96	6,28	34,8	41,66	39,09	100,0	37,09	100,0
4	—	—	—	—	—	—	24,1	31,16	21,84	15,1	31,85	13,99	11,1	34,23	11,05	49,6	36,83	53,12	100,0	34,89	100,0
5	—	—	—	—	—	—	25,2	42,14	25,05	14,3	44,45	14,98	9,2	40,97	8,89	31,3	42,24	51,08	100,0	42,40	100,0
7	—	—	—	—	—	—	20,3	50,34	21,53	13,4	52,39	14,79	8,5	54,94	9,84	57,8	44,20	58,84	100,0	47,46	100,0
8	—	—	—	—	—	—	24,0	53,62	26,62	13,1	52,68	14,27	7,9	51,28	8,28	55,1	44,59	50,83	100,0	48,34	100,0
9	—	—	—	—	—	—	26,8	34,89	25,17	16,0	37,35	16,10	11,8	37,43	11,90	45,4	38,32	46,83	100,0	37,15	100,0
10	—	—	—	—	—	—	—	—	—	14,6	27,07	23,58	23,0	27,80	22,63	52,4	29,00	53,79	100,0	28,24	100,0
11	—	—	—	—	—	—	31,7	39,62	31,16	15,3	40,59	15,40	12,0	40,39	12,01	41,0	43,75	41,43	100,0	40,31	100,0

1 Механический и химический анализ производится с материалом для количественных проб.

3. В классе 2—0 мм измельчение кварцитов в большинстве случаев происходит ниже предела мощности рудных и кварцитовых прослоев, и распределение железа в нем уже относительно соответствует вкрапленности и содержанию в породе гематитовых зерен. При этом чем проба богаче металлом, тем совершеннее происходит это распределение.

Распределение железа по отдельным классам крупности железистых кварцитов в классе 2—0 мм по данным химического анализа дано в табл. 6.

Таблица 6.

Число меш по Тиллеру	Выщелоченные кварциты						Невыщелоченные кварциты					
	типичные			нетипичные			типичные			нетипичные		
	γ	β	ε	γ	β	ε	γ	β	ε	γ	β	ε
+8—0	100,0	48,34	100,0	100,0	38,78	100,0	100,0	39,86	100,0	100,0	32,19	100,0
+14	1,12	58,66	1,37	9,98	32,97	11,04	11,61	40,24	11,72	11,28	34,04	11,93
+35	34,72	52,7	37,40	31,57	44,95	36,59	31,01	42,50	33,07	32,54	33,65	34,01
+65	24,68	55,72	28,44	12,61	47,82	15,55	12,07	46,22	14,00	12,04	32,89	12,30
+100	7,91	49,59	8,11	5,14	47,27	6,27	4,72	49,96	5,79	7,54	34,61	8,11
+150	6,40	46,83	6,21	5,09	49,51	6,50	5,17	47,19	6,12	5,94	35,89	6,62
—150	25,17	35,48	18,47	35,63	26,19	24,05	35,42	32,97	29,30	30,66	28,38	27,03

Из приведенных цифр можно видеть:

а) Большая половина рудных зерен имеет в железистых кварцитах крупность $>0,2$ мм, а основная масса (75%) $>0,1$ мм. На этом основании при опытном обогащении промежуточные продукты концентрации дробились, принимая во внимание хрупкость кварцитов, до 0,5 мм, а вообще нижний предел измельчения был установлен в 0,15 мм, который и является очевидно экономически предельным для такой бедной железной руды, какой являются криворожские железистые кварциты.

Относительно высокое содержание железа в шламовом материале отчасти объясняется переизмельчением хрупких рудных зерен при взрывных работах и перевозках (от перетирания), отчасти же получается при дроблении. Отмечается, свойственное рудной вкрапленности железистых кварцитов, резкое обеднение металлом тонкой пыли. Выделение шламов как показал опыт, для всех проб кварцитов ведет к обогащению зернистого продукта.

б) Количество тонкой мелочи ($<0,15$ мм) в классе 2—0 мм, очень высокое ($>25\%$), что лишний раз подтверждает склонность железистых кварцитов к пылеобразованию и предопределяет возможный выход шламов при их обогащении.

Мокрый процесс.

Испытание обогатимости железных кварцитов мокрым процессом имело двойное назначение: 1) выяснение технических возможностей этого процесса и 2) определение необходимых условий для построения рациональной схемы мокрого обогащения.

Классическая схема.

Обогащение железистых кварцитов по классической схеме — отсадкой и концентрацией с предварительной классификацией их составляло основ-

ную часть работы по испытанию кварцитов мокрым процессом. Для проб¹ 1—5, 7—10 и 12 были проделаны как качественные, так и количественные опыты, часть которых дублировалась.

На основании качественных опытов были составлены, помещенные ниже, типовые схемы для обработки количественных проб по классическому методу, с соблюдением указанных ранее кондиций в отношении содержания железа в концентратах и хвостах и нижнего предела дробления (рис. 1, 2 и 3).

Необходимо отметить, что при проведении опытного обогащения для отдельных проб допускались изменения схем, зависевшие от индивидуальных качеств обрабатывавшихся кварцитов. Конечные результаты обогащения количественных проб железистых кварцитов приведены в табл. 7.

В табл. 7 результаты обработки проб² расположены в нисходящем порядке содержания железа в сырых кварцитах.

В графе SiO_2 для концентратов дается содержание нерастворимого остатка.

Промежуточные продукты приводятся в том случае, когда они получены в результате обработки материала $< 0,15$ мм.

Тоннаж каждой из обработанных проб $\sim 1,5$ т.

Опыты по испытанию количественных проб доказывают техническую возможность применения для обогащения кварцитов отсадки. Концентраты отсадки богатых разновидностей отвечают требованиям металлургических заводов, хотя, за исключением пробы 8, по содержанию железа они ниже соответствующих продуктов концентрации. Хвосты отсадки бедных железистых роговиков во всех пробах чище отбросов концентрации.

Для промежуточных разностей кварцитов получается несколько пониженное качество конечных продуктов отсадки по сравнению с продуктами концентрации.

Выход конечных продуктов в процессе отсадки колеблется от 15 до 30 и 45%, соответственно для бедных, богатых и промежуточных разностей кварцитов.

Вполне удовлетворительные результаты при обогащении по этой схеме получаются с исходным содержанием железа выше 30%. Менее богатые кварциты имеют едва ли практически приемлемое для железных руд извлечение металла.

Если принять для обогащения за характерные по содержанию железа, физическим и петрографическим свойствам кварциты проб 3, 4 и 9, то результаты обработки их отсадкой и концентрацией можно считать как средние (в %).

Содержание железа в исходном продукте	~ 35
Выход концентрата	~ 50
Содержание железа в концентрате	58 — 60
Извлечение железа в концентрате	~ 80
Потери железа в хвостах и шламах	~ 20

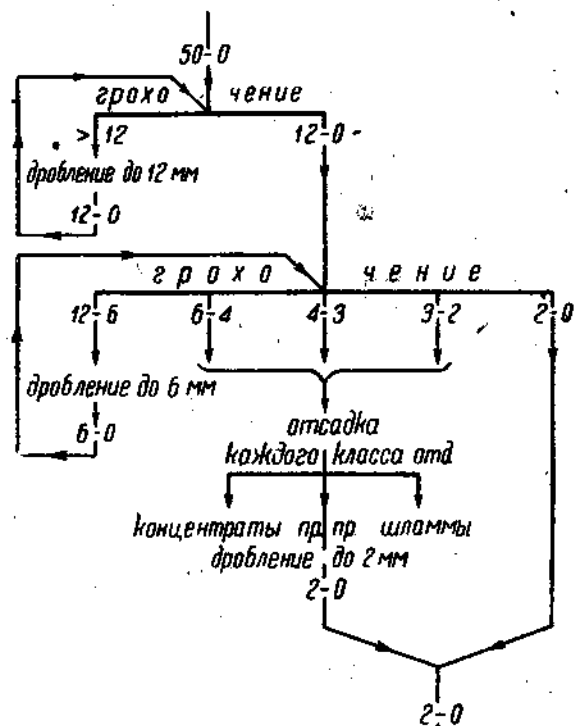
Комбинированная схема.

Результаты испытания обогатимости железистых кварцитов по комбинированной схеме мокрого процесса указывают на меньшую рентабельность применения данной схемы для обогащения кварцитов, так как конеч-

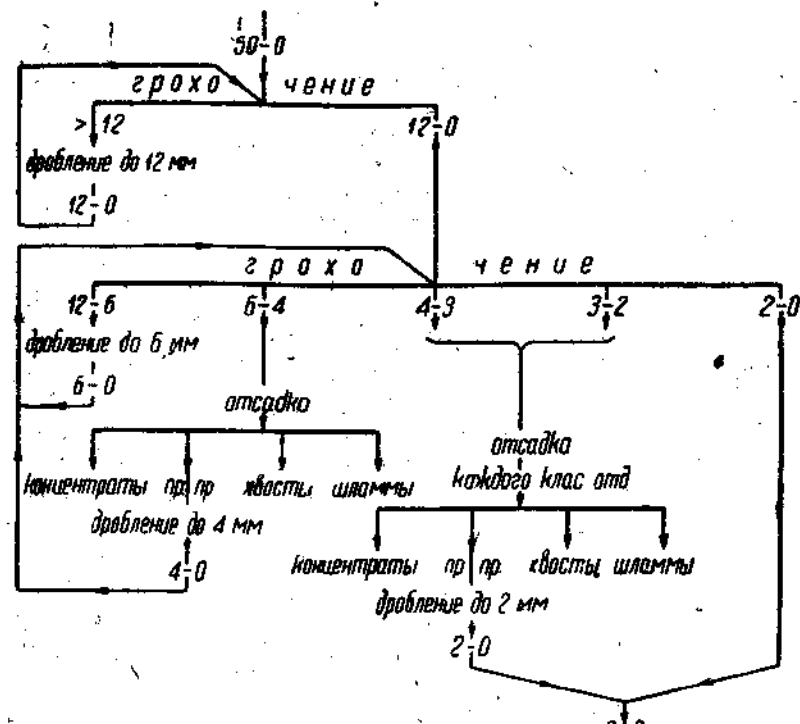
¹ Кварциты проб 6, 13 обрабатываться по классической схеме не могли, так как их минералогическо-петрографические и физические свойства отличны от всех прочих проб. Результаты испытаний приведены в табл. 8.

Таблица 7.

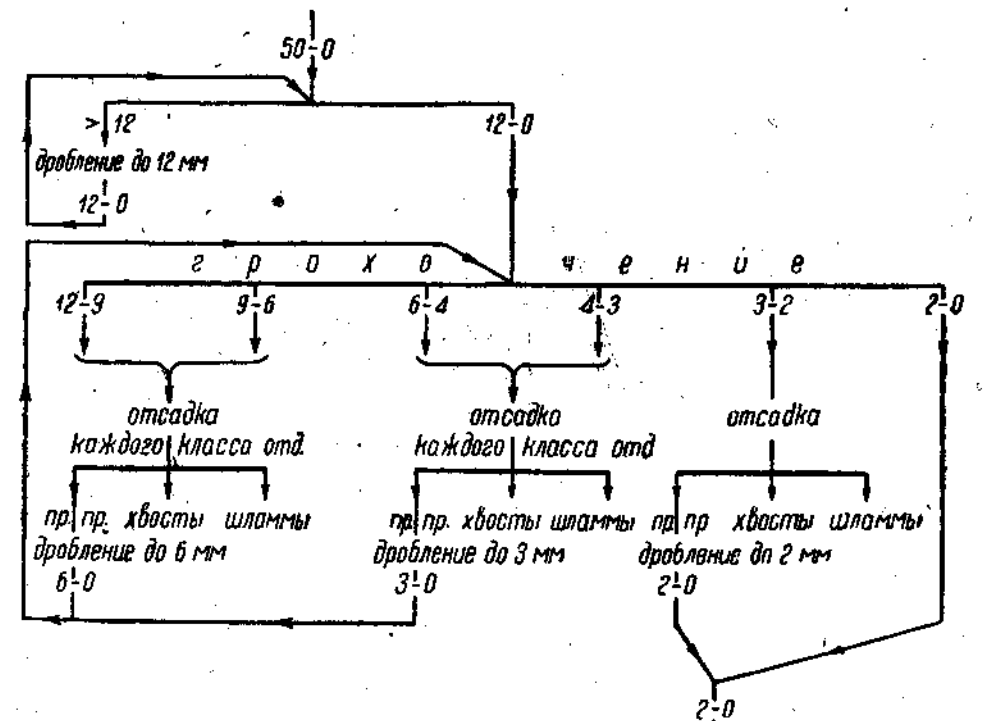
Наименование продуктов и №№ проб	Выход в %		Содержание		Извлеч. жел. в %	
	общий	от данного класса	железа в %	SiO ₂ в %	общее	от данного класса
Проба № 8	100,0	100,0	48,34	28,8	100,0	100,0
Концентрат	69,2	69,2	61,80	10,13	88,3	88,3
Хвосты	15,8	15,8	10,00	—	3,3	3,3
Шламы	15,0	15,0	27,01	—	8,4	8,4
В том числе:						
Отсадка	45,1	100,0	52,60	—	49,15	100,0
Концентрат	25,5	56,6	62,06	10,13	32,75	66,7
Пром. пр.	15,4	34,0	44,22	—	14,10	28,6
Шламы	4,2	9,4	26,24	—	2,30	4,7
Концентрация	70,3	100,0	42,90	—	64,95	100,0
Концентрат	43,7	62,2	61,50	10,13	55,7	85,8
Хвосты	15,8	22,5	10,00	—	3,25	5,0
Шламы	10,8	15,3	27,30	—	6,0	9,2
Проба № 7	100,0	100,0	47,46	30,10	100,0	100,0
Концентрат	69,70	69,70	59,96	14,30	88,10	88,10
Хвосты	17,99	17,99	12,07	—	4,55	4,55
Шламы	12,31	12,31	28,30	—	7,35	7,35
В том числе:						
Отсадка	45,9	100,0	50,02	—	48,50	100,0
Концентрат	27,8	60,5	56,50	18,60	33,20	68,4
Пром. пр.	14,6	31,8	42,90	—	13,20	27,8
Шламы	3,5	7,7	28,30	—	2,10	4,3
Концентрация	68,7	100,0	44,70	—	64,70	100,0
Концентрат	41,90	61,0	62,10	10,20	54,90	84,80
Хвосты	17,99	26,2	12,07	—	4,55	17,05
Шламы	8,81	12,8	28,30	—	5,25	8,15
Проба № 5	100,0	100,0	42,40	36,42	100,00	100,0
Концентрат	64,8	64,8	56,57	18,60	86,46	86,46
Хвосты	21,5	21,5	10,64	—	5,40	5,40
Шламы	13,7	13,7	25,20	—	8,14	8,14
В том числе:						
Отсадка	57,3	100,0	42,60	—	57,19	100,0
Концентрат	25,5	44,8	54,31	18,46	32,68	57,2
Пром. пр.	25,3	45,0	35,71	—	21,32	37,2
Хвосты	2,0	2,8	11,72	—	0,55	1,0
Шламы	4,5	7,4	24,80	—	2,64	4,8
Концентрация	68,0	100,0	39,92	—	64,13	100,0
Концентрат	39,3	57,8	58,00	15,11	53,73	83,9
Хвосты	19,5	28,7	10,53	—	4,85	7,6
Шламы	9,2	13,5	25,35	—	5,50	8,6
Проба № 12	100,0	100,0	40,31	39,06	100,00	100,0
Концентрат	57,3	57,8	57,56	16,71	81,93	81,93
Хвосты	29,3	29,3	16,81	—	12,27	12,27
Шламы	13,4	13,4	17,45	—	5,80	5,80
В том числе:						
Отсадка	46,7	100,0	40,0	—	46,82	100,0
Концентрат	21,2	45,3	56,41	18,75	29,72	63,5
Пром. прод.	5,3	34,1	13,00	—	12,55	26,8
Хвосты	5,3	11,4	18,19	—	2,38	5,1
Шламы	4,3	9,2	17,45	—	5,80	4,6
Концентрация	69,2	100,0	37,72	—	65,73	100,0



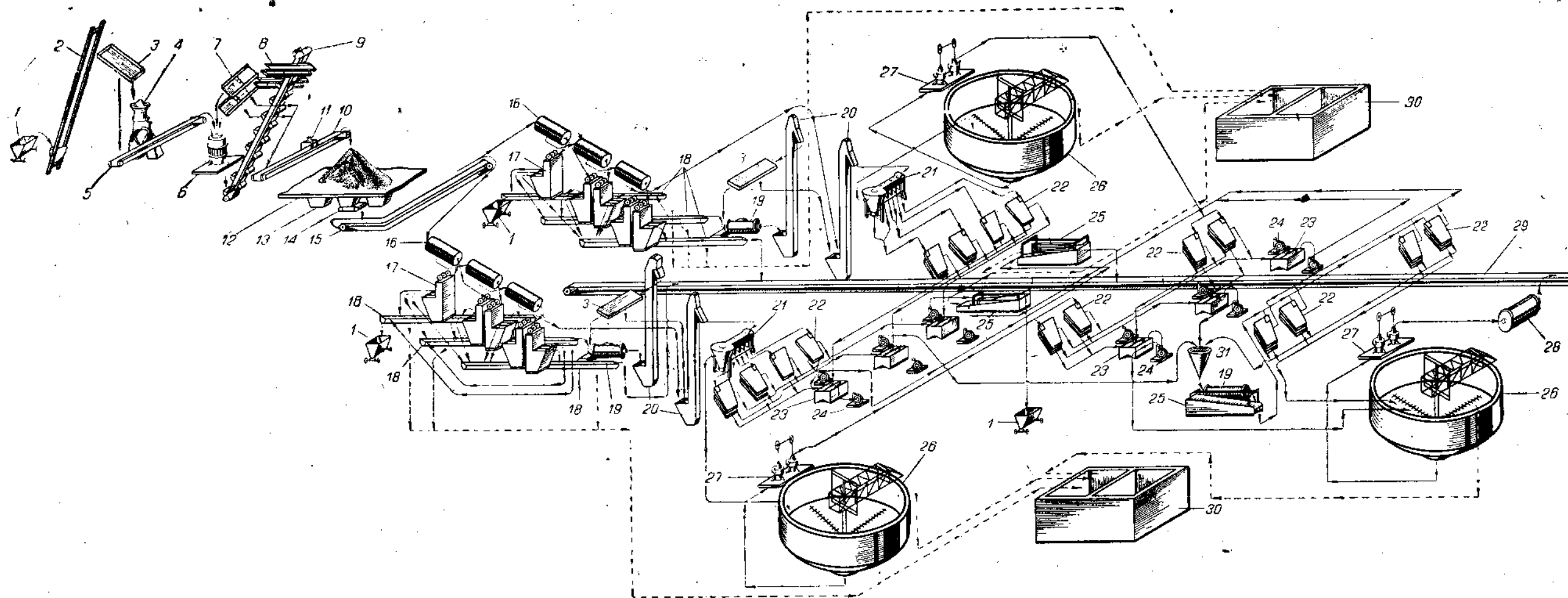
Фиг. 1. Типовая схема опытного обогащения типичных железистых кварцитов.



Фиг. 2. Типовая схема опытного обогащения бедных типичных и богатых выщелоченных нетипичных железистых кварцитов.



Фиг. 3. Типовая схема опытного обогащения нетипичных железистых кварцитов.



Фиг. 4. Кривой Рог. Схема цепи аппаратов опытной обогатительной фабрики в Криворожском бассейне.

1 — Вагонетка; 2 — скип; 3 — колосниковый грохот; 4 — дробилка Мак-кели № 16; 5 — наклонный ленточный элеватор; 6 — дробилка Сеймса; 7 — грохот; 8 — качающийся конвейер; 9 — ковшевой элеватор; 10 — наклонный ленточный элеватор; 11 — автоматический взвешиватель мерик; 12 — куча руды; 13 — бункер; 14 — питатель; 15 — наклонный ленточный элеватор; 16 — валковый грохот; 17 — отсадочная машина; 18 — закрытый горизонтальный скребковый элеватор; 19 — шаровая мельница Марси; 20 — вертикальный закрытый элеватор; 21 — классификаторы Форенвальда; 22 — столы Плато; 23 — зумпфы; 24 — центробежный насос Вильфлэн; 25 — классификатор Дорра; 26 — сгуститель Дорра; 27 — диафрагмовый насос Дуплекс; 28 — фильтр; 29 — горизонтальный ленточный элеватор; 30 — отстойники; 31 — сгуститель конус.

Наименование продуктов и №№ проб	Выход в %		Содержание		Извлеч. жел. в %	
	общий	от данного класса	железа в %	SiO ₂ в %	общее	от данного класса
Концентрат	36,1	52,15	58,20	15,51	52,21	79,5
Хвосты	24,0	34,70	16,50	—	9,89	15,5
Шламы	9,1	13,15	17,45	—	3,63	5,5
Проба 9	100,0	100,0	37,15	43,59	100,00	100,0
Концентрат	55,7	55,7	56,06	17,32	84,40	84,4
Хвосты	32,0	32,0	10,97	—	9,50	9,5
Шламы	12,3	12,3	18,56	—	6,10	6,1
В том числе:						
Отсадка	56,9	100,0	36,10	—	54,40	100,0
Концентрат	—	—	—	—	—	—
Пром. прод.	45,8	75,2	44,30	—	51,00	92,0
Хвосты	11,5	20,2	9,80	—	3,10	5,6
Шламы	2,6	4,6	18,56	—	1,30	2,4
Концентрация	85,9	100,0	40,50	—	95,60	100,0
Концентрат	55,7	64,9	56,06	17,32	84,40	88,2
Хвосты	20,5	24,9	11,57	—	6,40	6,7
Шламы	9,7	11,2	18,56	—	4,80	5,1
Проба 3	100,0	100,0	37,09	44,72	100,00	100,00
Концентрат	53,4	53,4	57,10	17,62	82,17	82,17
Хвосты	37,5	37,5	12,46	—	12,60	12,60
Шламы	9,1	9,1	21,36	—	5,23	5,23
В том числе:						
Отсадка	47,8	100,0	32,72	—	42,37	100,0
Концентрат	20,1	42,5	56,01	18,15	30,40	71,6
Пром. прод.	3,1	6,4	37,59	—	3,15	7,5
Хвосты	19,1	40,5	11,06	—	6,00	14,2
Шламы	5,0	10,5	21,00	—	2,82	6,7
Концентрация	55,8	100,0	40,45	—	60,78	100,0
Концентрат	33,3	59,6	57,55	16,95	51,77	85,1
Хвосты	16,0	28,7	10,80	—	4,78	7,9
Шламы	4,1	7,4	21,80	—	2,41	4,0
Проба 4	100,0	100,0	34,39	47,87	100,00	100,0
Концентрат	46,2	46,2	57,85	15,66	77,80	77,8
Хвосты	41,0	41,0	12,78	—	15,20	15,2
Шламы	12,8	12,8	18,81	—	7,00	7,0
В том числе:						
Отсадка	46,8	100,0	33,45	—	46,85	100,0
Концентрат	15,9	34,0	56,65	17,93	26,30	56,1
Пром. прод.	8,7	18,6	35,60	—	10,35	22,1
Хвосты	17,6	37,6	15,37	—	7,90	16,7
Шламы	4,6	9,8	17,92	—	2,40	5,1
Концентрация	61,9	100,0	35,30	—	63,50	100,0
Концентрат	30,3	48,9	58,30	—	51,50	8,1
Хвосты	23,4	37,8	10,85	—	7,40	11,7
Шламы	8,2	13,3	19,30	—	4,60	7,2
Проба 1	100,0	100,0	29,06	—	100,00	100,00
Концентрат	30,53	30,53	59,50	14,02	62,38	62,38
Хвосты	54,44	54,44	12,85	—	24,40	24,40
Шламы	15,03	15,03	25,60	—	13,22	13,22
В том числе:						
Отсадка	58,83	100,0	26,40	—	51,60	100,0
Пром. прод.	26,70	47,0	39,80	—	36,50	70,7
Хвосты	25,83	45,5	13,73	—	12,22	23,7

Наименование продуктов и №№ проб	Выход в %		Содержание		Извлеч. жел. в %	
	общий	от данного класса	железа в %	SiO ₂ в %	общее	от данного класса
Шламы	4,30	7,5	19,70	—	2,887	5,6
Концентрация	69,87	100,0	35,30	—	84,00	100,0
Концентрат	30,53	43,7	59,50	14,02	62,38	73,5
Хвосты	28,61	41,0	12,40	—	12,18	14,3
Шламы	10,73	15,3	28,05	—	10,34	12,2
Проба 10	100,0	100,0	28,24	52,92	100,00	100,00
Концентрат	24,96	24,96	60,00	12,02	53,32	53,32
Хвосты	58,41	58,41	15,80	—	32,41	32,41
Шламы	16,63	16,63	24,20	—	14,27	14,27
В том числе:						
Отсадка	47,0	100,0	27,40	—	55,50	100,00
Пром. прод.	27,0	57,5	36,30	—	34,60	76,30
Хвосты	15,1	32,2	13,95	—	7,46	16,40
Шламы	4,9	—	20,01	—	3,44	7,30
Концентрация	80,0	100,00	31,42	—	89,10	100,00
Концентрат	24,96	31,01	60,00	12,02	53,22	59,25
Хвосты	43,31	54,23	16,50	—	24,95	28,45
Шламы	11,73	14,76	26,25	—	10,83	12,30
Проба 2	100,0	100,0	26,82	53,90	100,00	100,00
Концентрат	19,0	19,0	59,41	12,26	42,20	44,80
Пром. прод.	8,1	8,1	49,99	25,60	15,05	15,05
Хвосты	63,4	63,4	14,13	—	33,40	33,40
Шламы	9,5	9,5	26,30	—	9,35	9,35
В том числе:						
Отсадка	50,3	100,0	24,97	—	46,45	100,0
Пром. прод.	35,0	69,6	29,14	—	40,70	86,9
Хвосты	14,5	28,8	9,55	—	5,15	11,8
Шламы	0,8	1,6	20,00	—	0,60	1,3
Концентрация	84,7	100,0	29,98	—	94,25	100,0
Концентрат	19,0	22,4	59,41	12,26	42,20	44,8
Пром. прод.	8,1	9,6	49,99	25,60	15,05	16,0
Хвосты	48,9	57,7	15,45	—	28,25	29,9
Шламы	8,7	10,3	26,97	—	8,75	9,3

ные результаты получаются с пониженным содержанием железа в концентратах и высоким процентом металла в хвостах, по сравнению с результатами обработки кварцитов по классической схеме, поэтому метод обогащения рекомендовать не приходится.

Концентрация с предварительной гидравлической классификацией.

По данной схеме производились опыты обогащения кварцитов проб 13 и 6. Материал пробы 13—это богатые выщелоченные типичные глиноземистые кварциты бывшего Сакаганского рудника. Проба 6 (шелестуха)—этот материал представляет смесь рыхлых, сыпучих типичных кварцитов и бедной кремнистой руды из всячего бока рудной залежи, 2-го Сакаганского пласта на Артемовском руднике.

Конечные результаты обогащения кварцитов проб 13 и 6 приведены в табл. 8.

Таблица 8.

Наименование продуктов и №№ проб	Класс мм	γ %	β_{Fe} %	ϵ_{Fe} %
Проба 13	1—0	190,00	45,60	100,00
Концентрат		55,81	60,70	74,44
Пром. продукт		2,39	49,75	2,45
Хвосты		32,47	23,00	16,37
Шламы		9,33	33,00	6,74
Проба 13	2—0	100,00	—	100,00
Концентрат		52,72	59,75	68,28
Пром. продукт		27,74	37,20	22,34
Хвосты		12,92	18,53	1,18
Шламы		6,62	29,35	4,20
Проба 13	3—0	100,00	46,68	100,0
Концентрат		57,60	59,00	72,9
Пром. продукт		18,00	38,50	14,8
Хвосты		16,65	20,00	7,1
Шламы		7,75	31,25	5,2
Проба 6	2—0	100,0	58,34	100,0
Концентрат		83,8	65,92	94,8
Хвосты		9,4	7,87	1,2
Шламы		6,8	35,38	4,0

Минералогический анализ промежуточных продуктов концентрации кварцитов пробы 13 показывает, что состоят они главным образом из кварца, усеянного мелкими кристаллами гематита, порядка 0,3—0,15 мм, и следовательно при тонком измельчении рудный минерал может быть выделен из них концентрацией на шламовых столах.

При сравнении результатов обогащения кварцитов разной крупности пробы 13 видно, что степень концентрации падает с увеличением крупности исходного материала.

„Шелестуха“ пробы 6 в виду высокого содержания железа обогащению фактически не подлежала и испытывалась с целью изучения отношения к механической обработке кремнистых руд. Весьма сильная выщелоченность материала, рыхлое до сыпучести сложение его позволяют, несмотря на тонкую вкрапленность кремнезема, при сравнительно крупном измельчении (2 мм) достигать высокой степени концентрации и извлечения железа.

Примененная для обогащения шламов пробы 13 концентрация на столах Ваннера дала следующие результаты:

Таблица 9.

Наименование продуктов	γ	β	ϵ
Концентрат	18,8	59,08	33,0
Хвосты	43,9	23,25	30,3
Шламы	37,3	33,10	36,7
	100,0	33,65	100,0

Высокое содержание железа в хвостах и шламах концентрации на столах Ваннера, в связи с низким извлечением металла в готовом продукте и небольшой производительности стола, делают этот прием обогащения кварцитов малорентабельным.

Концентрация без классификации.

Концентрацией без предварительной классификации обогащались, как и по предыдущей схеме, кварциты пробы 13, крупностью 3—0, 2—0 мм и 0,5—0 мм. Результаты опытов получены следующие (табл. 10).

Таблица 10.

Наименование продуктов	Класс мм	γ	β	ε
Проба 13	3—0	100,0	46,85	100,0
Концентрат		65,17	59,20	82,45
Пром. продукт		4,20	42,90	3,85
Хвосты		21,21	17,00	7,71
Шламы		9,42	30,70	5,99
Проба 13	3—0	100,0	46,85	100,00
Концентрат		69,17	58,15	86,30
Хвосты		21,21	17,00	7,71
Шламы		9,42	30,70	5,99
Проба 13	2—0	100,0	34,63	100,0
Концентрат		43,1	60,50	75,3
Хвосты		48,3	13,50	18,7
Шламы		8,6	24,18	6,0
Проба 13	0,5—20	100,0	45,68	100,0
Концентрат		58,72	62,10	79,97
Пром. продукт		11,82	29,82	7,47
Хвосты		23,62	18,28	9,47
Шламы		5,84	31,45	4,02

Примечание Кварциты класса 2—0 мм — часть сырого расклассифицированного материала пробы 13, крупностью 12—0 мм.

Сравнивая цифры табл. 8 и 9, можно видеть, что выхода, содержание и извлечение металла в готовых продуктах обогащения неклассифицированных кварцитов выше таковых же, полученных при обработке с предварительной гидравлической классификацией. Последнее требует однако пояснений, изложенных ниже.

Самый процесс концентрации неклассифицированной смеси кварцитов происходит весьма несовершенно. При обработке материала крупностью 3—0 мм необходимость получения кондиционных продуктов вынудило в процессе работы ввести в схему гидравлическую классификацию промежуточных продуктов, не считая примененных при этом многократных перечисток конечных продуктов. Даже при опыте с исходным материалом крупностью 0,5—0 мм явилась потребность в перечистке отдельных фракций первого приема концентраций, что в промышленном осуществлении безусловно будет усложнять схему и работу фабрики. Таким образом опыты по последней схеме, несмотря на благоприятные показатели, указывают на технические преимущества применения к обогащению железистых кварцитов концентрации с гидравлической классификацией.

Резюмируя все вышесказанное, приходим к следующим выводам о технических возможностях мокрого процесса при обогащении криво-рожских железистых кварцитов.

1. Отсадка типичных и богатых выщелоченных нетипичных кварцитов создает определенные технические преимущества для этой схемы обогащения кварцитов.

Применение отсадки к бедным железистым роговикам, в виду незначительного выхода пустой породы (15%), практического интереса не заслуживает.

В техническом отношении процесс отсадки кварцитов, способных при дроблении давать пластинчатый материал, имеет ряд отмеченных ранее недостатков и потребует в случае применения этого метода обогащения установки машин специальных конструкций.

2. Обогащение кварцитов концентрацией происходит более, совершенно, чем отсадкой, но почти с одинаковым извлечением металла в концентратах, вследствие больших потерь железа в шламмах в первом случае. Степень концентрации и обогащения при концентрации выше, чем при отсадке.

3. Концентрация кварцитов без предварительной гидравлической классификации, дает кондиционные конечные результаты, но в процессуальном отношении вызывает затруднения, почему и может встретить препятствия для своего промышленного применения.

4. Как при обработке по классической схеме (с отсадкой), так и при обогащении кварцитов только концентрацией, для средних по химическому составу и физическим свойствам разностей их, можно ожидать следующих результатов (в %):

Выход концентрата	~ 50
Содержание железа в концентратах	58 — 60
Извлечение	~ 80
Потери в хвостах и шламмах	~ 20
Содержание железа в исходном продукте	34 — 36

Электромагнитное обогащение без предварительного обжига.

Методы сухого обогащения, в том числе и электромагнитного, имеют в условиях Криворожского бассейна большие преимущества,¹ и поэтому им при испытании было уделено также большое внимание.

Сухое электромагнитное обогащение железистых кварцитов без предварительной классификации на сильномагнитных сепараторах не дало положительных результатов. Объясняется последнее слабой магнитной проницаемостью гематита, и в особенности красной разновидности его, относительно невысокой разностью в удельной магнитной проницаемости слагающих породу минеральных компонентов, тонкой вкрапленностью рудного минерала и значительным содержанием в классе 6—0 мм тонкой пыли, затрудняющей электромагнитное обогащение. Во время сепарации происходило засорение концентратов тонкой кварцевой пылью и сrostками, а отбросов мелкими гематитовыми зернами, при высоком выходе промежуточных продуктов, которые также содержали значительное количество свободных рудных и кварцевых зерен. Поэтому большая часть опытов по электромагнитному обогащению проводилась с классифицированными кварцитами. Скала классификации 6—4, 4—2, 2—0,35, 0,35—0 или 0,2—0 мм.

Результаты магнитной сепарации для наиболее характерных проб 3, 4, 5, 8 и 9 помещены в табл. II.

Как и при мокром процессе, степень концентрации и извлечение металла в готовых продуктах падает с увеличением крупности обогащенных кварцитов. Содержание и потери железа в хвостах имеют обратную зависимость. Исключение составляют шламмы (0,2—0 мм), процесс обогащения которых вообще проходил менее удовлетворительно. Мокрая электромагнитная сепарация улучшает результаты обработки мелочи, хотя на аппарате Ветерилиа сухой способ дает идентичные (проба 5) и еще лучшие (пробы 8 и 9) технические коэффициенты.

¹ Вследствие ограниченных водных ресурсов.

Таблица 11.

К р у п н о с т ь и №№ проб	6—4 мм			4—2 мм			2—0,2 мм			0,2—0 мм					
										Мокрая сепарация			Сухая сепарация		
	γ	β	ε	γ	β	ε	γ	β	ε	γ	β	ε	γ	β	ε
П р о б а 3	100,0	34,03	100,0	100,0	34,79	100,0	100,0	40,20	100,0	100,0	41,00	100,0	41,00	100,0	
Концентрат	40,2	50,40	59,5	—	—	—	52,8	57,53	75,0	29,6	61,06	40,0	7,8	55,08	
Пром. продукт	18,9	42,19	21,0	56,9	49,93	81,72	22,7	35,07	19,8	24,3	32,75	19,4	71,8	44,00	
Хвосты	42,9	15,48	19,5	43,1	14,76	1,3	24,5	7,54	4,6	46,1	36,10	40,6	20,4	24,89	
П р о б а 4	100,0	33,52	100,0	100,0	34,98	100,0	100,0	42,93	100,0	100,0	42,95	100,0	42,95	100,0	
Концентрат	30,1	53,36	48,0	—	—	—	60,7	59,30	83,8	33,5	62,01	47,8	37,1	55,04	
Пром. продукт	35,2	36,90	33,7	55,9	50,56	80,8	21,9	25,06	12,8	29,1	31,51	23,1	30,8	37,53	
Хвосты	34,7	12,87	13,3	44,1	15,20	19,2	17,4	8,45	8,4	37,4	33,70	28,1	32,1	34,17	
П р о б а 5	100,0	42,48	100,0	100,0	44,83	100,0	100,0	47,65	100,0	100,0	43,74	100,0	43,74	100,0	
Концентрат	23,2	51,82	28,3	63,4	53,85	76,1	69,9	53,54	78,5	48,0	59,88	65,7	46,7	60,04	
Пром. продукт	33,1	48,02	37,9	4,5	37,50	20,5	5,7	3,22	5,2	—	—	—	18,5	42,12	
Хвосты	43,7	33,30	34,2	12,1	12,56	3,4	24,4	31,84	16,3	52,0	28,82	34,3	34,8	22,74	
П р о б а 8	100,0	43,34	100,0	100,0	52,18	100,0	100,0	53,65	100,0	100,0	38,60	100,0	38,60	100,0	
Концентрат	37,9	57,74	50,5	68,4	58,96	77,3	65,7	60,60	74,2	25,4	61,86	40,7	41,4	63,28	
Пром. продукт	34,1	52,50	41,3	23,8	44,58	20,3	20,9	44,59	17,4	30,2	27,67	21,6	23,6	25,74	
Хвосты	28,0	12,64	8,2	7,8	16,02	2,4	13,4	38,74	8,4	44,4	32,80	37,7	35,0	18,28	
П р о б а 9	100,0	39,05	100,0	100,0	40,17	100,0	100,0	44,27	100,0	100,0	40,25	100,0	40,25	100,0	
Концентрат	34,5	51,51	45,5	65,6	52,34	85,5	67,2	57,74	87,7	34,9	60,32	52,3	44,1	57,72	
Пром. продукт	19,0	45,12	22,0	11,5	31,36	9,0	18,0	25,60	10,4	28,9	34,03	24,4	24,3	37,53	
Хвосты	46,5	27,33	32,9	22,9	9,73	5,5	14,8	5,80	1,9	36,2	25,90	23,3	31,6	18,13	

Примечание. Сухая сепарация классов 0,2—0 мм в пробах 3 и 4 производилась на аппарате Ульриха, а в пробах 5, 8 и 9 на сепараторе Ветерия.

Таблица 12.

Наименование продуктов	К р у п н о с т ь в м м									
	6—0,2 мм			6—0 мм с мокрой сепарацией класса 0,2—0 мм			6,0 мм с сухой сепарац. класса 0,2— мм			
	γ 6—0	γ 6—0,2	β	ξ 6—0'	ξ 6—0,2	γ 6—0	β	ξ 6—0	γ 6—0	β
Проба 3	74,1	100,0	35,05	71,3	100,0	100,0	37,62	100,0	100,0	37,62
Концентрат	17,8	24,0	60,26	28,5	39,6	33,3	60,65	53,7	21,9	59,01
Пром. продукт	26,7	36,0	41,70	30,6	42,8	12,8	32,75	11,1	37,8	46,10
Хвосты	29,6	40,0	15,54	12,2	17,6	53,9	24,60	35,2	43,3	17,80
Проба 4	63,4	100,0	38,10	61,6	100,0	100,0	39,30	100,0	100,0	39,30
Концентрат	16,7	24,7	57,07	23,0	37,0	37,0	59,40	56,2	39,7	56,00
Пром. продукт	28,3	44,8	44,10	31,7	51,7	19,1	34,41	15,9	20,1	36,53
Хвосты	19,4	30,5	14,05	6,9	11,3	43,9	25,10	17,9	40,2	27,00
Проба 5	58,8	100,0	43,74	58,8	100,0	100,0	43,77	100,0	100,0	43,77
Концентрат	23,7	40,2	55,22	29,8	50,8	56,0	58,20	74,2	55,1	57,70
Пром. продукт	26,3	44,6	42,75	26,3	44,6	—	—	—	12,5	40,40
Хвосты	8,9	15,2	13,03	2,7	4,6	44,0	25,70	25,8	32,4	19,19
Проба 6	62,0	100,0	55,20	69,53	100,0	100,0	48,78	100,0	100,0	48,78
Концентрат	47,1	76,0	61,50	59,3	84,9	59,7	61,60	75,4	67,6	61,80
Пром. продукт	11,5	18,5	39,50	9,3	13,2	14,9	27,67	8,6	11,6	24,80
Хвосты	3,4	5,5	18,29	1,2	1,9	25,4	30,60	16,0	20,8	17,90
Проба 9	59,9	100,0	40,87	59,9	100,0	100,0	40,83	100,0	100,0	40,83
Концентрат	34,5	57,6	53,64	45,3	75,5	51,7	55,90	70,8	56,4	55,10
Пром. продукт	9,3	15,6	38,20	8,7	14,6	14,3	34,03	11,9	11,9	37,30
Хвосты	16,1	26,8	15,09	5,9	9,9	34,0	20,80	17,3	31,7	15,30

Примечание: То же, что к табл. 11.

Для железистых роговиков проб 1, 2 и 10 с содержанием железа $\leq 30\%$ результаты электромагнитного обогащения получены неудовлетворительные и в настоящей записке не приводятся. Технические коэффициенты электромагнитной сепарации кварцитов проб 7 и 12 аналогичны полученным соответственно для кварцитов проб 8 и 5.

• Кондиционные концентраты для большинства разновидностей кварцитов получаются лишь при измельчении материала ниже 2 мм. Последним и предопределяется как схема электромагнитной сепарации железистых кварцитов, так и возможность применения при этом стадийного обогащения.

Результаты количественных испытаний железистых кварцитов проб 3, 4, 5, 8 и 9 электромагнитной сепарацией без предварительного обжига см. табл. 11.

Электромагнитное обогащение железистых кварцитов без восстановительного обжига, за исключением богатых разностей, дает по сравнению с мокрым процессом худшие результаты, но при содержании в исходных продуктах железа $> 40\%$ — в пределах кондиций металлургических заводов и современной техники обогащения. Основным недостатком этого метода обработки кварцитов является трудность сепарации мелочи $< 0,2$ мм. А поэтому, не имея возможности комбинировать электромагнитный и мокрый процессы, применение его в промышленности является рискованным даже в отношении технических результатов.

Электромагнитное обогащение с предварительным обжигом.¹

Электромагнитное обогащение с восстановительным обжигом дает удовлетворительные результаты, однако кроме высокой стоимости этот метод обогащения имеет и другие недостатки, в числе которых: 1) расположение фабрики при металлургическом заводе с целью использования газа (или в противном случае устройства генераторных установок при фабрике); 2) процесс обогащения мало изучен, поэтому исполнение его повлечет технические затруднения.

Воздушное обогащение.

Воздушное обогащение железистых кварцитов большого практического интереса не имеет, тем более что результаты произведенных опытов не удовлетворительны.

Заключение.

По химическому составу и физическим свойствам железистые кварциты Центрального района Криворожского бассейна можно разделить на три группы—две основные и одну промежуточную.

I. Выщелоченные типичные кварциты — джеспилиты. Характеризуются они тонким и правильным сланцевым сложением, с отчетливым разделением рудных и кварцитовых прослоек. Из этой разновидности имеется возможность выделять высококачественные концентраты отсадкой, а конечное разделение промежуточных продуктов производить концентрацией. По содержанию железа эти кварциты относятся к наиболее богатым железом $> 40\%$.

II. Нормальные джеспилиты и железистые роговики, имеющие массивную роговиковую структуру, приходится вести путем постепенного выделения отсадкой пустой породы; получение кондиционных концентратов для этой разности кварцитов возможно только концентрацией.

Содержание железа в кварцитах второй группы $< 34\%$.

III. При обогащении промежуточных разностей кварцитов между нормальными и кремнистыми выделение концентратов и пустой породы возможно производить одновременно, начиная, (за исключением более бедных разностей), с кусков максимальной крупности, равной мощности нерудных слоев (6 мм).

¹ Более поздние испытания кварцитов этим методом смотри ниже. Опыты производились в термической лаборатории инж. А. М. Парфеновым и И. М. Архиповым.

Среднее содержание железа в кварцитах III группы 34 — 40%.

В минералогическом отношении немагнитные разновидности железистых кварцитов характеризуются сравнительно тонкокристаллической вкрапленностью рудного минерала, определяемой для основной массы его (75%) пределами 0,3—0,15 мм. Последними предопределяются нижние пределы тонкого измельчения кварцитов для обогащения, установленные опытным путем, при соблюдении существующих кондиций металлургических заводов на криворожские гематитовые руды, в 0,5 и 0,15 мм.

Для обогащения железистых кварцитов вообще возможно применить четыре метода:

а) мокрый, б) электромагнитный без обжига, в) электромагнитный с восстановительным обжигом и г) воздушный.¹

Технические результаты опытного обогащения основных групп железистых кварцитов мокрым процессом (классическая схема — отсадка и концентрация с гидравлической классификацией).

Таблица 13.

Наименование продукта	I группа				II группа				III группа			
	Вых. в %	Содержание		Извлеч. жел. %	Вых. в %	Содержание		Извлеч. жел. %	Вых. в %	Содержание		Извлечение
		Жел. %	Крем. нез. %			Жел. %	Крем. нез. %			Жел. %	Крем. нез. %	
Конц. . . .	89,2	61,80	10,13	88,3	30,5	59,50	13,02	62,4	53,4	57,10	16,62	82,2
Хвосты . . .	16,8	10,00	—	3,3	54,4	12,85	—	24,4	37,5	12,46	—	12,6
Шламы . . .	15,0	27,01	—	8,4	15,1	25,60	—	13,2	9,1	21,36	—	5,2
Сырые кварциты.	100,0	48,34	28,88	100,0	100,0	29,06	55,38	100,0	100,0	—	—	100,0

Примечание. В графе кремнезем для концентратов дается нерастворимый остаток.

Средние результаты обогащения железистых кварцитов мокрым процессом (как по классической схеме, так и концентрацией в %):

Выход концентрата ~ 57
 Содержание железа в концентрате 58—60
 Извлечение железа в концентрате ~ 80
 Потери железа в отбросах ~ 20
 Содержание железа в кварцитах 34—38.

Мокрый процесс, как показало опытное обогащение, является наиболее надежным в техническом отношении методом обогащения железистых кварцитов. Неблагоприятствуют применению его в Криворожском бассейне ограниченные водные ресурсы района, которые однако при надлежащей организации дела — районировании производства, использовании рудничного водоотлива, обезвоживания готовых продуктов и использовании оборотной струей воды — могут оказаться вполне достаточными для данных целей.

Сухое электромагнитное обогащение без обжига дает вполне кондиционные результаты для богатых выщелоченных и промежуточных разновидностей кварцитов, но менее благоприятные, по сравнению с мокрым процессом, для всех остальных. Объясняется это относительно невысокой разностью в удельной магнитной проницаемости составных частей железистых кварцитов и слишком тонкой кристаллической вкрапленностью рудного

¹ Флотация гематитовых руд, как находящаяся у нас и за границей в стадии экспериментальной разработки и для настоящего времени экономически невыгодная, здесь не рассматривается.

минерала. Широкое применение этого метода обогащения в промышленности может встретить даже технические затруднения.

Таблица 14.

Наименование продуктов	I группа				III группа			
	Выход в %	Содержание		Извлечение жел. %	Выход в %	Содержание		Извлечение жел. %
		Жел. %	SiO ₂ %			Жел. %	SiO ₂ %	
Концентрат	67,6	60,80	10,13	86,2	56,4	55,10	18,60	76,2
Пром. прод.	11,6	24,20	—	5,9	11,9	37,30	—	10,9
Хвосты	20,8	17,90	—	7,9	31,7	15,30	—	11,9
Сырые кварциты . .	100,0	48,78	28,48	100,0	100,0	40,83	38,86	100,0

В настоящее время, как известно, на месторождении строится опытная обогатительная фабрика, состоящая из 2 секций—мокрое обогащение и обжиг-магнитное.

Промышленное строительство обогатительных фабрик в Криворожском районе необходимо рассчитывать в первую очередь на отвалы богатых и промежуточных разностей железистых кварцитов, запасы которых на основании вышеприведенных данных Геолого-разведочного бюро ЮРТа, можно считать ~ 20 млн. ¹ Ожидаемый выход концентрата с содержанием железа 60% ~ 10 млн. т. Принимая нормальный срок существования обогатительных фабрик 12 лет, ежегодная производительность концентрата в районе будет ~ 800 000 т.

При существующем положении водного хозяйства в Криворожье будущее строительство обогатительных фабрик очевидно придется районировать. Предполагаемые места постройки фабрик—Пролетарский и Артемовский рудники, рудник К. Либкнехта и Ленинское рудоуправление. Разрешение вопроса с обогащением кварцитов из отвалов рудников Октябрьского, Новороссийского и Дубовой Балки требует дополнительных испытаний, а возможно и проведения опробования их. Вообще же возможность обогащения бедных кварцитов из отвалов будет очевидно зависеть не только от экономики механической обработки их, но и от общего состояния рудного баланса юга СССР на ближайшее десятилетие.

Говорить о специальной добыче кварцитов для обогащения из коренных месторождений, до получения результатов от опытной промышленной установки, преждевременно.

Г. И. Канторович.

Определение кусковатости руды ²

Осенью 1930 г. бригадой Механобра на рудниках ЮРТа по заданию и программе, утвержденной объединением „Сталь“, были проведены опыты по исследованию крупности руд, добываемых на рудниках Кривого Рога.

Согласно программы требовалось:

¹ Последняя цифра требует проверки обмером и опробованием отвалов.

² По работам инж. Г. И. Канторовича и И. Г. Чернышева.

1) определение характеристики крупности руды, добываемой текущими горными работами из отдельных участков рудных пластов,

2) изучить руды в отношении дробления, со вспомогательным грохочением и без него,

3) определить эффективность грохочения в зависимости от влажности.

Опыты были произведены с рудой следующих рудников:

1) Им. Карла Либкнехта. 5) Александровский.

2) Сталинский (Дубовая балка). 6) Божедаровский.

3) Октябрьский. 7) Ленинский.

4) Им. Кагановича (Сухая балка). 8) Харинский.

Опыты определения эффективности грохочения производились на испытательной станции института Механообр в Ленинграде с рудой Александровского, Ленинского рудников и шахты Глиеватки № 1 Сталинского рудника.

Отобрание проб для исследования.

Как известно, добываемую на некоторых рудниках руду выдают на поверхность отдельно по сортам, причем число сортов находится в зависимости от содержания железа, характера крупности и цвета руды. Не вдаваясь в подробности правильности маркировки и не имея возможности получить точных данных о запасах руды отдельных сортов (марок), (экспорт, I, II, III сорт и железняк), не представлялось возможным составить среднюю пробу, поэтому каждый сорт руды был обработан отдельно.

Пробы руды, как правило, набирались в течение одной смены, в количестве от 100 до 400 вагонеток, затем путем сокращения, в зависимости от кусковатости всех выданных в пробу вагонеток с рудой данного сорта, количество их уменьшалось до 15—25 вагонеток.

Количество вагонеток из отдельных забоев данного сорта руды бралось пропорционально их производительности.

Места взятия проб.

Рудник им. К. Либкнехта. По данному руднику взято и обработано 8 проб руды. Проба 1. Карьер № 2. Открытые работы. Руда I-го сорта.

Проба 2. Карьер № 2. Подземные работы. Руда I-го сорта.

Проба 3. Центральная шахта. Средняя проба по всей шахте.

Проба 4. Центральная шахта. Руда из целиков 2,3 27-го горизонта. Руда II-го сорта. Система разработки—„рассбритнинг“.

Проба 5. Центральная шахта. Взята из магазинов 55-го горизонта. Система разработок—„магазинная“.

Проба 6. Северная шахта. Руда из целиков 12 и 16 47-го горизонта (люк „общий“) и из целиков 20 и 21 55-го горизонта (люк 16). Система выемки целиков—„рассбритнинг“.

Проба 7. Северная шахта. Руда из магазинов 6 и 8. Получена из 7-го люка 86-го горизонта. Система разработок—„магазинная“.

Проба 8. Северная шахта. Смесь руды из всех выработок шахты (средняя проба).

Сталинский рудник (Дубовая Балка). По Сталинскому руднику взяты 3 пробы руды: проба 9 взята из шахты Глиеватки № 1 (3-я сев. камера), система разработки—„рассбритнинг“. Руда III-го сорта. Проба 10 взята из шахты Большевик (основная залежь, горизонт № 17, смесь руды из междуканальных целиков и основных выработок), системы разработок—„рассбритнинг“. Руда I-го сорта. Проба 11 взята из шахты Большевик

¹ Rassbrytning.

(параллельная залежь, из междуканнерных целиков горизонта № 17). Руда II-го сорта. Системы выемки целиков—„рассбритнинг“.

Октябрьский рудник. По Октябрьскому руднику взято и обработано 8 проб руды.

Первые четыре пробы (с 12 по 15) взяты со всех действующих горизонтов и забоев карьера 1 основной и параллельной залежи 2-го Саксаганского пласта центрального участка с подъемников 2 и 8.

Проба 12. Сорт руды, согласно указания местных работников, экспорт.

Проба 13. Сорт I.

Проба 14. Сорт II.

Проба 15. Железняк.

Остальные 4 пробы по данному руднику были взяты из подземных работ: 16 и 17 из шахты Южной и 18—19 из шахты Глиеватки № 2.

Проба 16 взята из северного участка шестого, горизонта 54-й сажени, из камер-магазинов 16, 20 и 36. Руда экспортная.

Проба 17 из магазинов 18, 24, 40. Руда I-го сорта.

Проба 18 взята из 31 и 33 камер второго горизонта. Руда I-го сорта.

Проба 19 взята из 12, 17 и 21 камер того же горизонта. Руда II-го и III-го сортов. Система разработок—камер-транш.

Рудник Кагановича (Сухая Балка). По руднику Кагановича взяты 4 пробы: проба 20 взята из шахты № 1 (Искра); (гнездо № 1 из ортов 1 и 3 горизонта 40—43, по гезенку № 3). Руда I-го сорта.

Проба 21 взята из той же шахты и горизонта (из ортов 6, 7 и 8 в местах пережима гнезда, по гезенку № 2). Руда III-го сорта.

Проба 22 взята из шахты № 2 (Коммунарка) (гнездо № 2 из камер-магазинов 1, 2 горизонта 60 саж.). Руда I-го сорта.

Проба 23 взята из шахты № 2 (западное гнездо карьера № 2 из нулевого обрушения 35-го горизонта и 4-го обрушения 40-го горизонта). Система разработок—„рассбритнинг“. Руда III-го сорта.

Божедаровский рудник. Из шахты Розы Люксембург взяты 3 пробы руды: проба 24, карьерная залежь, горизонт 35; система разработок „рассбритнинг“. Руда I-го сорта.

Проба 25 западная залежь (к западу от охранного целика) из осей 2, 3, 4 и 544-го горизонта; система разработок—„рассбритнинг“. Руда I-го сорта.

Проба 26, основная залежь из осей 12—24, горизонт 27—35 (6 люк); выемка между камерных целиков системой „рассбритнинг“. Руда II-го сорта.

Харинский рудник. Проба 27. Взята из шахты № 1. Сорт I.

Обработка руды.

В том случае когда в руде пробы было значительное количество крупных кусков, то помимо грохочения крупные куски руды подвергались дроблению. Пробы, в которых преобладала руда мелкая, рассеивалась на классы по крупности.

Руда проб с большим количеством крупных кусков обрабатывалась по схеме № 1 (рис. 1).

Руда с незначительным количеством крупных кусков обрабатывалась по схеме № 2 (рис. 2).

Пробы для химического анализа брались от каждого класса. В них определялось Fe и SiO₂. Результаты грохочения приведены в табл. 1. (См. стр. 46—48).

Анализируя данные табл., следует отметить следующее:

1. Кусковатость железных руд, добываемых рудниками, колеблется в значительных размерах в зависимости от физико-химических свойств.

2. Химический анализ показывает, что некоторые пробы по содержанию Fe и SiO₂ не соответствуют тем сортам руды, которые им были присвоены при выдаче из рудников. Например проба 10, полученная с шахты

Большевик как I сорт, на самом деле по содержанию Fe и SiO_2 относится ко II-му сорту (Fe—60,17%, SiO_2 —11,05%). Наоборот, проба 23 вместо III-го сорта относится ко II-му сорту (Fe—62,00%, SiO_2 —8,68%).

3. Сравнивая пробы 12 и 15, представляющие обе один и тот же сорт руды как по химическому, так и по физическому составу (цвет, пористость, строение), но взятые: проба 1—из открытых горных работ (карьер № 1 Окт. р-на), проба 16—из подземных работ (шахты Южной Окт. р-на), находим, что характеристики их значительно разнятся друг от друга. Кроме других причин это объясняется очевидно характером горных работ.

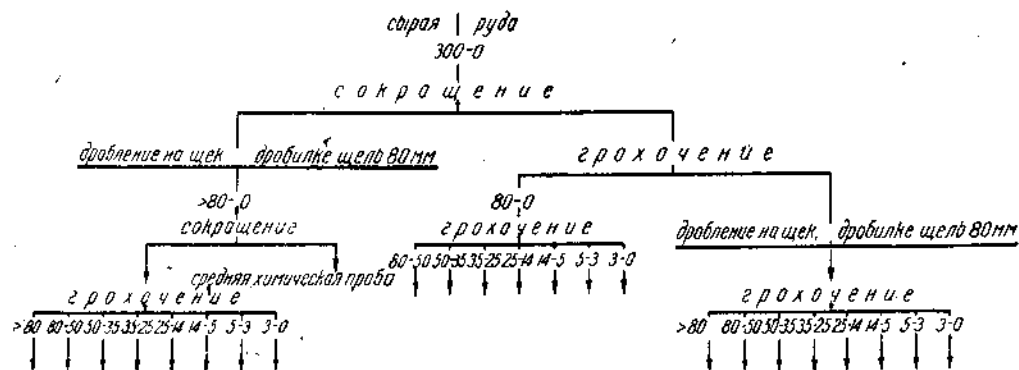


Рис. 1.

Крупность для некоторых участков второго Саксаганского пласта (карьера № 1) и его залежи (шахты № 1 р-ка Кагановича) увеличивается с уменьшением содержания железа в руде. Для проб 12, 13, 14, 15, 20 и 21, взятых от указанного пласта, отмечается некоторое постоянство содержания Fe и SiO_2 во всех классах.

Для руды, взятой из Глиеватского пласта наблюдается обратное явление. Кусковатость руд понижается с уменьшением содержания Fe. Содержание Fe и SiO_2 отличается заметным непостоянством. С уменьшением крупности руды содержание Fe также уменьшается, при соответствующем увеличении SiO_2 .

Характеристика крупности руды, издробленной до 80 мм, без предварительного грохочения и с предварительным грохочением приведена в табл. 2 и 3. (см. стр. 49).

Сравнивая данные табл. 2 и 3, следует указать, что при дроблении руды с предварительным грохочением и без него, значительной разницы в количестве образующейся мелочи не наблюдается.

Однако надо указать, что при дроблении руды с предварительным грохочением общее количество мелочи несколько меньше, чем при дроблении руды с мелочью, так как при последнем происходит переизмельчение мелочи уже имеющейся в руде; для некоторых проб наблюдается однако большее количество мелочи и меньший выход крупных классов, что следует отнести за счет характера производства работы, т. е. большое количество перегрузок, переносок и сокращений.

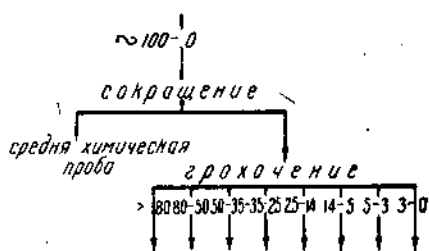


Рис. 2.

Характеристика крупности с указанием содержания Fe и SiO₂ в пробах криворожской железной руды.

Класс в мм	Проба 1	Проба 2	Проба 3	Проба 4	Проба 5	Проба 6				Проба 7				Проба 8			
	В ы х о д в %					выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %	выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %	выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %	выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %
> 80	19,85	18,20	13,20	10,50	26,15	10,85	42,90	39,20	15,60	62,60	7,45	22,05	58,10	13,90			
80—25	14,00	13,55	17,00	14,80	21,60	32,20	60,50	12,08	34,20	64,50	5,75	51,85	63,50	6,96			
25—6	27,20	25,20	24,10	30,30	14,35	56,95	66,50	4,40	50,20	63,50	6,95	26,10	64,54	5,93			
5—0	38,95	43,05	45,70	44,70	37,90												
	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	61,67	8,28	100,00	63,85	6,61	100,00	61,04	8,23			

Класс в мм	Проба 9. III сорт				Проба 10. II сорт				Проба 11. II сорт				Проба 12. Экспорт			
	выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %	выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %	выход в %	Fe в %	выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %	выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %	Fe в %	SiO ₂ в %
> 80	10,44	54,65	17,60	2,16	58,50	12,98	—	—	—	—	—	34,30	67,85	2,10		
80—25	11,35	60,98	11,26	8,83	60,46	10,22	9,60	61,64	61,64	7,97	7,97	19,97	66,83	2,23		
25—5	26,76	55,41	14,97	44,35	60,31	10,94	32,08	62,59	62,59	7,24	7,24	21,32	66,50	2,86		
5—0	51,45	53,33	17,81	44,68	60,23	11,26	53,32	58,72	58,72	13,32	13,32	24,41	66,91	2,23		
	100,00	54,90	16,50	100,00	60,17	11,05	100,00	60,30	60,30	10,88	10,88	100,00	67,12	2,31		

Примечание. Максимальный размер кусков руды, выдаваемой с рудника, 350—300 мм.

Класс в мм	Проба 13. I сорт				Проба 14. II сорт				Проба 15. Железняк				Проба 16. Экспорт			
	выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %		выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %		выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %		выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %	
> 80	42,30	67,19	2,46		58,00	60,54	10,80		74,37	60,51	11,44		18,95	67,60	1,70	
80—25	8,25	66,98	2,50		12,20	59,50	11,92		10,54	58,66	14,61		14,35	68,00	1,56	
25—5	15,45	67,65	2,01		11,80	67,79	7,42		6,99	59,25	13,81		13,30	69,63	0,75	
6—0	34,00	68,00	2,03		18,00	65,11	8,55		8,10	59,87	12,25		53,40	68,17	1,18	
	100,00	67,32	2,25		100,00	62,00	10,13		100,00	60,17	12,00		100,00	68,23	1,27	

Класс в мм	Проба 17. I сорт				Проба 18. I сорт				Проба 19. II сорт				Проба 20. I сорт			
	выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %		выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %		выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %		выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %	
> 80	42,85	66,56	3,10		50,14	63,30	5,60		43,35	61,04	9,30		3,12	67,54	2,32	
80—25	16,67	66,73	2,91		22,25	65,21	4,33		18,80	61,89	9,42		6,61	65,80	3,66	
25—5	12,39	66,59	2,92		15,69	63,22	5,85		18,55	60,87	10,09		17,05	65,86	4,56	
5—0	28,09	66,84	3,02		11,92	64,76	11,75		21,50	58,28	15,08		73,22	68,13	1,13	
	100,00	66,67	3,05		100,00	64,16	6,19		100,00	60,12	10,72		100,00	67,58	1,92	

Примечание. Максимальный размер кусков руды, выдаваемой с рудника, 350—300 мм.

Класс в мм	Проба 21. III сорт				Проба 22. I сорт				Проба 23. III сорт				Проба 24. I сорт			
	выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %	выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %	выход в %	Fe в %	выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %	выход в %	Fe в %	выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %
> 80	3,99	60,86	11,20	37,66	67,25	2,45	6,26	61,70	8,12	—	—	нет	—	—	—	—
80—25	10,48	57,78	15,54	18,61	65,55	3,92	8,34	59,71	10,19	—	—	3,64	66,75	—	—	2,74
25—5	25,53	57,13	16,79	17,95	65,06	5,01	25,25	62,85	8,51	—	—	24,21	61,61	—	—	1,77
5—0	60,00	58,73	15,25	25,78	66,17	3,72	60,15	62,89	7,59	—	—	72,15	66,54	—	—	4,10
	100,00	58,31	15,52	100,00	66,28	3,51	100,00	62,24	8,08	—	—	100,00	66,81	—	—	3,49

Класс в мм	Проба 25. I сорт				Проба 26. II сорт				Проба 27. I сорт			
	выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %	выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %	выход в %	Fe в %	выход в %	Fe в %	SiO ₂ в %	выход в %
> 80	6,36	61,87	8,76	4,30	59,69	—	—	—	04,40	62,65	—	—
80—25	9,51	63,51	2,41	10,75	61,58	—	—	—	14,61	62,55	—	—
25—5	19,92	65,36	2,61	33,40	63,92	—	—	—	10,06	62,82	—	—
5—0	64,21	67,57	3,02	51,55	—	—	—	—	10,93	59,92	—	—
	100,00	66,39	3,25	100,00	—	—	—	—	100,00	62,36	—	—

Примечание. Максимальный размер кусков руды, выдаваемой с рудника, 350—300 мм.

Таблица 2.

Характеристика крупности руд, издробленной до 80 мм (без предварительного грохочения).

Класс в мм	№ п р о б																
	1	2	3	4	5	9	12	13	14	15	16	17	18	19	22	25	27
	В ы х о д в %																
80—25	27,12	27,06	20,89	14,69	45,37	20,60	41,05	30,92	—	73,93	29,58	50,59	58,05	51,70	34,44	13,67	65,34
25—5 ¹	25,79	26,45	27,98	33,68	19,85	29,35	20,42	27,25	—	13,81	14,78	16,60	23,95	22,00	22,14	16,62	19,63
5—0 ¹	47,09	46,49	51,63	51,63	34,78	50,05	38,53	41,83	—	12,26	55,64	32,51	18,00	26,30	43,42	64,71	15,03
	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	—	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

Таблица 3.

Характеристика крупности руды, издробленной до 80 мм (с предварительным грохочением).

Класс в мм	№ п р о б																
	1	2	3	4	5	9	12	13	14	15	16	17	18	19	22	25	27
	В ы х о д в %																
80—25	25,12	26,74	27,85	21,60	41,96	19,12	45,84	34,99	55,41	73,48	29,05	50,62	64,31	54,24	43,50	14,49	64,16
25—5 ¹	31,78	27,50	25,38	32,10	17,61	28,08	24,87	22,04	19,28	13,43	15,06	16,47	20,35	21,72	23,52	20,59	18,76
5—0 ¹	43,10	45,36	46,77	46,30	40,43	52,80	29,29	42,97	25,31	13,09	55,89	32,91	15,34	24,04	32,96	64,92	17,03
	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00

¹ Пробы 1—5 рассевались на классы: 80—25, 25—6 и 6—0 мм.

Исследование грохочения криворожской руды в зависимости от содержания в ней влаги.¹

Условия проведения опытов грохочения.

1. Грохот Феррариса.

Длина—2250 мм. Ширина—500 мм. Наклон пружин—18°30'. Радиус эксцентриситета—20 мм. Число качаний в минуту—300. Нагрузка руды при опыте—120 кг.

2. Грохот Гуммера фирмы Тайлор и Ко.

Ширина сита—900 мм. Длина сита—1500 мм. Наклон сит—23°30'. Нагрузка руды при опыте—120 кг. Генератор—тип TLA—однофазный, двухполюсный V—110; A—21,8; K—1,2; n=860, c=14,3.

Вибратор—тип Y—16, V—110, c—15.

Таблица 4.

3. Характеристика исходного материала по крупности.

Класс в мм	В ы х о д в %		
	Ленинский рудник	Сталинский рудник	Александров- ский рудник
>75	—	1,58	—
75—50	—	3,10	—
50—35	—	4,95	—
35—10	4,40	24,15	3,6
10—6	3,50	9,61	4,7
6—4	5,90	7,87	4,1
4—3	2,40	5,67	2,8
3—2	4,40	6,25	5,1
2—1,65	2,80	38,82	79,7
1,65—0	76,60		
	100,00	100,00	100,0

Таблица 5.

Эффективность (в %) грохочения криворожской руды разной влажности.

Влажность в %	Диаметр сит в мм															
	1,65		2		3		4		6		10					
	Наименование рудников															
	Лен.	Лен.	Стал.	Алек.	Лен.	Стал.	Алек.	Лен.	Стал.	Алек.	Лен.	Стал.	Алек.	Лен.	Стал.	Алек.
Возд.-сухая	88,8	97,7	93,0	96,7	97,3	94,2	95,9	95,2	95,7	98,4	95,1	97,0	98,5	99,1	98,7	99,1
Влаги 3%	84,1	86,8	78,2	88,7	91,7	87,8	93,4	95,3	91,9	94,0	90,8	94,1	97,3	98,4	96,5	99,0
„ 5%	66,0	67,4	69,1	75,9	79,4	78,1	86,4	88,8	85,8	89,5	91,0	90,1	92,1	97,0	94,0	96,3
„ 8%	13,6	11,2	41,6	49,5	15,7	62,1	67,2	20,5	73,0	76,9	84,6	79,2	86,9	85,5	91,1	92,7
„ 10%	2,1	40,2	12,6	21,9	44,9	42,4	40,0	30,7	59,9	50,2	44,4	65,0	63,3	81,3	84,9	87,8
„ 12%	нег. оп.	76,9	0,95	1,8	77,6	1,5	3,5	72,8	7,5	7,8	77,6	19,9	32,1	97,9	45,6	40,4
„ 15%	—	—	31,7	36,0	—	58,8	53,7	—	67,5	60,8	—	85,0	76,5	—	90,8	80,9

Примечание. Опыты были произведены на грохоте Феррариса. Грохочение материала крупностью 1,65 мм производилось на грохоте Гуммера.

„Эффективность грохочения”—это отношение весовых количеств: материала, прошедшего через сито данного диаметра, ко всему количеству его в испытуемой руде.

¹ Работа произведена на испытательной станции института Механобр инж. Трусовым.

Качественная характеристика процесса грохочения.

а) Влажность в 3% существенно не влияет на эффективность грохочения. Пылеобразование ничтожное.

б) При 5—10%¹ влажности руда начинает при встряхивании скатываться в шарики, которые при достаточно малом диаметре отверстий сит уходят в верхний продукт.

в) При 8—12%¹ влажности руда движется по грохоту в виде комков, разбивающихся при встряхивании на части, которые скатываются в шарики и в таком виде перемещаются по грохоту.

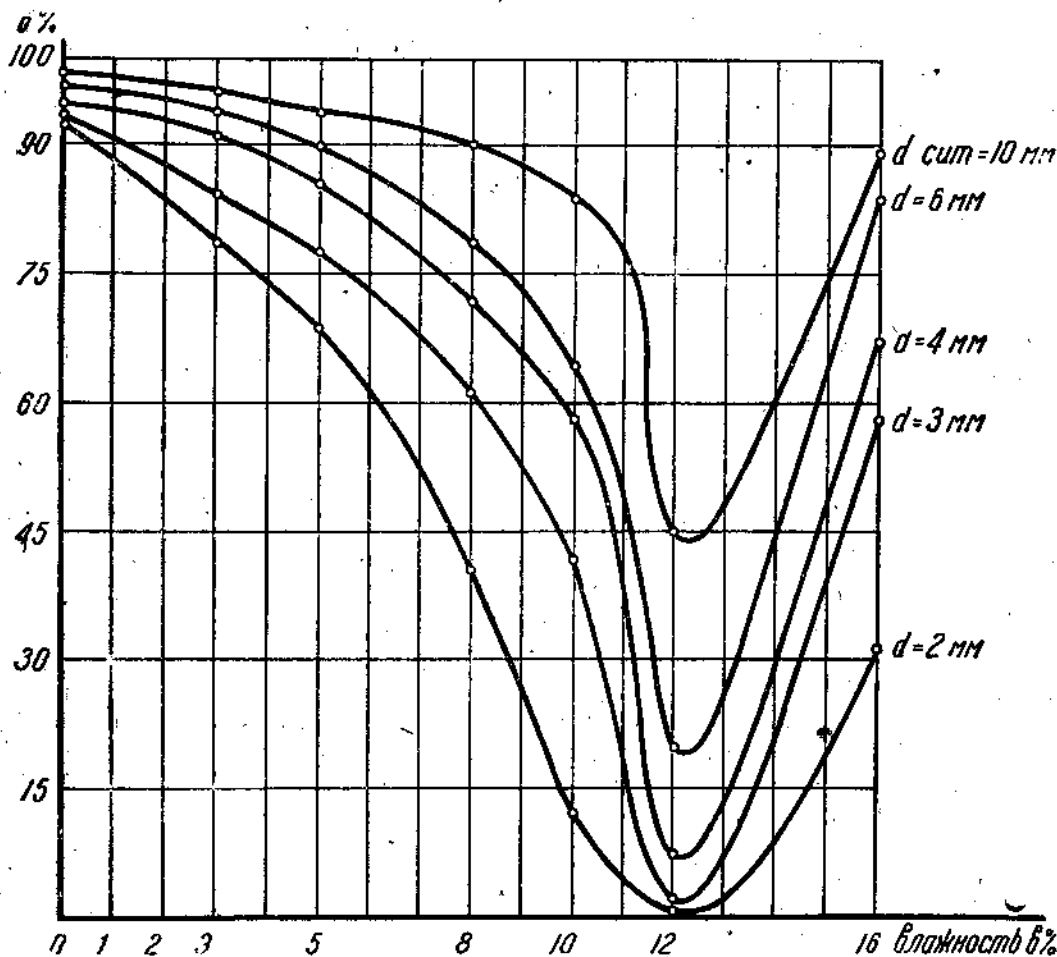


Рис. 3. Кривые эффективности грохочения криворожской руды рудника „Дубовая балка“ на грохоте Феррариса при диаметрах сит 10, 6, 4, 3 и 2 мм, влажность: возд. сухая, 3, 5, 8, 10, 12 и 15%.

г) При 10—15%¹ влажности картина в основном та же, что и при 8% влажности, но при встряхивании освобождаются отдельные частицы, которые однако уносят на себе большое количество прилипшей к ним мелочи.

д) При 12% влажности почти все более или менее крупные частицы освобождаются из общей массы руды, но уносят на себе значительно меньшее количество прилипшей мелочи, чем при 10% влажности.

¹ Первые цифры относятся к руде Ленинского рудника, а вторые к руде Сталинского и Александровского рудников.

Выводы.

1) Минимальное значение эффективности грохочения руды крупностью 35—0 мм, характеризующее максимальную вязкость материала (для данного типа аппарата), находится при влажности руды равной 8—9% (Ленинский рудник) и 12—13% (Сталинский и Александровский) (рис. 3).

2) Влажность руды до 5% при диаметрах сит > 2 мм существенно на величину эффективности грохочения для грохотов Феррариса не влияет, но уже достаточно сильно снижает его при диаметрах сит < 2 мм.

3) Диаметр отверстий сит влияет только на абсолютную величину эффективности грохочения, но не меняет общего характера зависимости эффективности грохочения от влажности руды.

4) Для процесса грохочения безразлична причина, вызывающая разрыхленность материала, а важна только степень его разрыхления (разжижения).

5) Влажность до 4% не влияет на величину эффективности грохочения.

И. М. Архипов.

Восстановительный обжиг и электромагнитное обогащение криворожских железистых кварцитов.

Как известно, вследствие слабой магнитной проницаемости, гематитовые железные руды возможно обогащать непосредственным разделением на сепараторах с сильным магнитным полем, или же, повысив магнитные свойства руды, предварительным восстановительным обжигом, провести разделение на сепараторах со слабым магнитным полем.

Так как в настоящее время можно считать установленным, что обогащение слабомагнитных железных руд на сепараторах с сильным магнитным полем является неэкономичным, то для повышения магнитных свойств криворожских железистых кварцитов с целью применения обогащения на сепараторах со слабым магнитным полем в институте Механобр были поставлены опыты по восстановительному обжигу с одной пробой кварцитов 2-го Саксаганского пласта.

Минералогический состав.

По внешнему виду испытываемые кварциты представляют достаточно твердую слоистую породу, в которой рудные прослойки гематита сменяются нерудными кварцевыми прослойками.

На основании микроскопического просмотра рудные прослойки гематита наблюдаются в двух его разновидностях: в виде кристаллического железного блеска и красного железняка.

В количественном отношении эти разновидности примерно равны.

Гематит наблюдается в тесном сростании с кварцем, а также встречается частая полосчатая вкрапленность гематита, перемежающаяся с кварцем. Отдельные зерна вкрапленников гематита равны 0,14—0,55 мм, с преобладанием 0,22—0,27 мм.

Включения гематита в самих кварцевых прослойках очень мелкие и определяются примерно 0,01—0,02 мм.

Восстановительный обжиг

Повышение магнитной проницаемости руды в процессе восстановительного обжига основано на переводе слабомагнитного гематита в другой окисел — магнетит.

В задачу поставленных опытов входило установить зависимость восстановимости руды от крупности обжигаемого материала, температуры и времени обжига.

Оценка результатов обжига производилась с помощью лабораторного трубчатого электромагнитного сепаратора Дэвиса.

Полученные результаты с целью контроля проверялись на электромагнитном лог-ушере и сепараторах системы Динкс и Альянс.

В основном опыты по восстановительному обжигу были проведены в две серии.

Восстановительный обжиг опытов первой серии проводился во вращающейся трубчатой печи с электрическим нагревом.

В качестве восстановителя применялся генераторный газ, поступающий в печь непосредственно из лабораторного газогенератора.

Средний состав газа: CO — 20,0%, O_2 — 0,2%, CO_2 — 5,7%.

Опыты второй серии проводились во вращающейся цилиндрической печи размером 5000×300 мм, производительностью ~100 кг/час.

В качестве топлива для нагрева печи и как восстановитель применялась нефть, сжигаемая внутри печи при помощи форсунки с недостатком воздуха.

Опыты первой серии были поставлены с материалом крупностью 6—0, 3—0 и 1—0 мм, при температурах 500, 550 и 600°С.

Опыты второй серии были поставлены с материалом крупностью 25—0, 12—0 и 6—0 мм при температуре 600—750 и 750—950°С.

Продолжительность обжига опытов первой серии была установлена в 20 мм, а второй серии в 20 и 40 мм.

В целях выяснения изменения крупности материала в процессе обжига, при опытах второй серии, производился ситовой анализ материала до обжига и после такового.

В табл. 1 приводится ситовой анализ материала, обожженного при крупности в 25—0 и 12—0 мм, как наиболее измельчающегося в процессе обжига, причем выхода классов 25—6, 12—6 и 6—0 мм объединены.

Таблица 1.

Крупность обжигаемого материала в мм	Выход в % по классам			
	до обжига		после обжига	
	> 6 мм	6—0 мм	> 6 мм	6—0 мм
25—0	57	43	22	78
12—0	32	68	24	76

Испытание восстановленных кварцитов в трубчатом сепараторе Дэвиса.

В задачу испытания в трубчатом сепараторе Дэвиса входило выяснить зависимость извлечения и содержания железа в концентрате от крупности обжигаемого материала, температуры и времени обжига, а также от степени измельчения восстановленной руды перед магнитной сепарацией.

Испытанию подвергался материал различной крупности от 6—0 мм до — 200 меш.

В табл. 2 приводятся данные наиболее характерных результатов обогащения в трубчатом сепараторе Дэвиса руды, восстановленной при 550 и 600° С.

Таблица 2.

Температура обжига в °С	Крупность		Выход в %		Содержание Fe в %			Извлечение Fe в %
	обжигаемого материала в мм	обогащаемого продукта в мм	концентра	хвостов	в концентрате	в хвостах	в исходном продукте	
550	6—0	6—0	68,30	31,70	53,76	21,96	45,05	84,49
		0,763	70,22	29,78	58,48	19,55	46,88	87,60
		0,130	58,85	41,15	63,67	20,88	45,69	81,21
600	6—0	6—0	81,21	18,79	54,87	14,85	47,35	94,09
		0,763	76,24	23,76	57,46	10,49	46,30	94,62
		0,130	72,25	27,75	60,73	9,36	46,51	94,42
550	3—0	3—0	71,85	28,15	52,55	24,48	44,65	84,56
		0,763	65,04	34,96	56,68	21,59	44,41	83,98
		0,130	60,60	39,40	59,13	18,70	43,20	83,18
600	3—0	3—0	78,65	21,35	51,16	8,07	42,09	95,60
		0,763	71,76	28,24	54,55	6,43	40,95	95,59
		0,130	62,04	37,96	60,51	4,60	39,93	95,37
550	1—0	1—0	68,80	31,20	56,10	34,85	49,47	78,20
		0,130	54,66	45,34	62,05	30,77	47,87	70,85
600	1—0	1—0	88,09	11,91	52,87	14,96	48,35	96,33
		0,130	73,80	26,20	60,69	12,41	48,04	93,23

Результаты испытаний на электромагнитном лог-ушере и сепараторе Динкс, как давшие аналогичные результаты с сепаратором Альянс, не приводятся.

Испытание на мокром электромагнитном сепараторе Альянса.

Испытанию на сепараторе Альянса подвергались кварциты, восстановленные в пятиметровой вращающейся печи. Материал перед магнитной сепарацией измельчался до двух крупностей — классов 1—0 мм и 0,147 мм.

В табл. 3 приводятся результаты наиболее характерных опытов обогащения на сепараторе Альянса.

На основании результатов обогащения в трубчатом сепараторе Дэвиса и на мокром сепараторе Альянса можно сделать следующие основные выводы.

1. Восстановление криворожских железистых кварцитов одинаково возможно как генераторным газом, так и продуктами неполного сгорания нефти.

2. Степень восстановимости руды, при одном и том же восстановителе, в пределах крупности 25—0 мм зависит главным образом от температуры и времени обжига и в меньшей мере от крупности обжигаемого материала.

Таблица 3.

Температура обжига в °С	Время в мин.	Крупность в мм		Выход в %		Содержание Fe			Извлечение Fe	Сила тока в А
		обжи- гаемого матер.	обогащае- мого продукта	концен- тра	хвост. в	в кон- центрате	в хво- стах	в исход- ном ма- териале		
600—750	20	25—0	0,147	25,24	74,76	63,75	41,31	46,97	34,26	6
750—950	20	25—0	0,147	56,53	43,47	63,07	30,77	49,03	72,72	6
750—950	40	25—0	0,147	70,73	29,27	65,54	10,03	49,29	94,05	6
750—950	40	6—0	0,147	69,05	30,95	65,69	17,01	50,62	89,60	6
			1—0	76,38	23,62	60,36	30,01	51,13	90,77	6

3. В процессе обжига происходит значительное самоизмельчение обжигаемого материала, в особенности класса 25—0 мм.

4. Обжиг материала крупностью ниже 25—0 мм поэтому можно считать нерациональным.

5. При обогащении хорошо восстановленного материала и измельченного перед магнитной сепарацией до 0,147 мм при силе тока 6 А возможно получить извлечение железа 94—95% при содержании последнего в концентрате в 65%.

При обогащении материала крупностью 1—0 мм возможно получить извлечение железа 90—91% при содержании в концентрате ~ 60%.

И. М. Архипов.¹

Испытание спекаемости железных руд Криворожского района.

Испытанию подвергались руды следующих шести рудников: Ленинского, Александровского, Пролетарского, Дубовая Балка, Шварцевского и Харинского.

По своему характеру испытываемые руды можно подразделить на: полностью нуждающиеся в аггломерации, как пылеватая (Ленинская), частично нуждающиеся, дающие при добыче большой процент мелочи (Александровская, Пролетарская, Дубовая Балка), и совершенно не нуждающиеся при настоящих условиях добычи (Харинская и Шварцевская), но при переходе полностью на механизированную разработку возможен повышенный выход мелочи, аггломерация которой будет необходима.

По внешнему виду и данным химического анализа испытываемые руды можно отнести к трем типам: гематитовые (Ленинская, Александровская, Пролетарская и Дубовая Балка), магнетитовые (Шварцевская) и бурые железняки или вернее нечто промежуточное между бурым железняком и гематитом (Харинская).

Из результатов ситового анализа необходимо отметить особенную пылеватость руды Ленинской, Александровской и Дубовая Балка, что выразилось в повышенной продолжительности процесса спекания за счет очень плотной шихты, какую обычно дает тонкий материал.

В основную задачу испытаний входило выявить зависимость выхода и качества аггломерата от количества добавляемого в шихту топлива высоты спекаемого слоя, и выработать оптимальный состав шихты для каждой руды.

¹ По работам И. М. Архипова и А. М. Парфеева.

Таблица 1.

Химическая характеристика испытуемых руд.

Наименование руды	С о д е р ж а н и е в %									
	Fe ₂ O ₃	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	P ₂ O ₅	S	Потеря от про- каливан.
Ленинская	93,20	0,16	5,32	0,48	—	—	—	—	0,07	0,43
Александровская	80,78	—	16,53	1,63	Следы	Следы	—	0,03	0,06	0,32
Пролетарская	67,35	0,09	14,60	12,09	—	0,25	0,02	0,17	0,16	4,94
Дубовая Балка	75,03	0,21	13,65	6,91	Следы	Следы	Следы	0,13	0,05	3,18
Шварцевская	70,14	13,27	11,27	0,53	2,76	0,22	Следы	0,09	0,14	—
Харинская	76,25	0,74	16,28	0,29	0,66	Следы	0,06	0,06	0,09	4,82

В виду того что руды крупностью > 5 мм могут непосредственно использоваться в доменной плавке, то испытанию подвергался материал лишь крупностью < 5 мм, который выделялся грохочением.

Таблица 2.

Характеристика крупности материала класса 5—0 мм.

Наименование руды	2,362	1,651	1,168	0,833	0,582	0,417	0,295	0,208	0,175	0,147	0,104	0,074	0,074	При этом материала в 0,147 мм
	∧	∧	∧	∧	∧	∧	∧	∧	∧	∧	∧	∧	∧	∧
Ленинская	3,7	—	13,3	—	12,8	—	12,4	—	—	17,2	4,4	8,8	27,4	40,6
Александровская	14,54	4,64	4,38	4,56	4,13	3,70	4,81	3,70	2,00	4,21	5,68	7,65	35,90	49,32
Пролетарская	33,3	18,4	11,8	8,9	7,0	5,2	3,9	2,6	1,5	1,5	1,5	1,5	3,2	6,2
Дубовая Балка	17,7	6,9	6,6	6,0	6,6	6,6	6,8	5,4	2,7	3,7	3,2	3,4	24,4	31,00
Шварцевская	36,3	14,2	7,5	6,9	5,2	3,6	2,9	3,3	1,6	3,7	3,6	4,5	6,7	14,8
Харинская	18,9	12,3	13,1	10,5	9,2	6,6	6,6	5,1	2,1	3,8	3,0	3,9	4,7	11,6



Фиг. 1. Агломерат из криворожской руды Ленинского рудника.

В соответствии с этим с каждой из перечисленных выше руд было поставлено несколько серий опытов, отличающихся по высоте загружаемого слоя.

В свою очередь каждая серия опытов была проведена с различным количеством топлива.

Оценка результатов производилась следующим образом: выход годного аггломерата определялся по количеству полученного продукта крупностью выше 5 мм, а качество аггломерата — по его механической прочности и по физическим и химическим свойствам.

В виду большого числа опытов, поставленных каждой рудой в отдельности, изложение результатов которых заняло бы много места, здесь приводятся лишь три сводные таблицы, отличающиеся по высоте спекаемого слоя, с включением результатов опытов, поставленных с минимальным, оптимальным и максимальным расходом кокса.

Расход воды, как зависящий от влажности спекаемой руды, в таблицах не приводится.

Таблица 3.

Высота спекаемого слоя 150 мм.

Наименование руды	Расход кокса в %	Продолжение про- цесса в минутах	Выход в %		Механич. испытан. агломерата		Содержание Fe в %	Пористость в %
			годного агломера- та, куски ≥ 5 мм	оборотного продукта, куски ≤ 5 мм	выход ме- лоч < 5 мм при испы- тании на удар	выход ме- лоч < 5 мм при испы- тании на истирание		
Ленинская	3	36	6,02	88,5	65,0	53,0	—	—
	6	20	84,30	9,5	8,3	2,47	9,33	57
	8	15	57,90	37,3	4,9	7,86	27,11	31
Александровская . .	4,5	42	79,3	17,7	12,4	18,6	5,37	51
	6,5	45	74,3	15,8	12,1	9,8	—	51
	8	43	71,5	20,0	10,2	9,8	16,82	42
Пролетарская . . .	4	10	47,7	38,4	20,7	25,8	8,09	41
	6	12	69,4	21,0	9,4	17,2	11,05	43
	7	9	75,7	9,4	3,5	12,1	10,89	47
Дубовая Балка . . .	4	25	63,0	34,0	30,0	38,7	5,85	—
	5,5	27	83,0	12,5	9,5	12,2	12,10	—
	7	24	83,0	12,3	5,0	5,5	18,02	—
Харинская	5	11	43,7	40,5	31,5	24,3	3,78	52
	6,5	8	77,9	8,7	7,2	4,9	8,14	52
	7	7	73,5	11,3	5,0	8,0	9,78	52
Шварцевская	2	16	36,0	63,50	49,1	19,65	5,81	40
	3,5	20	89,32	8,97	3,28	8,42	6,37	36
	5	16	91,93	6,70	2,82	4,56	11,31	33

Таблица 4.

Высота спекаемого слоя 200 мм.

Наименование руды	Расход кокса в % по отношению к руде	Время спекания в минутах	Выход в %		Механич. испытан. агломерата		Содержание Fe в %	Пористость в %
			годного агломера- та, куски ≥ 5 мм	оборотного продукта, куски ≤ 5 мм	выход ме- лоч < 5 мм после ис- пытания на удар	выход ме- лоч < 5 мм после ис- пытания на истирание		
Ленинская	3	40	14,3	84,8	55,2	49,4	3,03	66
	5,5	32	85,0	9,5	1,5	6,8	5,85	59
	8	20	38,66	63,46	7,8	21,9	23,27	42
Александровская . .	4	44	51,40	47,20	22,70	19,50	5,17	50
	5,5	62	86,10	8,0	4,0	8,0	16,42	54
	7	70	62,38	32,14	2,7	12,2	29,62	49
Пролетарская . . .	3,5	17	19,3	67,5	23	21,9	11,65	55
	5,5	22	69,4	16,3	15,4	14,7	—	50
	7	16	71,1	20,1	8,6	7,1	15,94	42
Дубовая Балка . . .	4	33	47,9	50,4	13,5	29,0	5,68	43
	5,5	30	80,0	13,7	2,4	6,5	—	38
	7	40	72,0	15,3	4,0	6,5	15,94	39
Харинская	5	8	58,9	27,4	20,4	10,7	6,82	47
	6,5	10	78,7	7,7	3,3	4,0	9,62	46
	7	10	78,4	7,6	4,1	4,1	10,85	46
Шварцевская	2,25	25	56,0	43,17	20,36	23,5	5,58	42
	3,5	22	85,98	11,15	2,34	3,61	4,62	29
	5,0	26	89,17	9,07	2,19	3,44	12,11	32

Таблица 5.

Высота спекаемого слоя 250 мм.

Наименование руды	Расход кокса в %	Время спекания в минутах	Выход в %		Механич. испытан. агломерата		Содержание Fe в %	Пористость в %
			годного агломера- та, куски > 5 мм	оборотного продукта, куски < 5 мм	выход ме- лочн < 5 мм после ис- пытания на удар	выход ме- лочн < 5 мм после ис- пытания на испирание		
Ленинская	3	45	6,12	93,0	30,50	29,0	—	66
	5,5	42	88,1	7,1	4,2	3,2	6,93	55
	8	35	64,9	22,7	17,6	5,7	21,68	48
Пролетарская	4,5	19	61,2	26,6	14,3	23,7	9,20	52
	6	18	68,8	28,4	1,2	2,3	11,32	47
	7	18	81,0	7,9	5,6	9,7	13,22	43
Харинская	5	13	63,9	23,3	11,3	18,8	4,11	54
	6	11	76,8	9,9	7,7	6,3	9,04	46
	7	13	79,0	6,1	2,4	11,0	11,01	47
Шварцевская	2	27	40,6	58,9	10,77	34,03	3,95	48
	2,5	22	68,7	28,4	4,44	12,98	5,68	37
	3,5	35	82,3	15,5	17,76	20,28	6,00	35

Из результатов поставленных опытов видно, что все испытываемые криворожские железные руды спекаются вполне удовлетворительно при среднем выходе годного аггломерата 80—85%. Полученные при оптимальных условиях аггломераты достаточно прочны и пористы, так что существующее мнение, что богатые железные руды, как ленинская, не аггломерируются — не подтверждается.

Содержание двухвалентного железа в аггломерате находится в прямой зависимости от количества топлива в шихте.

Увеличение расхода топлива до известного предела повышает выход и механическую прочность аггломерата.

Высота спекаемого слоя не отражается на выходе и качестве аггломерата, но с ее повышением время спекания возрастает, в особенности для пылеватых руд, как ленинская и александровская.

Железные руды Центрально-Черно- земной области.

Г. П. Быков.¹

Опытное обогащение железных руд Липецкого района.

Работы по исследованию обогатимости и аггломерации липецких железных руд начаты Механобром по поручению Гипромеза в 1930 г. На испытательную станцию Института пробы поступали одновременно — начиная с конца декабря 1929 г. до начала 1931 г. Всех проб обработано 10, и работы по испытанию закончены в середине 1931 г.

Приводятся характеристики присланных проб, составленные по сведениям, полученным от Липецкого бюро Гипромеза и разведочной базы.

Таблица 1.

Спецификация проб.

№ по порядку	№ проб	Название	№ шахт и шурфов	Вес	Характеристика проб	Примечание
1 2 3	12—16 180	Сырский рудник Ленинский разведочный участок	{ 12 16 180	— — —	Рядовая Вкрапленники (кон- креции) в песчано- глинистой массе от 5 до 70%	Действующ. шахты
4	111	Подгорянский разведочн. участок	111	—	Вкрапленники (кон- креции) в песч.-глин. массе от 40 до 60%	
5	169	Сырский разв. участок .	169	—	Вкрапленники (кон- креции) в песч.-глин. массе от 25 до 30%	
6	178	Сенновский участок (разв.)	178	—	—	
7	204	Бударский подг. участ. Козьмино - Аршанский участок (разв.)	204	3,4 т	Сильно кремнистая III-го сорта	
8	94	Петро-Студеный участок (разв.)	94	1,5 т	Железистые песча- ники	
9	4	Подгоренско - Косырев- ский участок	4	213 кг	III-го сорта	
10	72	Ленинский участок (разв. 30 м)	72	2 664 кг	Вкрапленная руда III-го сорта	
11	96	То же	96			

¹ По работам инж. Н. Н. Чинкина и Г. П. Быкова.

Рудным минералом липецких железных руд является почти исключительно бурый железняк. Из нерудных минералов присутствует главным образом кремнезем, который встречается в виде отчетливо выраженных зерен кварца, или аморфно прорастает бурый железняк.

По химическому составу сырые руды характеризуются данными, приведенными в табл. 2.

Таблица 2.

№ проб	Fe общее	Fe ₂ O ₃	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MnO	CaO	MgO	P ₂ O ₅	S	Влажность	Потеря при прокаливании
12—16	47,81	67,64	0,60	16,82	0,56	0,34	0,57	0,41	0,68	0,15	—	11,18
180	38,20	53,92	0,47	26,42	5,75	0,28	0,68	0,45	0,82	0,12	0,52	9,86
111	44,80	64,05	0,29	18,03	3,51	0,10	0,50	0,36	0,90	0,05	0,69	11,24
169	50,79	73,44	0,12	10,74	0,32	0,26	0,74	0,12	1,09	—	—	11,90
178	41,83	59,48	0,35	24,24	3,98	0,22	1,44	следы	1,30	0,07	—	9,62
204	38,54	55,03	следы	32,10	1,83	0,17	1,42	0,33	1,38	0,06	—	8,76
96	23,25	33,20	0,20	53,62	5,37	0,27	нет	0,24	0,39	0,25	—	6,80
72	25,19	35,56	0,17	49,82	5,13	0,23	нет	0,19	0,43	0,25	—	7,43
4	24,08	35,20	0,16	45,76	6,17	0,74	1,19	0,51	0,88	0,06	—	8,63
94	40,60	58,10	0,31	27,95	1,47	0,36	0,92	0,44	1,06	0,065	—	—

По физическим свойствам, руководясь главным образом сложением, отчасти структурой, в основном испытанные руды можно разбить на две разновидности — переотложенные („вкрапленные“) руды и сплошные. Представителем последней разновидности является проба 94, представленная железистым песчаником. В зависимости от индивидуальных особенностей испытанных руд и методы обработки их различны.

Вкрапленные руды по внешнему виду представляют собой влажную (от 10 до 17% влаги) песчано-глинистую бурого цвета массу, в которую включены разной крупности куски—„вкрапленники“ бурого железняка. В минералогическом отношении и по физическим свойствам вкрапленные руды испытанных проб существенно мало отличаются друг от друга. Разница в содержании железа в сырых рудах отдельных проб обусловливается количественными соотношениями между конкрециями бурого железняка и песчано-глинистой массой, в которую включены конкреции. Наряду с плотными конкрециями бурого железняка в общей глинисто-песчаной массе встречаются жеоды, с концентрическими строениями, обломки жеод, отдельные куски железистого песчаника и плитки бурого железняка. Кажущаяся по внешнему виду плотная сплошная однородная масса бурого железняка в результате микроскопического просмотра шлифов представляется пористой или плотной неоднородной массой лимонита с рассеянными зернами кварца разной величины от 1—1,5 до долей мм. В плотных разновидностях бурый железняк является цементом для зерен кварца. Охристый железняк встречается в виде налетов на кусках плотного железняка, иногда заполняет поры и пустоты ноздреватого железняка, а главным образом охристый железняк сосредоточен в песчано-глинистой массе. Эти обстоятельства неблагоприятно сказываются на результатах обогащения, так как при мокром обогащении получаются богатые железом шламы за счет сноса охристого железняка. Задачей обогащения вообще является отделение рудных минералов от пустой породы. Для вкрапленных липецких руд эта задача осуществляется путем отсева крупных классов, > 40 мм, которые являются уже готовыми продуктами—концентратами, промывкой более мелких классов < 40 мм и обогащением мелочи. Промывкой достигается повышение содержания железа в мытом продукте за счет удаления шламов и кроме того

полное разрыхление материала. Из такой рыхлой механической смеси путем отсева мелочи имеется возможность выделить с вполне приемлемыми качественными показателями продукты. Как убеждают опыты, хорошо отмытые от всяких примесей руды крупностью выше 1—2 мм дают концентрат с содержанием железа 47—55%. Содержание железа по классам почти одинаково, за исключением незначительного понижения в классе 6—1 мм. Если материал крупнее 1 мм можно считать концентратом, то мелкие продукты 1—0 мм с содержанием железа 20—23% не могут удовлетворять никаким требованиям. В последнем классе 1—0 мм вместе с незначительным количеством рудных зерен сосредоточены свободные зерна кварца, полевого шпата и известняка. Как показали опыты, наиболее надежным способом обработки класса 1—0 мм является магнитная сепарация. Этим путем имеется возможность выделить в хвосты чистый песок и извлечь концентрат с содержанием железа 45—50%. Обогащение шламма требует изыскания специальных методов, так как богатые отходы в виде шламов механическим способом обогатить не удастся.

При рассмотрении ниже результатов обогащения необходимо иметь в виду особенности 204 пробы. Проба 204 представляет собой смесь кусков железистого песчаника бурого железняка, нескольких разновидностей, начиная от плотной, в разной степени окремененной, до ноздреватой „землистой“ разности. В процессе обогащения типичных „вкрапленных“ руд и пробы 204 выявилось различное поведение этих руд — в то время как крупные классы вкрапленных руд являются готовыми продуктами — концентратом, крупные классы 204 пробы требуют дополнительной операции рудоразборки; в остальном схема одинакова с вкрапленными рудами.

Конечные результаты испытания обогатимости типичных „вкрапленных“ руд и пробы 204 приводятся в табл. 3.

Как видно из приведенной таблицы, освобожденные конкреции и зерна бурого железняка от песка и глины являются концентратом с содержанием железа для различных проб от 47 до 55% и кремнезема от 7 до 20%. Содержание железа в концентратах колеблется в зависимости от большего или меньшего присутствия кусков железистого песчаника и других разновидностей бурого железняка. Выход концентратов обуславливается характером рудной массы и взаимными соотношениями слагающих руду компонентов — глинисто-песчаной массы и конкреции.

Большие потери металла в отбросах обуславливаются исключительно высоким содержанием железа в отходящих шламах; хвосты, в результате обогащения, получают с низким содержанием (5—10%) железа.

Возможность спекания рудной мелочи не вызывает сомнения. По проведенным опытам в институте Механообр спеки получают удовлетворительного качества. Вопрос о необходимости агломерации мелочи требует технико-экономического обоснования и зависит в большой мере от количества ее в концентрате и стоимости агломерации.

Железистые песчаники.

Судя по пробе 94, железистые песчаники по внешнему виду представляют собой рыхлую смесь, состоящую из разных по крупности кусков.

Характер железистых песчаников непостоянен — наряду с очень плотными, сливными, сильно оруднелыми разностями встречаются непрочные, рыхлые, а также плитчатые разности.

В общей массе железистого песчаника нередко случаи нахождения отдельных кусков плотного бурого железняка и небольшое количество песчанистой глины.

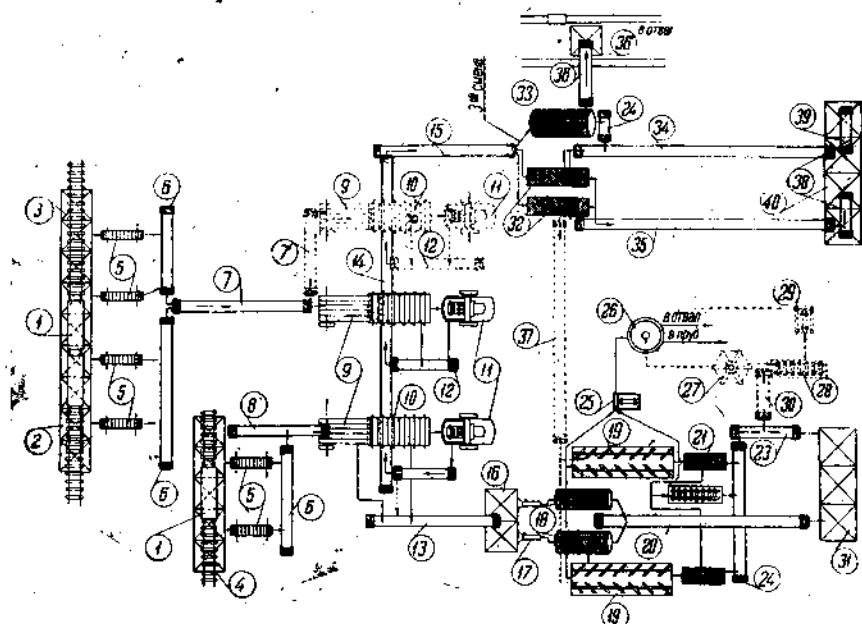
Судя по результатам минералогического исследования и микрофотографиям, железистые песчаники представлены плотной лимонитной массой, с густой вкрапленностью мелких зерен кварца.

Таблица 3.

№ проб	Наименование продуктов	Выход в %	Fe в %	Извлечение Fe в %	Нераствор. остаток
12--16	Концентрат	78,38	52,50	85,73	—
	Отброс	21,62	31,50	14,27	
180	Исх. сыр. руда	100,00	47,81	100,00	13,35
	Концентрат	49,88	49,80	64,96	
	Отброс	50,12	26,70	35,04	
111	Исх. сыр. руды	100,00	88,20	100,00	12,30
	Концентрат	71,80	50,50	80,97	
	Отброс	28,20	30,20	19,03	
169	Исх. сыр. руда	100,00	44,80	100,00	—
	Концентрат	57,84	55,30	63,00	
	Отброс	42,16	44,50	37,00	
178	Исх. сыр. руда	100,00	50,79	100,00	7,00
	Концентрат	56,65	55,10	74,71	
	Отброс	43,35	24,40	25,29	
72	Исх. сыр. руда	100,00	41,83	100,00	15,00
	Концентрат	34,46	48,40	66,28	
	Отброс	65,54	12,90	33,72	
96	Исх. сыр. руда	100,00	25,19	100,00	—
	Концентрат	28,92	47,10	58,90	
	Отброс	71,08	13,30	41,10	
204	Исх. сыр. руда	100,00	23,25	100,00	20,00
	Концентрат	60,92	45,50	82,65	
	Отброс	30,08	22,20	17,35	
	Исх. сыр. руда	100,00	38,34	100,00	

Размеры зерен кварца колеблются от долей мм до 1—2 мм. Преобладают зерна мелкие. По характеру самой руды разница в удельных весах между песчаниками, пропитанными в разной степени железистым раствором, и пористой или даже плотной разностями бурого железняка, которого сравнительно немного, незначительна или совсем не наблюдается; поэтому все методы обогащения, где играют роль удельные веса, не дают приемлемых результатов.

На основании опытов выявилась следующая качественная схема обогащения: 1. Отсев класса — 25 мм. 2. Промывка класса 25—0 мм. 3. Дробление всего материала до 1 мм и магнитная сепарация материала 1—0 мм. 4. Агломерация мелочи.



Фиг. 1. План Липецкой обогатительной фабрики.

1 — Вагон ж.-д.; 2 — бункера для богатой руды; 3 и 36' — бункера для известняка; 4 — бункера для бедной руды; 5 — пластинчатый питатель; 6 — транспортер сборный; 7 — транспортер для передачи в дробильное отделение; 7' — транспортер для переключения; 8 — транспортер для передачи в дробильное отделение; 9 — колосниковый грохот с механической прокладкой; 10 — грохот Росса; 11 — дробилка Блэка; 12 — приемный транспортер из дробилки; 13 — транспортер для передачи руды в мойку; 14 — сборный транспортер для богатой руды и известняка; 15 — транспортер для передачи в отделение сортировки; 16 — буферные воронки; 17 — качающийся питатель; 18 и 33 — барабанный грохот; 19 — промывочный аппарат лог-ушер; 20 — транспортер для подачи на бункера; 21 — грохот Феррариса; 22 — классификатор Дорра; 23, 34 и 35 — транспортер на бункера; 24 — транспортер сборный; 24' — переключающий транспортер; 25 — насос Вильфлея; 26 — конус Калло; 27 — магнитный сепаратор Ульриха; 28 — классификация Дорра; 29 — насос Вильфлея; 30 — транспортер для концентрата; 31 — бункера готового концентрата; 32 — вибрационный двухдечный грохот; 36 — транспортер в отвал; 37 — транспортер для передачи из сортировки в моечное отделение; 38 и 39 — распределительный транспортер; 40 — бункера готового концентрата.

Результаты обработки железистых песчаников по приведенной схеме дают следующие технические показатели:

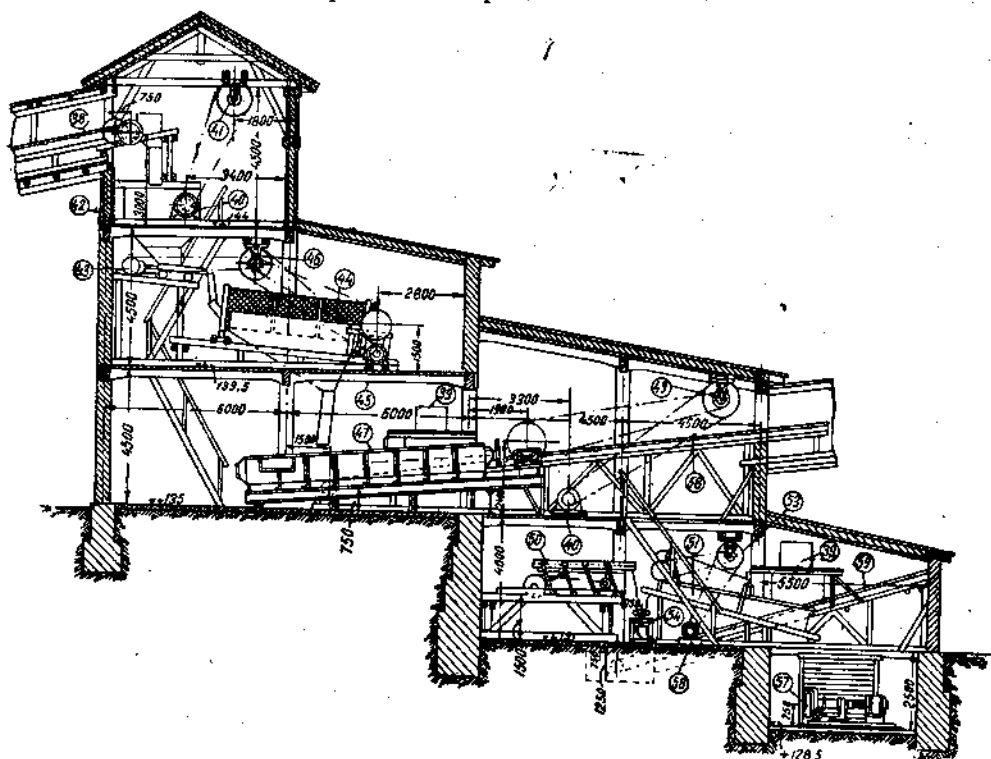
Таблица 4.

Наименование продукта	Выход в %	Fe в %	Нерастворимый остаток в %	Извлечение в %
Концентрат	58,80	48,26	17,89	17,90
Отброс	41,20	28,60	—	29,10
Сырая руда	100,00	40,60	27,60	100,00

Приведенные в таблице цифры показывают довольно высокие результаты обогащения, но они не являются характерными, так как испытанию подвергалась одна проба, взятая из шурфа с высоким содержанием железа (40%).

Полученные результаты дают возможность считать, что железистые песчаники являются возможной резервной рудной базой Липецкого района, но вопрос об их использовании всецело зависит от стоимости обогащения.

В отношении стоимости обогащения железистых песчаников можно с уверенностью сказать, что она будет значительно выше обогащения вкрапленных руд, так как связана с тонким дроблением и магнитной сепарацией, являющимися дорогими операциями.



Фиг. 2. Продольный разрез Липецкой обогатительной фабрики.

- 38 — наклонный ленточный транспортер; 40 — мотор; 41 — трансмиссия; 42 — воронка; 43 — лотковый питатель; 44 — барабанный грохот; 45 — мотор питателя и грохота; 46 — трансмиссия; 47 — лог-ушер; 48 — мотор лог-ушера; 49 — трансмиссия; 50 — грохот Феррариса; 51 — классификатор Дорра; 52 — мотор классификатора; 53 — трансмиссия; 54 — горизонтальный ленточный транспортер; 55 — мотор транспортера; 56 — трансмиссия; 57 — насос Вильфлея; 58 — наклонный ленточный транспортер.

Результаты, полученные в процессе обогащения руды пробы 4, не являются характерными, так как материала было прислано всего 213 кг и материал весь преимущественно мелкий — отдельные куски не превышают 30 — 25 мм. По внешнему виду пробу можно отнести к вкрапленным рудам, между тем как по характеру „вкрапленников“ конкреций проба 4 ближе подходит к железистым песчаникам, потому и метод обработки, как показали опыты, такой же, как и для железистых песчаников. Данные опытов обогащения, полученные по схеме идентичной со схемой обогащения железистых песчаников, приводятся в табл. 5.

Металлургией предъявляются высокие требования к рудам не только с качественной стороны, но материал, идущий в домну, должен быть также в кусках определенных крупностей.

По заданию Гипромеца Механобром, на основании проведенных опытов обогащения, спроектировано две фабрики: первая для завода „Свободный сокол“, вторая центральная обогатительная фабрика для нового завода. Центральная фабрика обрабатывает бедные руды с содержанием железа в среднем 36,8% и кремнезема 33,7%, а также поступающие богатые руды с содержанием около 50% подвергает дроблению и грохочению.

Таблица 5.

Наименование продуктов	Выход в %	Fe в %	Извлечение Fe в %
Концентрат	32,35	47,10	61,64
Отброс	67,65	14,00	38,36
Сырая руда . . .	100,00	24,08	100,00

Для снабжения нового Липецкого завода на фабрику должно поступать 1 382 000 т сырой руды в год, из них 682 000 т богатой и 700 000 т бедной. Необходимо отметить, что к обработке на фабрике предназначаются переотложившиеся (вкрапленные) руды. Железистые песчаники на фабрику поступать не должны и могут быть обрабатываемы на отдельной фабрике.

Общая проектная стоимость обработки на 1 тонну сырой руды (бедная плюс богатая) выражается 58,1 к. На тонну сырой богатой руды 51,4 к., а на тонну сырой бедной руды 64,7 к. и на тонну концентрата 1 р. 28 к. (обогащенной руды).

1) Капитальные затраты на 1 т суточной производительности фабрики по сырой руде выражаются в 580 р. 10 к.

2) Общая стоимость сооружения обогатительной фабрики выражается в 2 291 400 р.

С. Д. Топорков.¹

Агломерация липецкой руды.

По Липецкому месторождению испытанию спекаемости были подвергнуты концентраты, полученные в результате мокрого обогащения следующих проб: 12—16, 180, 111, 94 и 204. Из них первые три пробы агломерировались в лабораторных условиях с навесками в 3—4 кг, а пробы 94 и 204 на полупромышленной установке с одновременной загрузкой до 40—50 кг.

Опыты имели своим назначением выяснить возможность спекания данных концентратов, выработать наилучшие условия процесса, установить минимально-потребное количество горючего и исследовать механические и физические свойства аггломератов.

Концентрат тщательно перемешивался с предназначенным для опыта количеством горючего, в качестве которого употреблялась коксовая мелочь крупностью 4—0 мм, и увлажнялся водой. Приготовленная таким образом шихта загружалась в чашу Гриневальда, с изменением высоты спекаемого слоя от 180 до 200 мм.

Полученный аггломерат разгрохочивался на два класса: больше 4 мм и мелочь 4—0 мм.

¹ По работам С. Д. Топоркова и А. М. Парфенова.

Таблица 1.

№ по порядку	№ проба	Высота спек. слоя в мм	Ш и х т а				Крупность концентрата в мм	Хим. состав. агломер.		Выход из печи		Отсев ме- лочище 4 мм при испытании		Продолжительность процесса в мин.	Вакуум		Примечание
			руда %	оборотный продукт %	кокс %	вода %		Fe общ.	Fe ²⁺	в %	оборотный продукт в %	на удар	на истирание		в начале процесса	в конце процесса	
1	12-16	100	61,0	23,0	5,0	11,0	4-0	58,93	14,55	70,9	13,8	10,3	16,8	6	274	150	Опыты производились в лабораторной уста- новке
2	1	120	57,0	28,0	6,0	9,0	4-0	59,21	17,73	63,5	19,9	9,1	9,4	9	280	120	
3	—	120	67,0	16,0	6,0	11,0	3-0	57,12	13,31	74,0	12,1	13,4	16,4	6	215	80	
4	180	80	92,0	—	8,0	10,0	6-0	56,44	21,67	59,6	23,3	16,2	11,1	14	110	50	
5	—	80	64,0	30	6,0	8,0	6-0	—	17,75	79,7	7,9	14,5	12,0	14	110	50	
6	204	100	87,0	—	5,0	8,0	6-0	53,83	12,01	68,3	16,8	4,0	18,7	8	385	130	Опыты производились в полупромышленной установке
7	—	100	84,0	—	6,0	10,0	6-0	54,11	17,86	80,4	5,2	4,1	5,0	8	430	145	
8	—	200	70,0	18	4,0	8,0	6-0	53,83	10,57	71,27	18,7	3,7	5,1	12	410	270	
9	94	200	89,0	—	4,0	7,0	1-0	—	—	58,6	25,8	7,1	13,9	16,5	517	455	
10	—	200	87,0	—	5,0	8,0	1-0	55,11	9,05	67,7	16,6	4,7	12,1	13,5	490	300	
11	—	200	67,0	20,0	4,0	9,0	1-0	—	—	73,6	9,4	5,0	12,0	22,0	460	140	

Крупный агglomerат испытывался на механическую прочность путем удара о чугунную плиту и истирания в барабане. Мелочь шла снова в шихту в качестве оборотного продукта.

Для характеристики физических свойств агglomerата определялась пористость, равная в среднем для всех агglomerатов 55—60%.

Результаты характерных опытов помещены в табл. 1.

За исключением пробы 180, значительных различий в ходе процесса по пробам не наблюдается. Все пробы требуют для своего спекания приблизительно одинаковых условий и указывают на целесообразность применения оборотного продукта, т. е. последний способствует понижению дозировки горючего и улучшает качество агglomerата. В отношении крупности спекаемых концентратов лучшие результаты надо ожидать от более мелких классов 3—0 мм и даже 1—0 мм. Проба 204 дает хорошие результаты и при крупности 6—0 мм.

Более или менее удовлетворительные результаты при спекании всех проб липецкой руды, за исключением 180, получились при следующем составе шихты, который и следует считать оптимальным (в %):

оборотного продукта	15—20
коксовой мелочи	5—6
влаги при воздушно сухом концентр. . .	8—12

Проба 180 требует для своего спекания более высокого расхода горючего.

Заключение. Агglomerация продуктов обогащения липецкой железной руды возможна. Полученные агglomerаты являются типичными для бурых железняков — оплавленными, крупнопористыми продуктами, содержащими значительное количество FeO.

Помимо этого недостатком агglomerатов является их невысокая механическая прочность. Исключение представляет проба 204. Общее содержание Fe в агglomerате повысилось в среднем на 6—7% за счет удаления гигроскопической и гидратной влаги руды.

Н. Н. Чинкин.¹

Испытание обогатимости руд Тульского месторождения.

Для опытов по обогащению в институт Механобр в разное время были присланы следующие пробы руды (см. табл. 1 на стр. 68).

Руда всех проб представляет неоднородный материал не только по минералогическому, но и по петрографическому составу. По внешнему виду и петрографическому содержанию в рудной массе можно выделить 4 следующих типа образований:

1. Бурый железняк нескольких разновидностей:

- а) плотный бурый железняк,
- б) ноздреватый (пористый) бурый железняк,
- в) охристый бурый железняк.

2. Глина железнистая.

3. Плотный кварцевый песчаник, цементируемый бурым железняком.

4. Серый песок, рыхлый, слоистый.

Вмещающей породой для руды является глинисто-песчаная масса, пропитанная окислами железа и тесно перемешанная с тонким охристым железняком, окрашивающим ее в желто-бурый цвет. Иногда руда представляется в виде сростков с кремнем, иногда кремень встречается отдельно в свободном состоянии.

¹ По работам инж. Н. Н. Чинкина и Г. И. Канторовича.

Таблица 1.

№ проб	№ участков	№ дудок	Средняя мощность гнезд в дудках	Вес проб в кг	Краткая характеристика руды, взятой из Киреевско-Дедиловского разведочного подрайона
1	2	III/a	5,12	4 483	Руда, вкрапленная в красновато-бурую песчаную глину в верхней части слоя отдельными жемами и кусками, внизу сливающимися в большие плотные глыбы. Проба характеризует руду Павинского верхнего четвертичного горизонта
2	25	15	1,91	2 882	Руда жеодистая, сплошная, в верхней части рудного горизонта, включение серой плотной глины
3	25	54	1,20	2 952	Руда жеодистая, вкрапленная в желто-бурую песчаную глину, вверху слоя вкрапленность более значительная, чем в нижней части слоя
4	31	628	1,20	2 562	Руда жеодистая, сплошная
5	32	790	2,01	3 078	Руда смешанная — в верхней части почти сплошная, в нижней части вкрапленная в желто-красную песчаную глину
6	41	1 658	2,17	2 982	Руда вкрапленная в желто-бурую песчаную глину; в рудном слое встречаются куски окремнелого известняка
7	39	1 440/a	1,41	3 125	Руда жеодистая сплошная
8	—	—	—	740	Со станции Дедилово, сплошная
9	—	—	—	545	Со станции Ясная Поляна, вкрапленная

По химическому составу пробы руды характеризуются данными, приведенными в табл. 2.

Таблица 2.

№ проб	Содержание в %										Потери при прокаливании
	Fe	Fe ₂ O ₃	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	P ₂ O ₅	S	
1	46,63	66,32	0,17	14,21	4,90	0,71	0,27	0,05	0,26	0,29	12,75
2	49,70	70,65	0,32	10,32	5,06	0,71	0,39	0,28	0,48	0,15	12,03
3	44,50	62,80	0,70	19,06	2,95	0,68	следи	0,12	0,90	0,18	12,40
4	49,00	69,35	0,70	13,60	2,34	0,80	0,37	0,11	0,65	0,13	11,09
5	50,70	72,30	0,21	9,25	4,23	0,60	0,28	0,37	0,33	0,26	11,96
6	32,14	44,95	0,95	38,38	4,44	0,51	0,30	0,17	0,71	0,16	8,40
7	41,00	58,30	0,28	25,90	3,42	0,58	0,26	0,18	0,67	0,08	9,95
8	51,71	—	—	9,64	2,33	—	—	—	1,37	—	—
9	38,88	—	—	23,22	6,88	—	0,31	—	0,28	—	—

Опыты обогащения имели целью установить методы, которые рационально применить для обогащения отдельных типов руды, и выработать наиболее рациональную схему.

Наличие значительного количества глинистой породы (преимущественно во вкрапленных рудах) указывало на возможность обогащения этих руд промывкой, при которой следовало ожидать освобождения их не только от глины, но также и от мелких зерен свободного кремнезема.

Вследствие тесной перемешанности глинистой породы с охристым железняком и окислами железа можно было ожидать, что полученные после промывки шламмы будут содержать много железа.

Высокое содержание железа в пробах 1, 2, 4, 5 и 8 исключало необходимость обогащения этой руды. ¹ Таким образом обогащению были подвергнуты пробы 3, 6, 7 и 9. С целью установить нижний предел крупности, при котором грохочение сырой богатой руды проб 1, 2, 4, 5 и 8 возможно без затруднений при средней гигроскопической влажности около 17%, руда проб была подвергнута рассеву на грохоте Феррариса. Наблюдения позволяют сделать следующие заключения:

1. Руды сплошные (тип пробы 2) с преобладающим количеством плотной разности бурого железняка, при почти полном отсутствии глинистой массы, дали лучшие результаты грохочения. Руду можно рассеивать на сите в 12 мм.

2. Руды сплошные и смешанные, но с большим содержанием глины и меньшим количеством плотного бурого железняка дают худшие, чем в первом случае результаты грохочения. Руду можно рассеивать лишь на сите с отверстием в 50 мм.

3. Руды вкрапленные (тип пробы 1) с большим содержанием глины, сильно влажные, с преобладающим количеством ноздревато-пористого бурого железняка показывают наихудшие результаты грохочения. Руду можно рассеивать на сите с отверстием больше 75 мм.

Обогащение бедных руд (пробы 3, 6, 7 и 9) производилось в общем по следующей схеме:

1. Предварительное грохочение для отделения кусков крупностью больше 100 мм.

2. Рудоразборка кусков крупностью больше 100 мм.

3. Дробление концентрата рудоразборки до крупности, принятой металлургическими кондициями.

4. Промывка руды крупностью меньше 100 мм.

5. Грохочение мытой руды.

6. Рудоразборка классов крупностью больше 25 мм.

7. Магнитная сепарация мелочи.

Ниже в табл. 3 приводим конечные результаты обогащения по указанной выше схеме.

Таблица 3.

Наименование продукта	Выход в %				Содержание Fe в %				Извлечение Fe в %			
	П р о б а											
	3	6	7	9	3	6	7	9	3	6	7	9
Концентрац. .	72,19	48,05	78,35	69,19	53,47	47,00	48,12	49,45	86,74	70,27	91,95	88,00
Отброс	27,81	51,95	21,65	30,81	21,20	18,40	15,24	15,22	13,26	29,73	8,05	12,00
Сырая руда . .	100,00	100,00	100,00	100,00	44,50	32,14	41,00	38,88	100,00	100,00	100,00	100,00

¹ Результаты обогащения пробы 8 см. журнал Гипромез № 8—9 (август—сентябрь) 1930 г., статья инж. Н. Н. Чинкина.

Общие выводы.

1. Руда типа проб 1, 2, 4, 5, 8 по своему химическому составу (табл. 1) может быть с успехом проплавляема без всякого обогащения, кроме дробления ее до установленных кондиций.

2. Руда типа проб 6, 7, 9 по своему химическому составу и физическим свойствам нуждается в обогащении.

3. Мокрый процесс дает вполне удовлетворительные результаты и может быть с успехом применен для всех руд типа указанного выше в пункте 2.

4. Для руды типа пробы 3 (вкрапленных в песчаную глину) весь процесс обогащения ограничивается только одной промывкой без магнитной сепарации.

С. Д. Топорков.¹

Аггломерация тульской руды.

Испытанию спекаемости подвергались концентраты, полученные от мойки на лог-уошере двух проб тульской руды Киреевского рудника, пробы 21 и пробы 3, 25-го участка 54 дудки. Концентраты представляли собой однородную мелочь, крупностью 6—0 мм, следующего химического состава:

№ проб	Fe	Fe ^{''}	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	P ₂ O ₅	S	НО
3	51,19	0,36	9,30	2,26	0,73	0,31	0,08	0,63	0,31	—
21	46,36	—	—	—	—	—	—	—	—	19,00

Аггломерация пробы 21 производилась в полупромышленной ванне типа Гриневальта с единовременной загрузкой шихты до 45 кг. Проба 3 спекалась в лабораторных условиях с навесками от 4,5 до 7,5 кг. Шихта подбиралась опытным путем, причем требовалось подобрать оптимальные условия для получения крепкого, достаточно пористого и окисленного аггломерата. В качестве горючего применялась коксовая мелочь, крупностью зерен 4—0 мм, процент которой в шихте постепенно повышался. Количество влаги добавлялось в зависимости от гигроскопической влажности компонентов шихты.

Приготовленная таким образом шихта загружалась на колосниковую решетку и зажигалась. Высота слоя шихты в полупромышленных опытах колебалась от 150 до 300 мм, а в лабораторных опытах была принята равной 150 мм, так как взять большую не позволяет размер ванны.

Полученный аггломерат подвергался испытанию на механическую прочность путем удара о чугунную плиту и истирания в барабане. Кроме того для выяснения свойств аггломерата в отношении восстановимости делалось определение пористости, так как последняя до некоторой степени характеризует восстановимость аггломерата.

Результаты опытов спекания пробы 21 представлены в табл. 1.

По своим качествам и внешнему виду полученные аггломераты можно разбить на 3 группы, соответствующие содержанию горючего в шихте. Образцы, полученные при 4% кокса, почти не оплавлены, содержат наименьшее количество закисного железа и имеют крупнозернистую

¹ По работам И. В. Мухина и С. Д. Топоркова.

Таблица 1.

№ опытов	Высота спек. слоя	Ш и х т а			Химический состав агломерата		Выход из печи		Испытание механической прочности		Разрж. под кол. решет.		Прод. процесса спекания в мин.	Пористость в %	Примечание
		руда в %	кокс в %	влага в %	Fe ²⁺	P ₂ O ₅	атл. мерата в %	мелочи < 4 мм в %	на удар	на истирание	в начале процесса	в конце процесса			
1	150	86,0	5,0	9,0	12,61	—	60,31	19,44	16,76	13,29	540	120	7	62,0	
2	200	87,0	4,0	9,0	9,52	—	38,69	45,56	13,79	32,02	620	320	10	—	
3	200	86,0	5,0	9,0	10,42	—	58,03	26,81	11,27	17,51	720	230	9	61,63	
4	200	85,0	6,0	9,0	53,24	—	61,25	18,46	6,6	9,76	700	260	7	—	
5	250	86,6	5,0	9,0	54,24	—	57,74	26,45	9,1	12,95	880	560	9	59,52	
6	280	85,0	6,0	9,0	53,72	1,42	73,19	11,11	11,94	14,44	940	400	8	54,50	
7	250	84,0	8,0	8,0	55,54	—	93,52	4,48	8,85	8,13	940	550	10	57,69	
8	300	86,0	5,0	9,0	55,18	—	59,87	22,60	14,84	14,89	880	200	17	58,45	
9	250	65,0	4,0	9,0	8,95	1,21	79,06	11,11	14,74	13,23	600	200	11	—	В опыте 9 в шихту было добавлено 22% оборотного продукта

Таблица 2.

№ опытов	Состав шихты				Гигроскопическая влажность руды в %	Продолжительность процесса в минутах	Высота спекем. слоя в мм	Вакуум водяного столба в мм		Выход из печи		Получено мелочи ниже 5 мм при испытании		Содерж. Fe ²⁺ в агломерате
	руда в %	оборотный продукт в %	кокс в %	вода в %				в начале процесса	в конце процесса	атл. мерата выше 6 мм	оборотный продукт ниже 6 мм	на удар	на истирание	
1	73	20	7	12	2,82	6	150	335	130	46,2	42,6	16,0	22,1	19,4
2	72	20	8	12	2,82	6	150	330	130	56,9	30,3	20,6	17,1	22,7
3	71	20	9	12	2,82	6	150	340	140	69,1	14,5	8,1	6,3	23,9
4	70	20	10	12	2,82	5	120	325	100	67,1	15,9	8,4	10,9	25,0
5	69	20	11	12	2,82	5	120	360	160	70,3	11,2	7,7	10,0	30,0
6	68	20	12	12	2,82	6	150	300	140	79,6	9,2	3,5	7,4	—
7	64	25	11	12,5	2,82	5	120	335	200	69,5	17,7	10,2	12,7	—
8	63	25	12	12,5	2,82	5	120	330	240	60,7	17,5	7,2	6,2	28,4

структуру, но наиболее слабые по механическим качествам. Опыт 9, проведенный с добавкой оборотного продукта, представляет исключение, так как дает пониженный отсев мелочи.

Следующая группа—агломераты, полученные при 6—8% горючего, представляют собой прочные, значительно оплавленные продукты, ноздреватые и содержащие большое количество закисного железа. И наконец результаты опытов, проведенных с 5% кокса, представляют промежуточный продукт как в отношении физических, так и механических свойств аггломерата.

Результаты аггломерации пробы 3 представлены в табл. 2 на пред. стр.

Опыты, поставленные без оборотного продукта, в шихте дали плохие результаты, даже при повышенной дозировке горючего; поэтому концентрат пробы 3 аггломерировали с добавкой в шихту оборотного продукта до 25%.

Для получения удовлетворительных результатов концентрат этой пробы требует повышенного расхода горючего, что в известной степени является следствием лабораторного масштаба опытов, не позволяющего держать высоту слоя больше 150 мм.

З а к л ю ч е н и е. Полученные аггломераты являются характерными для бурых железняков, оплавленными аггломератами силикатного типа, с содержанием значительного количества закиси железа.

Исходя главным образом из соображения механической прочности аггломерата, оптимальным составом шихты можно считать следующий:

Для пробы 21		Для пробы 3	
Руда	65%	Руда	68—70%
Кокс	6—8%	Кокс	10—12%
Оборотный продукт .	20—25%	Оборотный продукт .	20—25%

Высоту спекаемого слоя шихты можно давать 250—300 мм.

Железная руда Карельской АССР.

М. К. Широкинский.¹

Обогащение туломозерской железной руды.

Туломозерское железорудное месторождение состоит из ряда небольших месторождений, расположенных в местности, находящейся примерно в 160 км от г. Петрозаводска и 70 км от селения Видлицы и ограничивающееся с севера и запада государственной границей с Финляндией.

В настоящее время район этого месторождения с крупными промышленными центрами железнодорожными магистралями не связан. Ближайшими же к нему пунктами являются г. Петрозаводск и г. Лодейное поле.

Отдельные месторождения этого района по характеру своего залегания большой разницы между собой не обнаруживают и представляются в виде жил мощностью 1—2 м, а реже и немного более.

Жилы приурочены к сельгам — возвышенностям, которые в большинстве случаев и ограничивают собой простирание жил.

Верхние рудоносные горизонты лежат на небольшой глубине от поверхности, прикрываясь ледниковыми отложениями.

Рудным минералом Туломозерского месторождения является гематит, сопутствуемый мартитом и незначительным количеством лимонита.

По своей структуре руды могут быть разделены на две разновидности: кристаллически-зернистые и пльчато-сланцеватые.

Первые развиты по преимуществу в северных частях месторождения, а вторые в южных, причем в последних встречаются и зернистые.

Руда обоих типов богата жильными минералами, среди которых преобладающее значение имеет кварц.

В рудоносных жилах наблюдаются переходы от участков сильно оруднелых к участкам весьма бедным железом и сильно окварцованным. Также непостоянной и неодинаковой является степень оруднения отдельных жил всего месторождения.

Участки интенсивного оруднения дают возможность при известном навыке и внимании выделять богатые железом куски руды, напоминающие штуфы. Эти штуфные куски при изучении их оказываются однако пронизанными мелкими зернами и жилками кварца. Подобным образом и сильно окварцованные участки прорастают чешуйками и иглами рудных минералов, иногда в большом количестве.

Химические анализы проб руд показывают значительное непостоянство в содержании железа и кремнезема не только в отношении различных жил, но даже и в отношении различных участков одной и той же жилы.

¹ По отчету П. И. Юденича.

В наиболее изученных месторождениях содержание железа колеблется в пределах 30—59% при содержаниях нерастворимого остатка в 17—56%.

Среднее содержание железа для наиболее крупных месторождений ограничивается пределами 33,6—42,6% при общем среднем около 40%.

Содержание же кремнезема в общем выше 30% и в отдельных случаях достигает 37—40%.

Из числа прочих компонентов руды содержат марганец в количестве 0,005—0,030%, фосфор 0,14—0,29% и серу от следов до 0,03%.

Наиболее существенными из числа Туломозерских месторождений по данным последнего времени являются: Пюран-Сельга, Рекун-Сельга I и II, Рого-Сельга, Онуфриан-Сельга, Мурдо-Сельга, Ойнас-Ой и 2—3 несколько меньших.

Пробы руд месторождений Пюран-Сельга, Рекун-Сельга и Рого-Сельга избраны были как показательные для всего месторождения и послужили базой для разрешения вопроса о способах предварительной перед плавкой переработки руд.

Пробами месторождений Пюран-Сельга (в дальнейшем называемой № 1) и Рого-Сельга (№ 3) представлены были руды плейчатого сложения, а пробами Рекун-Сельга I и II (№ 2 и 4) — зернистого сложения.

Эти пробы доставлены были на испытательную станцию института Механообр в кусках 300—0 мм в следующих количествах: № 1—1,1 т, № 3—1,0 т, № 2—1,5 т, № 4—0,2 т.

Испытания первых трех проб имели целью установить наиболее эффективный и пригодный метод обогащения, а испытания последней — получить лишь основные показатели качественного порядка.

При этом имелось в виду выдавать концентраты по качеству близкие к нормам, указанным управлением Туломозерского завода, которое считает необходимым для металлургической переработки иметь продукты с содержанием железа не ниже 55% при возможном минимуме содержания кремнезема.

По данным минералогического изучения¹ основными компонентами, составляющими руду, оказались гематит и кварц.

Крупность отдельных зерен гематита в пробе 1 изменяется в пределах 0,001—0,5 мм, а большей частью 0,05—0,10 мм. В пробе же 3 она несколько ниже, составляя 0,001—0,10 мм.

В пробах 2 и 4, представляющих зернистые руды, размер вкрапленников выше указанных и выражается в 0,01—2,0 мм при среднем около 0,5 мм. Следует отметить, что в рудах всех проб густота вкрапленности гематита неравномерна и наряду с обогащенными кусками можно наблюдать куски с обедненными кварцевыми участками.

По внешнему виду руды плейчатого сложения (пробы 1 и 3) — темносерого цвета, а руды зернистые — с поверхности несут оранжево-красную окраску, в свежем изломе переходящую в темносерый цвет. Руды плейчатого сложения наощупь несколько жирны и пачкают руки.

Химический состав руд рассматриваемых проб, приводимый в табл. 1, в общем подтвердил имеющиеся о месторождении сведения; указав на недостаточное для прямой плавки содержание железа и высокое при этом содержание кремнезема.

Для разрешения вопроса о наиболее пригодном методе обогащения был проведен ряд опытов, которые в основном могут быть разделены на две категории: опыты обогащения с предшествующим валовым измельчением руды до 1 мм и опыты обогащения с предшествующей рудоразборкой и переработкой измельченных отходов последней механическими способами.

¹ Микрологическое изучение производилось в лабораториях института Механообр.

Таблица 1.

Химический состав руды.

№ проб	Fe ₂ O ₃	FeO	Fe общее	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅	MnO	CaO	MgO	S	SiO ₂	Потеря при прокаливании	Гигроскопическая влага
1	59,47	0,72	42,20	6,09	0,39	—	0,99	1,10	0,17	28,80	2,08	0,90
3	50,72	0,41	35,82	7,62	0,24	—	1,09	1,08	0,18	38,06	0,12	0,80
2	62,31	1,23	44,58	1,97	0,22	—	0,97	1,10	0,09	30,11	1,48	1,40
4	47,30	0,92	33,82	2,06	0,19	—	0,70	0,80	0,19	47,41	—	—

Результаты опытов первой категории приводятся в табл. 2, содержащей также и средние технические показатели обработки руд, определенные из расчета, считая, что практически будут перерабатываться смешанные руды типа трех проб в равных частях.

Рассмотрение данных табл. 2 позволяет сделать следующие заключения:

1. Обработка руд сплошного сложения вследствие более тонкой вкрапленности в них гематита менее эффективна, чем обработка руд зернистого сложения.

2. Для руд обоих типов концентрация с предварительной воздушной сепарацией показала наилучшие результаты, дав концентраты с содержанием железа 55,92 и 56,62% при извлечениях 77,8 и 83,4%.

Следует однако иметь в виду, что практически воздушная сепарация потребует предварительной сушки руд.

Помимо дороговизны процесс сушки повлечет за собой некоторое снижение извлечения вследствие неизбежных потерь.

Поэтому данный способ к условиям Тулозерского месторождения не вполне пригоден.

3. Концентрация руд с предварительным отгрохочиванием мелочи показала результаты практически мало отличные от результатов других способов мокрого обогащения.

Более же высокая стоимость такой обработки руд вынуждает отказаться от введения ее в промышленные условия.

4. Результаты концентрации руд с предварительной гидравлической классификацией отличаются от результатов концентрации неклассифицированных руд нерезко.

При одинаковых практически извлечениях (70,6 и 70,5%) концентрация классифицированных руд все же обеспечила выдачу лучших по качеству концентратов (61,0% железа против 57,9%).

Однако обработка руды пробы 4, богатой кремнеземом, показала, что и при гидравлической классификации могут быть получаемы менее богатые концентраты при меньших извлечениях (56,97% при извлечении 62,8%).

Учитывая возможность направления в обработку в промышленных условиях смешанных руд другого, чем принято выше, состава, а также и большую сложность оборудования при введении классификации, можно будет практически ограничиться обработкой руд концентрацией без классификации.

5. Магнитная сепарация с предварительным восстановительным обжигом обеспечила выдачу концентратов с содержанием железа 55,06% при извлечении 68,2%.

Таблица 2.

Методы обработки	№ проб	Выход в %		Содержание железа в %		Извлечение железа в %	
		от	до	среднее	от	до	среднее
Концентрация с предварительной гидравлической классификацией . .	3 и 1	37,0—46,9		42,0	59,90—65,36	61,0—72,6	68,8
Измельчение пром. продуктов до 80 (100) меш и повторная их конц. .	2	37,0—46,9		60,8	—	—	78,3
В среднем	—	—		48,2	—	—	70,6
Концентрация неклассифицированной руды.	3 и 1	37,3—58,1		48,0	57,52—58,12	60,2—75,9	68,1
Измельч. пром. прод. до 80 (100) меш и повт. их конц. совместно с шлам. .	2	—		55,3	—	—	75,3
В среднем	—	—		50,4	—	—	70,5
Концентрация с предварительным отгрохиванием мелочи (170 меш). Измельчение пром. продуктов до 80 (100) меш и повторная их концентрация	3 и 1	35,9—67,7		46,8	57,80—58,60	57,50—86,0	71,7
Концентрация с предварит. воздушной сепарацией	1	—		58,5	—	—	77,8
Измельчение пром. продуктов до 80 меш и повторная их концетр. .	2	—		66,1	—	—	83,4
Магнитная сепарация с предварительным восстановительным обжигом .	3 и 1	42,3—52,1		47,2	54,08—55,03	63,2—68,0	65,6
Измельчение пром. прод. до 80 (100) меш и повторная их сепарация . .	2	—		58,7	—	—	73,5
В среднем	—	—		51,0	—	—	68,2

Эти результаты были получены при потере в процессе обжига в 11,9%. Возможно однако ожидать, что практически потери обжига будут ниже и составят примерно 5%.

При такой потере извлечение достигнет примерно 73,6%, что и поставит данный способ обогащения в преимущественное по сравнению с другими положение.

Необходимыми предпосылками для обеспечения таких результатов являются: установка надлежащих пылеулавливающих при обжигательных печах устройств и некоторое повышение предела крупности, при котором будет вестись обжиг.

Данные испытаний позволяют наметить таким пределом 10—12 мм.¹ Таким образом при валовом измельчении руд до 1 мм обогащение может быть выполнено двумя способами: 1) концентрацией неклассифицированных руд и 2) магнитной сепарацией руд, подвергнутых предварительному восстановительному обжигу.

Оба эти способа позволят выдавать концентраты кондиционного состава при удовлетворительных прочих показателях, а именно:

Мокрое обогащение дает концентраты с содержанием железа 57,9%, при выходе 50,4% и извлечении 70,5%.

Магнитное обогащение дает концентраты с содержанием железа 55,1%, при выходе 51,0% и извлечении 68,2%, или при понижении потерь в процессе обжига—при выходе 54,9% и извлечении 73,6%.

Содержание же кремнезема в таких продуктах, судя по анализам концентратов мокрого обогащения, выражается в 12,6—16,8% и, надо полагать, не превысит 20%.

Аналогичные, в смысле эффективности процессов, результаты получены были при обогащении измельченных до 1 мм рудных продуктов, разубоженных предшествующими рудоразборкой и отсадкой.

Выделение высококачественных концентратов из такого рода материалов, несущих более значительное, по сравнению с исходной рудой, количество срастков и тонких вкрапленников, представляет известные затруднения, требуя или усложнения схем для достижения определенных технических показателей, или соответствующей регулировки аппаратов при некотором снижении извлечений.

Опытная обработка этих продуктов показала, что наиболее удовлетворительными для них оказались концентрация и магнитная сепарация с предварительным восстановительным обжигом.

Результативные данные этих процессов следующие:

Мокрое обогащение—дает концентраты с содержанием Fe 57,42%, при выходе 37,1% и извлечении 62,3%.

Магнитное обогащение—концентраты с содержанием Fe 53,45%, при выходе 54,8% и извлечении 76,4%, или в случае принятия потерь обжига в размере 5% против имевших место при обжиге 2,5%, при выходе 53,4% и при извлечении 74,4%.

Введение дополнительной концентрации отходов сепарации повысило извлечение на 5,1% при некотором одновременном повышении качества концентрата.

Суммарно магнитная сепарация с последующей концентрацией способна выдавать концентраты с содержанием железа 54,04%, при выходе 53,9% и извлечении 79,5%.

Такие данные позволяют надеяться, что за счет регулировки работы аппаратов и возможно некоторого снижения извлечений магнитная сепарация в состоянии будет выдавать требуемого качества продукты при удовлетворительных извлечениях.

¹ При испытаниях обжиг руд крупностью 10—0 мм дал потерю в 8,8% против 13,45%, полученных при обжиге руд 1—0 мм.

Дополнительная же концентрация отходов сепарации является желательной по тем соображениям, что в случае неполноты восстановления при обжиге рудные зерна, теряемые сепараторами, будут задержаны концентрационными столами.

Переходя к опытам второй категории, включающим рудоразборку и отсадку, отметим, что возможность разделения руд Туломозерского месторождения на различные по богатству железом продукты при достаточно больших крупностях базируется на неравномерности вкрапленности рудного минерала в отдельных кусках.

Наличие кусков, пронизанных значительным количеством зерен гематита, дает повод ожидать, что при известной тщательности и навыке удастся получить богатые, годные для плавки концентраты.

Таблица 3.

Метод обогащения	№ проб	Выход в %		Содержание железа в %		Извлечение железа в %	
		от—до	среднее	от—до	среднее	от—до	среднее
Рудоразборка руды крупностью выше 25 мм	3 и 1	26,9—32,6	29,8	57,72—54,40	56,06	41,2—42,7	41,9
	2	—	39,2	—	54,15	—	47,8
	В среднем	—	32,9	—	55,42	—	43,9
Отсадка отходов, рудоразборка совместно с сырой мелочью при крупности 12—1 мм	1	—	23,2	—	45,50	—	30,9
	2	—	27,3	—	55,90	—	40,6
	В среднем	—	25,3	—	50,70	—	35,8
Отсадка сырой мелочи при крупности 12—1 мм	3	—	28,1	—	61,12	—	45,2
	4	—	31,1	—	43,90	—	48,9
	В среднем	—	29,6	—	52,51	—	47,1

Опытные данные, относящиеся к рудоразборке материалов крупностью выше 25 мм, приведенные в табл. 3, показывают, что в среднем путем сортировки можно выделить концентраты с содержанием железа в 56,42% при выходе в 32,9% и извлечении 43,9%.

Следует заметить, что общее удовлетворительное качество концентратов определяется повышенным содержанием железа в концентрате пробы 3, где оно достигло 57,72%. Концентраты же прочих проб имели 54,15—54,40% железа, т. е. ниже кондиционных норм.

Причиной расхождения в качестве готовых продуктов является различие выходов, и казалось бы, что ограничением последних цифрами порядка 26—27% вопрос об удовлетворительности процесса мог быть решен в положительную сторону.

Однако при оценке рудоразборки необходимо учесть те условия, в которых она выполнялась на испытательной станции.

Не вполне освещенным остался и вопрос о возможности выделения рудоразборкой обедненных продуктов, которые могли бы считаться за отбросы.

Имеющиеся в этом направлении цифры указывают на затруднительность такой операции по крайней мере для руд, доставленных на испытательную станцию, из которых удалось выделить продукты при выходах 1,2—3,9% и в одном лишь случае 20,8% при содержании 20,0%.

Практически же, особенно в случаях жил малой мощности, повидимому возможно будет производить выделение обедненных сортов, отбирая или пустую породу, или заметно бедные куски руды.

Опыты обработки отходов рудоразборки совместно с сырой мелочью помощью отсадки, как видно из той же табл. 3, показали, что годные концентраты могут быть выделяемы только из руд зернистого сложения, однако при сравнительно низком извлечении железа (40,6% при содержании 55,9%).

Для руд же пльчатого сложения и при еще более низких извлечениях, как например в 30,0%, успешного разделения достигнуть не удалось.

Более надежными оказались результаты отсадки одной лишь сырой мелочи без введения в нее разубоженных рудоразборкой продуктов.

В этом случае оказалось возможным выделять концентраты с высоким содержанием железа (как например из пробы 3 с содержанием 61,12% при извлечении 45,2%) даже из пльчатых руд.

Пониженные извлечения железа, особенно при выдаче годных концентратов сопутствуются низкими выходами порядка 13,7% для пробы 2 и 5,5% для пробы 3, или в среднем 9,6% в отношении исходной руды, указывают на ограниченную роль, которую может играть отсадка при наличии рудоразборки.

Надо полагать что в этом отношении дело могло бы обстоять иначе, если бы рудоразборка была устранена и заменена отсадкой.

Однако опытная обработка руды пробы 4, имеющей пониженное исходное содержание железа (33,82%) и сравнительно высокое содержание кремнезема (47,41%), оказалась неудовлетворительной, и отсадкой были выделены концентраты с содержанием всего 43,9% при извлечении 48,9%.

Разнообразие и многочисленность отдельных рудных участков в месторождении и, более того, непостоянство и неравномерность оруднения даже в пределах какой-либо одной жилы, с одной стороны, и необходимость иметь установку, способную с успехом перерабатывать любую руду—с другой, вынуждают считать отсадку в применении к данному месторождению методом не универсальным.

Таким образом введение в схемы процессов рудоразборки и отсадки приходится считать не вполне обоснованными.

Если же допустить, что в практике возможно будет производить рудоразборку с тщательностью не меньшей, чем на испытательной станции, то при условии выдачи отсадкой концентратов в размере 9,6% и

Таблица 4.

	Выход в %	Содержание железа в %	Извлечение железа в %
Концентрат рудоразборки .	32,9	55,42	43,9
„ отсадки	9,6	51,60	12,1
„ столов	21,3	57,42	27,5
Всего	63,8	55,53	83,5

концентрационных столах, и концентраты тех же проб от электромагнитного обогащения. Все без исключения концентраты представляли собой пылеватый продукт крупностью 1—0 мм, с значительным преобладанием мелочи от 100 до 200 меш. Нижеприводимый ситовой анализ концентрата пробы 1 дает исчерпывающую характеристику аггломерируемых концентратов по крупности:

Ситовой анализ концентрата 1.

мм	%
0,582	3,9
0,417	4,0
0,295	4,2
0,208	3,3
0,175	2,0
0,147	4,0
0,104	5,7
> 0,074	10,3
< 0,074	62,9

Крупность концентратов пробы 2 и 3 близка к вышеуказанной пробе 1. Такой пылеватый концентрат усложнял процесс аггломерации, так как при подобной шихте воздух просасывался неравномерно, и наряду с этим значительное количество мелочи уносилось в камеру разряжения и выносилось наружу.

Испытание спекаемости производилось в лабораторных условиях в чаше Гриневольта с единовременной загрузкой шихты около 10 кг.

Целью испытания было отыскание условий процесса аггломерации и состава шихты, при которых можно было бы получить из данных концентратов вполне пригодный для металлургических целей аггломерат.

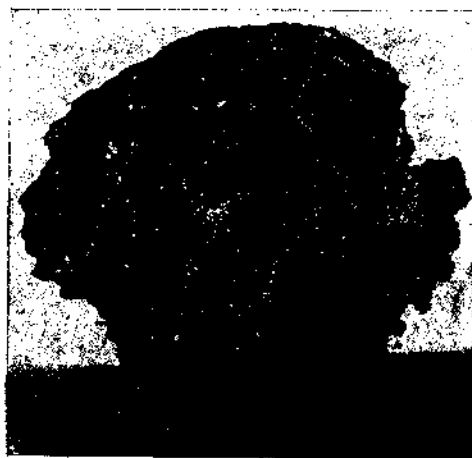
Шихта для спекания подбиралась опытным путем. В качестве горючего применялась коксовая мелочь, крупностью 4—0 мм, содержащая 1,49% серы, 13,0% золы и 4,2% влаги. Количество влаги, добавляемой в шихту, колебалось от 8 до 12%, при гигроскопической влажности руды 0,2%. Такое большое количество влаги добавлялось из соображений сделать шихту более пластичной и тем самым предотвратить унос ее через колосниковую решетку. Из этих же соображений на колосники перед загрузкой шихты насыпался значительный слой постели, состоящий из готового аггломерата, крупностью 15—10 мм. Благодаря этим мерам удалось унос шихты через колосниковую решетку снизить до 6—13%, тогда как в первых опытах унос достигал 20 и более процентов.

Все опыты с концентратами были проведены при высоте спекаемого слоя в 150 мм. Дозировка горючего колебалась от 4 до 10%, и добавка обратного продукта от 20 до 25%. Лучшие результаты для всех проб концентратов мокрого обогащения получились, как видно из табл. 1, при следующем составе шихты: 7—8% кокса и 20—25% возврата. Несколько худшие результаты дает концентрат пробы 2.

В виду незначительного количества концентратов электромагнитного обогащения испытание спекаемости их производилось при пониженной высоте слоя. Для этих концентратов оказывается достаточно уже 6—7% кокса в шихте для получения удовлетворительного аггломерата. Обратный продукт, так же как и в случае концентратов мокрого обогащения, улучшает процесс аггломерации и повышает выход годного аггломерата. Вообще испытание концентратов проб 1 и 3 желательно было бы дополнить еще рядом опытов для более детального выяснения условий спекания.

Наименование продукта	№ продукта	№ опытов	Состав шихты				Выход из печи		Количество мелочи ниже 5 мм после		Продукт процесса	Вакуум	Химический состав аггломерата		
			руда в %	оборотный продукт в %	кокс в %	вода в %	аггл. в %	оборот, про-дукт ниже 5 мм в %	испытания на удар в %	испытания на истирание в %	в начале процесса	в конце процесса	Fe общее	Fe ²⁺	S
Концентрат, полученный в результате мокрого обогащения	1	1	75,0	25,0	7	10	81,0	11,5	8,6	10,0	15	420	55,16	12,34	0,06
			75,0	25,0	8	10	86,5	10,0	8,3	12,8	12	420	55,47	14,06	0,04
	2	3	80	20,0	7	10	68,0	23,2	11,0	15,0	15	420	—	11,05	—
			80	20,0	8	10	74,3	17,3	7,0	13,0	15	440	58,48	18,38	0,04
	3	5	75	25,0	7	8	80,0	8,7	8,7	7,5	15	450	61,63	16,47	—
			75	25,0	8	8	84,5	7,8	8,5	13,6	15	430	—	21,49	0,04
Концентрат, полученный электромагнитным обогащением	1	7	100	—	9	10	72,0	16,0	7,0	18,0	5	320	—	13,04	—
			100	—	7	10	83,3	10,0	11,0	19,0	5	320	57,79	13,56	0,04
	2	9	100	—	6	10	87,5	5,3	6,0	13,0	4	310	—	13,97	—
			100	—	7	10	89,0	4,0	7,0	16,0	4	330	—	17,77	0,04
			90	10	5	10	82,7	10,3	4,0	7,0	5	490	56,28	15,32	—
			—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—

Проведенные лабораторные опыты правда не позволяют с достаточной степенью точности утверждать что результаты в промышленных условиях будут аналогичны, но все же указывают на то, что аггломерация как тех, так и других концентратов, полученных в процессе обогащения туломозерской руды, возможна.



Фиг. 1. Аггломерат из концентратов туломозерской руды.

В целях предотвращения большого уноса шихты под колосники, который в лабораторных опытах достигает 8—13%, необходимо при проектировании аггломерационных установок предусмотреть устройство соответствующих пылеуловительных камер.

По внешнему виду аггломерат представляет собой ячеисто-пористый продукт, стально-серого цвета, имеющий, наряду с оплавленными участками высокой твердости, участки слабо спекшиеся и даже сырой руды, частично заполняющие поры. Пористость аггломерата в среднем колеблется в пределах от 49 до 54%.

Уральские железные руды.

А. П. Квасков.

Обогащение и аггломерация железных руд Богословских месторождений Надеждинского района.

Летом 1930 г. из месторождений Богословского рудоуправления Надеждинского района были взяты технические пробы железной руды, для испытания на обогатимость в институте Механобр.

Взятие проб было произведено на рудниках Ауэрбаховском, Воронцовском, Троицком, Покровском и Самском. Кроме того была взята одна проба руды из разведочных участков по р. Талой. В районе перечисленных рудников распространены несколько разновидностей железных руд, требующих применения перед плавкой предварительной обработки.

1. Хромистые железные руды, содержащие около 35—40% железа и около 2,5% окиси хрома. Запасы этих руд на 1 октября 1929 г. исчислялись по данным рудоуправления в 3,5 млн. т. Залегают они в районе Ауэрбаховского рудника.

2. Магнитные железняки, которые представлены следующими разновидностями.

а) Богатые сернистые магнетиты: с содержанием железа свыше 50%. Распространены на Ауэрбаховском, частью Покровском и Воронцовском рудниках. Содержание серы в них достигает 1% и выше.

б) Бедные сернистые магнитные железняки. Содержат железа от 35 до 50%. Они опробованы в районе Воронцовского (разрез Песчанский) и Покровского рудников. Содержание в них серы обычно выражается в десятых долях процента.

в) Бедные малозернистые магнитные железняки. Добываются на Троицком руднике и содержат до 40% Fe и сотые доли процента серы. Руды эти идут в настоящее время в плавку в сыром виде, или с частичной промывкой в желобах.

г) Медистые магнетиты, имеющие распространение в разрезах Ауэрбаховского рудника. В верхнем горизонте этих руд, у поверхности, магнетит содержит окисленные медистые минералы (малахит и др.), в нижнем, глубинном, горизонте преобладают повидимому сульфиды.

3. Красные глинистые железняки. Залегают на Воронцовском руднике и представляют собой кусковую руду хорошего качества, заключенную в красных глинах (рудоносные глины).

Применяемая на руднике для их обогащения промывка, дает хорошие результаты, почему проб для испытаний не было взято.

4. Бурые железняки. Опробованы в районе Самского рудника и по р. Талой, где залегают в виде гнезд, в сопровождении песчано-глинистой массы и вязкой глины. Содержание железа в сырой руде изменяется от 25 до 40% и обычно близко к 35—37%.

Таблица 1.

№ проб	Места и условия взятия проб	Наименование руды]	Характер пробы	Характеристика руды	Примечание
1	Штабель руды I-го сорта у разреза хромистых руд на Ауэрбаховском рудн. Вес пробы 1,5%	Хромистая желе- зная руда	Проба взята сетью шурфов и является средней по штабелю	В руде присутствует значитель- ное количество землистой ме- лочи, крупных кусков мало	
2	Штаб. руды II-го сорта у разреза хромистых руд на Ауэрбаховском рудн. Вес пробы 1,5 т	То же	То же	То же. Руда имеет несколько более светлую окраску	
3	Забой в разрезе хро- мистых руд на Ауэрба- ховском руднике. Вес пробы 0,5 т	То же	Типовая проба забойной руды. Взята для пред- варительного испытания и контроля на содерж. хрома	Преобладает конгломерат из оолитообразных зерен. Земли- стой мелочи мало	Взята задижкой полосы по за- бою разреза
4	Николаевский разрез Ауэрбаховского рудника. Главный шток. Вес пробы 0,5 т	Богатый медистый) магнитный же- лезник	Типовая проба — образ- ец. Взята для целей предварительных каче- ственных испытаний. Дроблена до 25 мм	Богатый, почти сплошь рудный материал с заметной вкраплен- ностью о малахита	
5	Верхний разрез Ауэр- баховского рудника. Вес пробы 0,5 т	Богатый серни- стый магнитный железняк	То же	Почти чистый магнетит мелко- зернистого сложения. Наблю- дается пирит в виде вкраплен- ности прожилков	Медисто-сульфидные магнетиты из глубинной зоны не были открыты разведкой. Для полу- чения средних проб необходимыми значительные горные работы, почему были взяты типовые пробы
6	Средний разрез Ауэр- баховского рудника. Вес пробы 0,5 т	То же	То же	Руда более бедная, чем в про- бах 4 и 5. Заметна вкраплен- ность пустой породы и отдель- ные зерна медистых минералов	

№ пробы	Места и условия взятия проб	Наименование руды	Характер проб	Характеристика руды	Примечание
7	Покровский рудник. Большой отвал серпистей руды, не идущей в плавку. Вес пробы около 2 т	Серпистые магниты	Средняя проба по отвалу. Измельчена на месте до 50 мм	Сложные руды мелкозернистые. Присутствуют кальцит и вкрапленность пирита	Отвал кроме забойной руды, забракованной вследствие серпистости, содержал отброс от рудоработки в забоях
8	Воронцовский рудник. Штабеля руды около сев. Песчанского разреза. Вес пробы около 1 т	Бедный серпистый магнитный железняк	Из опробования исключены штабеля руды, отсортированной вручную при добыче. Дробление на месте до 30 мм	Вкрапленность магнетита более крупная, чем в пробе 7. Оруденение неравномерное	Проба ограничена материалом штабелей, так как разрез топлен
9	Воронцовский рудник. Штабель около Владыкинського разреза. Вес пробы около 1 т	Богатый сильно-серпистый магнитный железняк	Средняя проба по штабелю. Измельчение на месте до 30 мм	Богатая, почти сплошь рудная масса. Преобладает землистая мелочь	То же
10	Южная часть Самского рудника. Вес пробы около 2,5 т	Бурий железняк	Суммарная проба из забоев 4-х эксплуатационных шурфов	Руда содержит значительное количество жеодистого глинистого и пористого железняка, слагающего значительную часть мелочи	Руда сравнительно мелкокусковая. Проба бралась и сокращалась без предварительного измельчения

№ пробы	Места и условия взятия проб	Наименование руды	Характер пробы	Характеристика руды	Примечание
10а	Там же, из штабеля забракованной руды. Вес пробы 1,5 г	Бурый железняк	Проба взята с целью проверки возможности обогащения бракованной руды	Большое количество жеод с пес- чано-глинистыми конкрециями и пористого железняка	Руда сравнительно мелкокуску- свая. Проба бралась и сокраща- лась без предварительного из- мельчения
11	Сев. часть Самского рудника. Вес около 2,5 г	То же	Суммарная типовая проба из сильно глини- стых забоев верхнего горизонта рудных гнезд	Плотная и тяжелая руда с зна- чительной примесью кремневой гали; заключена в вязкой глине. Рудной мелочи мало	Средних проб для количествен- ных испытаний не было взято вследствие сильных колебаний в содерж. Fe и примесей пустой породы по отдельным участкам месторождения, что объясняется его мелкогнездовым характером
11а	Сев. часть Самского рудника. Вес около 2 г	То же	То же из глинисто-пе- чаных забоев нижнего горизонта рудных гнезд. Руда издроблена на месте до 65 мм	Встречаются участки сплошных рудных корок и натеклов. Пре- обладает крупнокусковая руда. Пустая порода сильнопесча- нистая	
12	Разведка по р. Талой. Вес около 1 г	То же	Суммарная проба руды из отвалов шурфов контрольной разведки 1929/30 года. Руда не дробилась	Сходна с рудой проб 10 и 10-а, но содержит больше плотной руды и меньше песчано-глини- стых жеод и пористого же- лезняка	От отдельных шурфов брались равные количества руды
13	Троицкий рудник. Южная засечка. Вес около 0,6 г	Белый малосер- нистый магнитный железняк	Типовая проба забойной руды. Измельчение на месте до 25 мм	Руда довольно хрупкая. Оруде- нение неравномерное. Присут- ствует некоторое количество глинисто-окристого материала	Глинисто-окристая масса пред- ставляет повидимому продукт разрушения вмещающих пород

По согласованию с рудоуправлением было взято для испытаний обогатимости 15 технических проб, описание которых приводится в табл. 1.

Все эти пробы носили характер качественных технических проб. Задачей испытаний являлось выяснить методы, которые рационально применять для обогащения указанных руд, определить качество получающихся конечных продуктов и наметить качественную схему обогащения.

Согласно предложенной бывшим Уралметом очередности работ, в первую очередь проводились испытания бурых железняков, во вторую — магнитных железняков и в третью — хромистых железных руд. Здесь сохранена та же последовательность изложения.

Бурые железняки.

Пробы 10, 10-а, 11, 11-а и 12.

По структуре и крупности рудных образований, характеру примесей и соответственно местам взятия пробы бурых железняков можно объединить в три группы:

1) пробы 10 и 10-а из южной части Самского рудника, содержащие большое количество (особенно проба 10-а) жеодистого, глинистого и пористого железняка, причем последний составляет значительную часть мелочи. Крупные куски и жеоды в руде этих проб встречаются редко;

2) пробы 11 и 11-а из северной части Самского рудника. В них преобладает крупнокусковая плотная руда, образующая мало рудной мелочи. Пробы эти отличаются большим количеством примесей песка и глины и некоторым количеством кремневой гали, особенно в пробе 11 (верхняя часть гнезд);

3) проба 12 Талинской разведки: руда этой пробы по внешнему виду похожа на руду проб южной части Самского рудника. Различие состоит в том, что она содержит больше плотной руды и меньше песчано-глинистых жеод и пористого железняка.

Таблица 2.

Химический состав.

№ проб	Fe ₂ O ₃	FeO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	MnO	CaO	MgO	P ₂ O ₅	S	Fe общ.	Влага	Потери при прокалив.
10	52,5	следы	22,08	10,70	0,18	1,36	0,43	1,31	0,048	36,75	1,24	11,41
10-а	51,07	"	22,52	11,85	0,34	1,28	0,53	1,46	0,051	35,75	1,20	11,30
11-а	51,19	"	32,56	5,66	0,20	1,19	0,20	0,63	0,054	35,89	0,84	8,78
11	37,0	"	44,78	8,35	0,11	1,40	0,51	0,79	0,051	25,90	1,43	6,28
12	55,40	0,21	19,20	11,23	0,97	не опред.		0,29	0,065	38,96	неопр.	12,47

Испытания бурых железняков велись по следующему общему плану:

1) выяснение характеристики крупности сырой руды путем грохочения на классы с определением содержания железа в них;

2) промывка крупной руды (крупностью больше 50 мм);

3) промывка мелкой руды (класса 50—0 мм), с определением характеристики крупности промытого материала и содержания железа по классам;

4) ситовые анализы мелочи;

5) опыты мокрого и электромагнитного обогащения отдельных более бедных классов.

Во всех случаях для получения сравнимых результатов выхода классов и отдельных продуктов отнесены к воздушно-сухому весу.

Пробы 10 и 10-а. Грохочение показало, что сырая руда этих проб в массе своей мелкокусковая. Выход кусков крупнее 50 мм составляет лишь от 5 до 14% от всей руды, хотя отдельные жеоды достигают размеров 150—200 мм.

Содержание железа убывает с уменьшением крупности. Промывка повышает среднее содержание Fe для пробы 10 до 46,45% против исходного в 36,75%, а для пробы 10-а—до 44,80% против 35,75% при степени извлечения железа 85—87% и выходе мытого продукта 67—70%.

Опыты обогащения более бедных классов путем отсадки и концентрации не дали удовлетворительных результатов. Магнитное обогащение класса 2—0 мм позволяет повысить содержание железа в нем с 36,6 до 42,40%, при содержании в хвостах 18,20%. Оно может быть применено в случае большего выхода мелочи, однако при существующем выходе ее в наших пробах (до 10%) эффект введения магнитной сепарации класса 2—0 мм незначителен.

Среднее содержание серы в промытой руде проб 10 и 10-а равно 0,035%.

Пробы 11 и 11-а. Выход крупного материала (> 50 мм) в этих пробах более значителен и равен для пробы 11-а почти 30%, несмотря на то что крупные куски были частично издроблены на месте вручную. Крупный класс содержит сравнительно мало глины и песка, так как последние отсеиваются в класс 50—0 мм. Опыты грохочения сырой руды показывают значительное обеднение железом материала мельче 12 мм.

Химические анализы классов, полученных в результате грохочения промытого материала, показывают, что содержание железа убывает с уменьшением крупности, резко падая для класса 2—0 мм, где оно колеблется в пределах от 8 до 16%. Отсев такой бедной мелочи от мытой руды значительно повышает содержание Fe в ней, доводя его в пробе 11-а до 47,5% против 42,5%, полученных после промывки руды с исходным содержанием Fe в 35,90%; при этом степень извлечения равна 83,25%. В кремнистой пробе 11 отсев бедной мелочи повышает содержание железа до 40,0% против 35%, полученных после промывки исходной руды с содержанием Fe 25,9%. Конечное извлечение Fe для пробы 11 равно 74,88%.

Усложнение схемы обработки бедной пробы 11 путем введения отсадки средних классов и дальнейшего стадийного обогащения полученных промежуточных продуктов и мелочи с применением магнитной сепарации, позволяет повысить содержание Fe в суммарном концентрате до 42,5%, при степени извлечения 73%. Содержание серы в мытом продукте равно 0,038%.

Проба 12. Проба эта более богата железом, чем предыдущие. Характер распределения железа по классам крупности тот же, что и в пробах 10 и 10-а. Выход крупного класса больше 50 мм не превышает 15%. Содержание Fe в исходном материале 38,96%. Промывка руды дает концентрат с средним содержанием Fe 48,50% при степени извлечения железа в нем около 85% и выходе 68%. Грохочение мытого материала показывает некоторое обеднение железом класса 2—0 мм, содержание Fe в котором равно 41,54%.

Опыты аггломерации бурых железняков.

Для испытания спекаемости руды была взята мелочь 6—0 мм, отсеянная от мытой руды пробы 12. Руда спекается удовлетворительно, при дозировке горючего в шихте около 7% и при содержании влаги около 12% (на сухую руду).

Пористость аггломерата колеблется от 42 до 55%; механические свойства его удовлетворительны.

Содержание в аггломерате закиси железа колеблется в пределах от 9 до 18% (среднее 14,5%).

Выводы.

Суммируя результаты испытаний богословских бурых железняков, необходимо констатировать успешное обогащение их промывкой. Для всех проб, кроме чрезвычайно бедной пробы 11 (содержащей большое количество крупной и мелкой кремневой гали), получены степени извлечения железа свыше 83% и содержание железа в концентрате от 45 до 48% (среднее содержание его в сырой руде около 36%).

Промывкой материала мельче 50—60 мм проб 10 и 10-а¹ достигается достаточно полное освобождение его от глины при небольших потерях железа, так как содержание его в шламмах не превышает 12—16%. В виду значительного содержания влаги в сырой руде трудно ожидать достаточно совершенного удаления глины из класса крупностью больше 50—60 мм простым грохочением, почему желательно предусмотреть в схеме также и промывку крупного материала, которую однако в случае надобности можно было бы исключать из схемы.

Для руды северного участка проб 11 и 11-а кроме промывки необходимо предусмотреть отсев из промытого материала бедной мелочи (мельче 2—3 мм). Для этой руды в случае малой влажности ее обогащение можно ограничить одним лишь отсевом мелочи, без промывки, что частично и практикуется на руднике.

Применяя для такого отсева сита с отверстиями 10—12 мм (лучше 10 мм), можно получить концентрат с содержанием 42—43% железа, при степени извлечения железа 84—85%. (Это относится к руде, не содержащей значительной примеси кремневой гальки). Однако метод обогащения одним отсеиванием нельзя признать рациональным, так как в этом случае качественные результаты хуже, чем в случае обогащения с промывкой.

Проведенные испытания показывают, что введение для богословских бурых железняков элементарного обогащения, состоящего из промывки и частичного отсева мелочи, дает значительный эффект и позволит без больших затрат запасы этих руд значительно повысить и увеличить эффективность работы доменных печей.

Магнитные железняки.

Все взятые пробы магнитных железняков могут быть разбиты на три группы:

- 1) бедные магнитные железняки (пробы 7, 8 и 13);
- 2) богатые сернистые магнетиты (пробы 9, 5 и 6);
- 3) медистые магнетиты (пробы 4 и отчасти 6).

1. Обогащение бедных магнитных железняков (пробы 7, 8 и 13).

Перед опытами обогащения было определено содержание $Fe_{обм.}$, $Fe_{раств.}$, S и Si в руде каждой пробы. Данные приведены в ниже помещенной табл. 3.

Грохочение руды этих проб показало, что руда проб 7 и 8, в особенности 7, представлена в основном кусковым материалом, в руде же пробы 9 преобладает мелочь. Руда пробы 7 оказывает наибольшее сопротивление дроблению, руда же пробы 13 измельчается наиболее легко.

¹ Южн. часть Самского рудника.

Таблица 3.

Результаты неполного химического анализа:
сырой руды проб 7, 8 и 13.

Химический состав	Проба 7	Проба 8	Проба 13
Железо общее	43,8	37,2	37,5
закаисное	12,55	10,55	—
Сера	0,37	0,76	—
Медь	0,03	0,03	0,02

Руководствуясь результатами предварительного просмотра руды и приведенными выше химическими анализами, были проведены предварительные испытания обогащаемости, которые состояли из опытов сухой и мокрой магнитной сепарации отдельных классов сырой руды.

Сырая руда пробы 13 была кроме того промыта в лог-уошере для удаления имеющихся в ней глинистых примесей.

Результаты предварительных испытаний проб 7, 8 и 13 позволили сделать следующие выводы:

1. Руда этих проб успешно обогащается путем электромагнитной сепарации. Применение промывки для пробы 13 нерационально, так как оно незначительно повышает при этом содержание Fe (на 1,5%) и влечет за собой значительные потери Fe в шламах (до 7%).

2. Обогащение крупных классов происходит успешно, причем содержание Fe в хвостах не превышает такового в хвостах после обогащения мелких классов.

3. Нижний предел дробления промежуточных продуктов для проб 8 и 13 равен 2 мм, для руды же типа пробы 7 достаточное разрыхление получается лишь при измельчении промежуточных продуктов ниже 1 мм.

Полученные результаты предварительного испытания дали возможность рассчитывать на успешное обогащение руды трех указанных проб по общим схемам. Для проверки этой возможности проведено было опытное обогащение каждой из трех проб по двум общим схемам, изображенным на фиг. 1 (см. след. стр.), причем промежуточные продукты по всем пробам дробились только до 2 мм.

Верхний предел крупности обогащаемого материала был условно выбран равным 25 мм.

Сводка средних суммарных результатов испытаний по трем пробам приведена в табл. 4.

Таблица 4.

	Проба 7			Проба 8			Проба 13		
	Выход %	Сод. Fe	Извлеч. Fe	Выход %	Сод. Fe	Извлеч. Fe	Выход %	Сод. Fe	Извлеч. Fe
Сырая руда	100,00	44,17	100,00	100,00	37,48	100,00	100,0	36,89	100,0
Концентрат	68,55	56,60	89,95	53,23	59,28	83,97	45,63	60,40	74,8
Хвосты	30,03	13,56	9,45	45,23	11,72	15,16	54,37	17,20	25,2
Шламы	1,42	20,00	0,60	1,54	19,20	0,87	—	—	—

Испытания дали вполне удовлетворительные качественные и количественные (извлечение Fe) результаты, и только для руды пробы 13 получается более низкая степень извлечения, что необходимо учесть при решении вопроса о рентабельности обогащения этой руды.

Полученные в результате обогащения концентраты имеют следующий химический состав (табл. 5).

Таблица 5.

Результаты химического анализа концентратов проб 7, 8 и 13.

№ проб	Химический состав										Потеря прокала.
	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	FeO	Al ₂ O ₃	MnO	CaO	MgO	S	P ₂ O ₅	Сумма Fe	
7	10,80	57,50	21,42	3,90	нет	3,52	нет	0,23	0,01	56,5	2,08
8	6,68	59,35	22,95	2,63	"	3,05	"	0,25	0,01	59,3	0,64
13	8,13	63,70	20,40	0,25	"	1,28	"	0,06	0,03	60,4	0,08

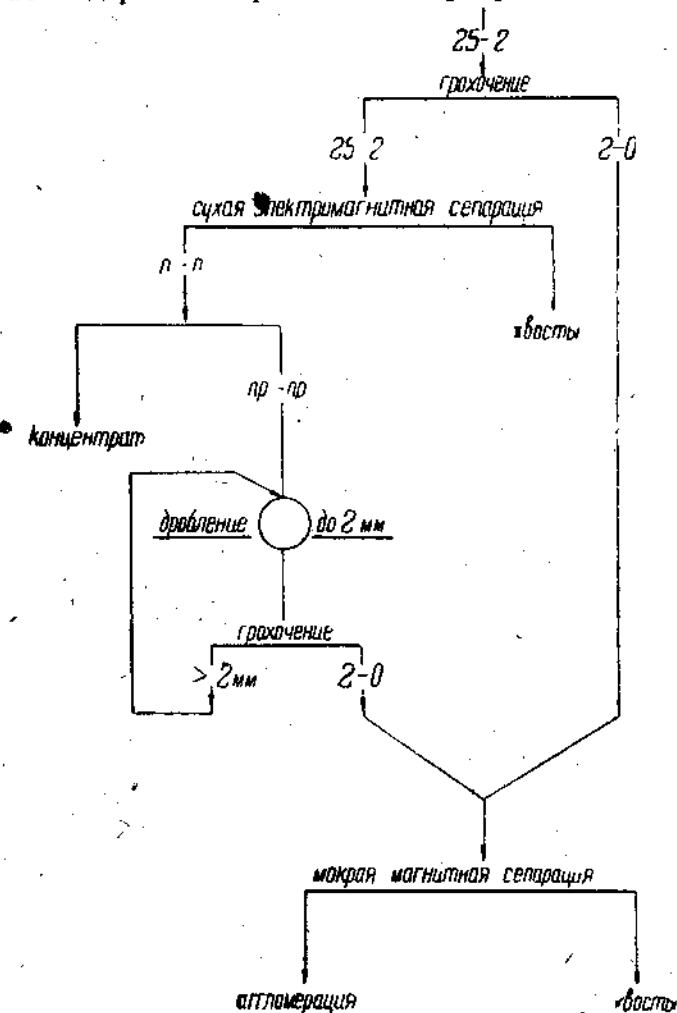
Концентраты проб 7 и 8 отличаются сравнительно высоким содержанием серы.

Путем применения аггломерации для концентрата мельче 6 мм суммарное содержание серы в готовом продукте может быть снижено до 0,11—0,10%.

Касаясь вопроса выбора схемы обогащения для бедных магнитных железняков, необходимо отметить, что с точки зрения технической рациональности целесообразнее обогащать руду по схеме, изображенной на фиг. 2, разгрохочивая ее на классы 25—2 мм и 2—0 мм и пуская первый из них на сухой, а второй — на мокрый магнитные сепараторы. Промытые продукты с сухого сепаратора дробятся на стержневых мельницах до 2 мм, без промежуточного дробления до 6 мм, вследствие чего мокрое дробление (до 2 мм) происходит со свойственной ему большой степенью измельчения, и вся схема значительно упрощается.

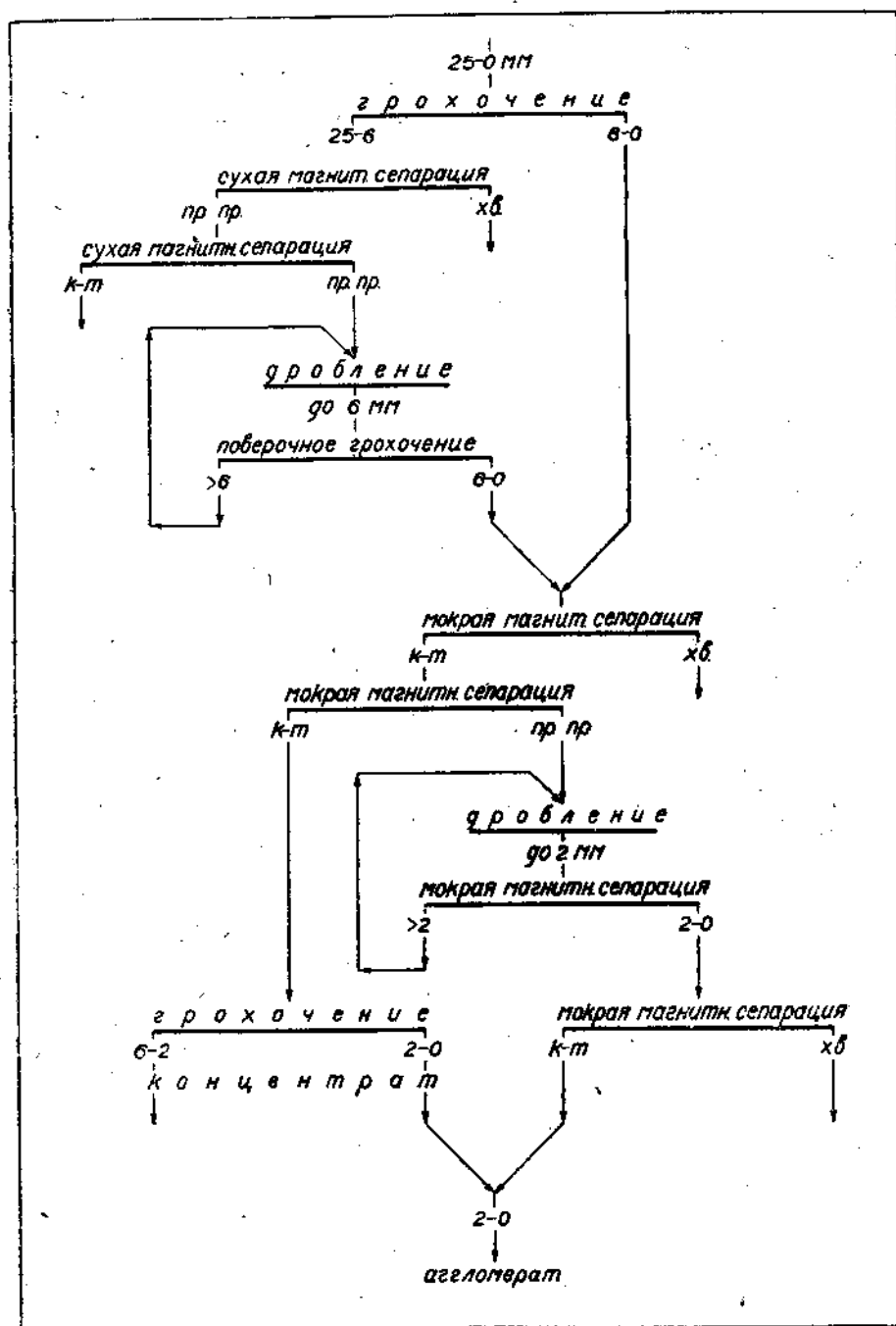
Приведенная схема обогащения обладает следующими преимуществами: 1. Дает возможность получать богатые концентраты крупностью 6—0 мм отдельно от более бедных, крупнее 6 мм, так как крупность 6 мм для проб 8 и 13 является естественным пределом при измельчении, ниже

которого возможно уже выделение богатых концентратов (с содержанием Fe свыше 60%). 2. Грохочение сырой руды производится на сите с отверстиями 6 мм, что имеет преимущества, в особенности для руды типа пробы 13, несколько глинистой, для которой отсев мелочи 2 мм может встретить технические затруднения.



Фиг. 1.

Технические показатели обогащения по обеим схемам почти одинаковы, и выбор схемы будет зависеть главным образом от требований, предъя-



Фиг. 2.

вляемых к концентратам, и от характера обрабатываемой руды в соответствии с изложенными выше соображениями.

Испытания богатых магнитных железняков пробы 4, 5, 6 и 9.

Ниже приводится химический состав богатых магнетитов, причем для проб 4, 5 и 6 Ауэрбаховского рудника был произведен более подробный химический анализ сырой руды.

Таблица 6.

Химический состав сырой руды проб 4, 5, 6 и 9.

№ проб	Сумма Fe	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	FeO	Al ₂ O ₃	MnO	CaO	MgO	S	P ₂ O ₅	Cu	Потеря при прокаливании
4	—	5,66	71,26	17,85	1,76	0,78	1,20	нет	0,07	0,04	0,80	0,48
5	—	1,27	68,21	24,86	0,30	0,26	0,06	0,97	1,43	0,01	0,05	—
6	—	9,11	77,28	4,56	2,92	0,09	1,96	0,56	0,16	0,04	0,19	2,32
9	60,2	—	—	13,5	—	—	—	—	1,29	—	0,05	—

Руда проб 5 и 9 содержит значительное количество серы (свыше 1%), пробы же 4 и 6 сравнительно малосернисты, но отличаются более или менее значительным содержанием меди, в соответствии с чем и испытания этих двух групп проб велись различными методами и преследовали различные цели.

а) Сернистые магнетиты. Испытания сернистых магнитных железняков проб 5 и 9 имели своей задачей изучить возможность получения из них годного для металлургической плавки малосернистого продукта в результате применения методов механической и термической обработки и заключались в опытах грохочения, электромагнитной сепарации, агломерации и окислительного обжига.

Результаты опытов грохочения и электромагнитной сепарации сырой руды показали некоторое различие в поведении руд обеих проб: грохочение руды пробы 5 сопровождается заметным обогащением мелочи серой, содержание которой доходит в ней до 2%. В крупном классе (>6 мм) содержание серы снижается против среднего более чем вдвое (с 1,4 до 0,65%), при этом содержание железа в нем заметно выше среднего. Путем дальнейшей магнитной сепарации крупного класса не удается однако получить концентраты с содержанием S ниже 0,5%.

Для руды же пробы 9 наблюдается другая картина: все полученные в результате грохочения классы имели почти одинаковое содержание серы, близкое к среднему. Магнитная сепарация крупного класса сопровождалась получением магнитной фракции (концентрата) с значительно пониженным содержанием S (до 0,6—0,7% против 1,30% средних) и содержащей до 70% железа. При сепарации мелочи получается концентрат с содержанием серы всего 0,07—0,25%.

Немагнитная фракция представляет собой руду с содержанием серы от 2 до 5% и железа 45—50%.

Такое различие в поведении руды обеих проб можно объяснить в значительной мере различным характером вкрапленности пирита. Несомненно, что обогащение руды серой путем грохочения или магнитной сепарации возможно лишь в пределах определенной крупности, выше которой оно будет уже мало ощутимо. Практическое определение этого предела крупности является очередной задачей испытаний. Выгорание серы в процессе спекания происходит весьма успешно и содержание ее в агломерате равно всего 0,01—0,02%.

Так как грохочение и магнитная сепарация сернистых магнетитов при надлежащем выборе верхнего предела крупности позволяют получить продукт с пониженным содержанием серы, то последний может быть использован для плавки в сыром виде совместно с агломератом. Таким образом количество материала, требующего мелкого дробления и агломерации, уменьшится.

Необходимо отметить, что эффективность применения механической обработки в значительной мере зависит от относительного количества мелочи в сырой руде и от характеристики дробления ее, так как этими факторами определяется выбор верхнего предела крупности, обеспечивающего кондиционное содержание серы в готовом продукте (концентрат + аггломерат).

Опыты, проведенные в институте Механобр с рудой проб 5 и 9, издробленной до 12 и 25 мм, позволили получить суммарный продукт с средним содержанием серы около 0,08%. При этом аггломерировалась мелочь 6—0 мм.

Примечание. Опыты эти нельзя считать достаточно характерными, так как проба 5 взята из разрушенных выходов, а проба 9 получена из старого штабеля руды, вследствие чего выход мелочи был чрезвычайно велик.

Предварительные опыты по окислительному обжигу были поставлены с рудой пробы 9 и велись во вращающейся печи. Крупный и мелкий классы обжигались отдельно, причем получены следующие результаты: (см. табл. 7).

Таблица 7.

Класс в мм	Выход в %	Содержание серы	
		до обжига	после обжига
40—6 . . .	40,0	1,00	0,28
6—0 . . .	60,0	1,50	0,15
Среднее . .	100,0	1,30	0,20

Полученные результаты позволяют уже говорить о возможности предварительной обработки сернистых руд обжигом, однако вопрос этот требует дальнейшей проработки.

б) Медистые магнетиты пробы 4 и 5. К медистым магнитным железнякам был применен комбинированный метод обработки, заключающийся в выделении из руды путем маг-

нитной сепарации слабомагнитных медных минералов и последующей флотации медистых хвостов с целью получения медных концентратов.

Проба 4 из Николаевского разреза содержит значительное количество меди (около 0,80%) в виде малахита и около 0,17% серы, заключенной главным образом в халькопирите; количество последнего незначительно. Измельчение сырой руды перед опытами выделения меди производилось, в соответствии с крупной вкрапленностью малахита, до 2 и 6 мм.

Таблица 8.

Средние результаты опытов по выделению медных хвостов.

Наименование продуктов	Выход в %	Содержание в %		Степень извлечения		Примечание
		Fe	Cu	Fe	Cu	
Сырая руда 6—0 мм	100,0	63,18	0,73	100,0	100,0	
Концентрат	90,07	67,82	0,55	96,0	63,50	Сырая руда дробилась до 6 мм
Хвосты	9,93	26,50	2,84	4,0	36,50	
Сырая руда 2—0 мм	100,0	63,81	0,78	100,0	100,0	
Концентрат	88,84	68,70	0,46	95,6	52,60	Сырая руда дробилась до 2 мм
Хвосты	11,16	25,20	3,32	4,4	47,40	

Опыты производились на барабанном электромагнитном сепараторе мокрого типа. Результаты сепарации приведены в табл. 8.

Из приведенной таблицы видно, что при измельчении руды в пределах от 6 до 2 мм можно получить достаточно богатые медью хвосты при незначительной потере в них железа (от 4 до 4,5%), и что степень извлечения меди в хвостах колеблется от 36 до 48,5% и зависит от предела дробления, увеличиваясь при более тонком измельчении. Железный концентрат содержит меди около 0,5%.

Полученные в результате магнитной сепарации медистые продукты флотировались с целью получения медных концентратов. Опыты флотации производились в лабораторных аппаратах М. С. навесками в 100 и 250 г, которые перед флотацией дробились различное время в шаровых мельницах. В качестве колектора употреблялись изоамиловый ксантат, калийно-этиловый ксантат и остаток от перегонки красного скипидара с 10% P_2O_5 . Вспенивателем служило американское сосновое масло № 5. Процесс велся в присутствии сульфидизатора Na_2S . При этом получали сразу конечные фракции без дальнейших перечисток.

Содержание меди в концентратах флотации колебалось от 6 до 15%. Содержание меди в хвостах получалось высоким, порядка 1%, что отчасти объясняется отсутствием перечисток. Степень извлечения меди получалась порядка 65—78%. В руде пробы 6 наблюдается более мелкая, чем в пробе 4, вкрапленность малахита и некоторое количество тонковкрапленного халькозина; поэтому опыты электромагнитной операции были проведены с рудой крупностью 1—0 мм и 2—0 мм.

Применение электромагнитного обогащения в этом случае не дало должного эффекта, так как получилось большое количество богатых железом и бедных медью хвостов. Это объясняется низкой магнитной проницаемостью гематита, который присутствует в этой руде, составляя 40—45% всех слагающих ее минералов, и попадает в отброс.

Содержание меди в хвостах получилась равным 0,25—0,35% и являлось недостаточным для их успешного флотирования. Для получения медистых хвостов с достаточно высоким содержанием Си в этом случае необходимо применение перед магнитной сепарацией восстановительного обжига руды.

Выводы.

Проведенные Механобром испытания богословских магнетитов позволяют сделать следующие заключения:

1. Обогащение всех опробованных бедных магнетитов (пробы 7, 8, 13) может успешно производиться по общей схеме методом электромагнитной сепарации. Обогащение происходит достаточно успешно как для мелких, так и для крупных классов, причем получают концентраты с содержанием железа не ниже 56,50%. Степень извлечения колеблется в пределах от 75 (проба 13) до 93% (проба 7). Верхний предел крупности для концентратов будет зависеть главным образом от существующих кондиций на серу и от характеристики крупности руды.

2. При подготовке к плавке сернистых магнетитов мыслимо применение комбинированной схемы обработки, состоящей из операций дробления, грохочения, электромагнитной сепарации и аггломерации, что позволит использовать часть руды в сыром виде. Особое внимание при этом необходимо обратить на выбор верхнего предела крупности.

3. При электромагнитном обогащении медистых магнетитов можно выделить богатые медные хвосты, которые успешно могут быть обогащаемы флотационным методом на получение медных концентратов.

Предварительные опыты флотации медистых хвостов позволили получать медные концентраты с содержанием меди до 15%. Окончательная потеря железа в медных концентратах равна всего 0,8—1,0%.

Медистые железные руды, содержащие значительное количество гематита (мартита), для успешной концентрации меди в хвостах нуждаются в предварительном обжиге.

Для более полного освещения вопросов обогатимости богословских магнетитов интересно провести дополнительно следующие работы:

1. Провести подробные испытания медистых железных руд, так как возможность извлечения меди, установленная Механобром, хотя и обещает все благоприятные предпосылки, но исследована на руде случайной пробы и без достаточно всестороннего изучения вопроса.

В отношении разработки методики интерес представляют три основных разновидности руд: а) магнетиты с окисленными медистыми минералами, б) магнетиты с медистыми сульфидами, в) медистые железные руды, содержащие значительное количество окисных железных минералов (гематит, мартит, лимонит и др.).

2. Детально исследовать возможность удаления серы путем обжига, для чего нужна постановка в институт Механобр опытов с пробами сернистых магнетитов основных разновидностей.

3. Установить пределы крупности при подготовке к плавке сернистых магнетитов в зависимости от характеристики сырой руды и содержания в ней серы. Для проведения этой работы наиболее рациональна постановка на месте опытов грохочения, дробления и сухой электромагнитной сепарации с большим количеством различных типов сернистых магнетитов.

Хром содержащие железные руды Ауэрбаховского рудника.

Ауэрбаховская хромисто-железная руда состоит из нескольких рудных компонентов, главнейшими из которых являются гематит, водные окислы железа (лимонит, гидро-гематит, турьит и др.), магнетит и хромит. Кроме того в ней имеется небольшое количество ильменита и сульфидов.

В структурном отношении руда представлена также несколькими различными формами оруднения, из которых наиболее распространенными являются оолитоподобные образования, обычно сцементированные окристо-железистым цементом и представляющие как бы конгломерат. Наряду с последними в руде обрабатываемых проб встречаются в изобилии жеоды, плитчатая руда с натечными образованиями и более или менее рыхлые образования из окристо-песчано-глинистого материала, сцементированные окислами железа. Преобладающая крупность отдельных оолитообразных зерен лежит в пределах 0,5—15 мм; крупность жеод и других рудных образований достигает в отдельных случаях 200 мм и больше.

В отдельных кусках основная масса руды состоит из гематита, а также лимонита и других водных окислов железа. Магнетит присутствует в виде вкрапленности различной крупности, образуя местами сплошные поля; он рассеян повсюду, но преимущественно распространен в оолитах. Вкрапленность хромита встречается также повсюду: в оолитах, в буром железнике, в песчано-глинистой массе, в цементе и в крупных зернах магнетита. Крупность зерен хромита не превышает 0,5 мм, причем преобладают зерна меньше 0,2 мм. Ниже приводятся химические анализы руды всех трех проб.

Таблица 9.

Химические анализы трех проб сырой руды.

№ проб	Железо		SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MnO	P ₂ O ₅	Cr ₂ O ₃	S	Потеря при прокаливании
	общее	в магнетите (растворимое)								
1	39,9	1,06	28,11	11,0	0,46	0,09	0,098	2,47	0,108	7,85
2	35,15	не опред.	30,08	13,0	0,51	0,05	0,108	2,34	0,07	8,76
3	44,2	1,34	23,57	—	—	0,11	0,075	1,70	0,09	6,41

Необходимо отметить более низкое содержание хрома в руде пробы 3, самой богатой по железу.

Опыты по выделению хрома.

Опыты эти были поставлены с рудой пробы 3, как содержащей минимальное количество пустой породы, что должно было облегчить оценку эффекта разделения железной и хромистой фракций.

Были основания считать, что хромит в большей степени, чем с другими минералами, связан вкрапленностью и изоморфным смешением с магнетитом и что следовательно можно ожидать обогащения хромом магнитной части руды и соответственного обеднения им буро-железняковой и гематитовой фракций. Для изучения этого вопроса были поставлены опыты электромагнитной сепарации и концентрации на столах, проведенные с рудой издробленной до крупности песка (до 2 мм).

Опыты эти не дали положительных результатов, так как фракция хвостов магнитной сепарации содержит почти столько же хрома, как и магнетитовая; шламовая фракция, содержащая всего лишь 0,49% закиси Fe, по содержанию хрома даже богаче других.

Таким образом механическая обработка руды (проба 3) при крупности, превосходящей крупность вкрапленности, не дает возможности получить малохромистые железные концентраты.

Вследствие этого были произведены опыты выделения хром содержащего минерала при тонком измельчении руды с целью освобождения из сростков отдельных его зерен, крупность которых лежит в пределах 0,3—0,07 мм. Опыты велись на электромагнитном сепараторе типа „Ветерилль“ и на шламовом столе с рудой предварительно промытой и издробленной до 0,2 и 0,15 мм. При этом был получен целый ряд промежуточных фракций, которые подвергались химическому анализу и минералогическому просмотру. Результаты опытов приведены в табл. 10.

Таблица 10.

Результаты опытов концентрации хрома при тонком измельчении.

Магнитная сепарация				Концентрация на шламовом столе				
№ фракций	Выход %	Содержание %		№ фракций	Выход %	Содержание %		
		Fe	Cr ₂ O ₃			Fe	Cr ₂ O ₃	Fe"
I	20,16	62,45	1,78	I	9,80	68,9	0,40	6,58
II	25,16	55,6	2,25	II	12,75	68,82	1,70	5,01
III	16,35	42,39	2,16	III	21,57	49,02	1,94	2,15
IV	12,26	39,35	1,49	IV	23,53	32,44	1,23	0,95
V	9,96	34,63	1,46	V	3,92	24,43	1,07	1,15
VI	6,29	19,25	1,33	шламы	28,43	40,95	1,56	1,32
VII	9,82	5,01	следы					

В обоих опытах наблюдается концентрация хрома в близких к концентрату промежуточных фракциях. Магнитная проницаемость хромита в этой руде является повидимому несколько повышенной против нормальной, чем и можно объяснить наличие свободных зерен его даже в первой магнитной фракции. Путем концентрации на столах удается выделить чрезвычайно богатую железом фракцию с низким содержанием хрома (0,4% Cr₂O₃). Однако малый выход этой фракции и необходимость тонкого измельчения руды вряд ли позволят использовать эти результаты для практического получения малохромистого железного концентрата.

Необходимо отметить отсутствие резкой концентрации хрома в хро-

мистых фракциях и значительное содержание его в хвостах и шламах мокрой концентрации.

Испытание обогатимости пробы 3.

В виду возможности использовать хромисто-железную руду для выплавки хромистых чугунов и учитывая трудности практического разделения железа и хрома в этих рудах, испытания обогатимости велись в направлении получения коллективного хромисто-железного концентрата. При этом отдельные концентраты, отличающиеся значительно по содержанию хрома, учитывались отдельно, имея в виду возможность их различного технического использования.

В основу схемы испытаний обогатимости руды пробы 3, вследствие значительной магнитности оолитов, положено было стадийное электромагнитное обогащение, и только последняя стадия обогащения, производимая при измельчении руды ниже крупности вкрапленности, исполняется на столах, чтобы извлечь в концентрат зерна слабомагнитных рудных минералов.

В начале схемы помещена промывка руды, которая не вызывалась необходимостью и поставлена была главным образом для выяснения поведения этой руды в случае совместной обработки ее с более бедными глинистыми рудами, требующими промывки. Конечное дробление промежуточных продуктов производилось до 0,15 мм.

Обогащение начиналось при крупности 25 мм.

Результаты испытаний показали, что промывка руды пробы 3 вполне допустима, так как содержание Fe в шламах не превосходит таковое в хвостах, и что бедный класс 2—0 мм сырой руды может быть окончательно обогащен одним приемом магнитной сепарации, так как естественная мелочь состоит в основном из мелких оолитов и из свободных кусочков бедной песчано-глинистой массы.

Обогащение на Fe руды этой пробы с качественной стороны происходит вполне успешно. Содержание Fe в суммарном концентрате равно 53,5%, при выходе его около 63%. Однако необходимо отметить значительные потери металла в отбросах, достигающие по железу 23%, а по хрому 37%. Содержание SiO_2 в суммарном концентрате определено в 13,12%, содержание As—0,017%.

Испытание обогатимости проб 1 и 2.

Руда этих проб представляет собой большое разнообразие форм оруднения, различающихся по минералогическому составу и следовательно по содержанию Fe, а также по своим физическим свойствам (магнитность, уд. вес и т. д.). Характерные образцы отдельных разновидностей оруднения были даны в химанализ и подвергнуты просмотру, причем получены следующие результаты (табл. 11).

Таблица 11.

№ образцов	Наименование разновидности	Химический состав	
		Fe общее	Cr_2O_3
I	Плитчатая руда с натечными образованиями	42,77	1,10
II	Куски рудных жезд (с песчано-глинистыми конкрециями)	33,52	0,56
III	Конгломерат из сцементированных оолитов	56,98	2,44
IV	Куски песчано-глинистой охристой массы, сцементированной рудными минералами	32,79	1,91

В соответствии с чрезвычайным разнообразием в крупности, физических свойствах и составе слагающих руду компонентов, в предварительные испытания руды проб 1 и 2 вошли опыты мойки, грохочения, мокрого и магнитного обогащения и ситовые анализы мелочи.

Грохочение мытой руды показало, что в обоих пробах наиболее богатыми как по железу, так и по хрому оказались классы 6—2 мм.

Просмотр полученных классов обнаружил, что материал крупностью 6—2 мм в значительной мере состоит из оолитов, количество которых в крупных классах постепенно убывает. В пробе 2 наряду с нормальными оолитоподобными зернами встречаются в большом количестве менее плотные, иногда пористые зерна с неправильными окатанными гранями и с значительно более низким содержанием железа. Крупные классы состоят в основном из жеод, а также пластинчатых разностей и различных натечных образований, иногда слоистых. Мелочь 2—0 мм состоит частью из мелких оолитов, в основном же из охристо-железистого и песчано-глинистого материала, легко разрушающегося.

Ситовой анализ класса 2—0 мм показал, что, разгрохочивая его на сите с отверстиями 0,8—1,0 мм, можно получить более богатый крупный материал с содержанием Fe 40—45% и мелкий отброс с содержанием 20—21% железа.

Интересно отметить, что самые мелкие фракции ситового анализа (<0,1 мм) несколько обогащены железом, что происходит повидимому за счет тонкой вкрапленности рудных минералов, освобождающихся из рудного цемента при его разрушении.

Крупные классы (>25 мм) подверглись рудоразборке, результаты которой показали, что может быть отобрано в среднем около 30% крупной руды с содержанием Fe около 43%, остальное же количество ее должно подвергнуться дальнейшему обогащению. Выделить рудоразборкой бедные отбросы не удалось.

Магнитное обогащение мытой руды дает качественно удовлетворительные результаты, однако сепарация материала крупнее 25 мм не имеет практического смысла вследствие незначительности выхода концентратов.

Опыты мокрого обогащения велись с сырой рудой, издробленной до 12 мм.

Отсадкой удавалось получить значительные (свыше 30%) выхода концентратов с содержанием Fe до 50% и выше, причем выделение концентратов шло наиболее успешно при крупности меньше 10 мм. Бедные хвосты (содержанием Fe ниже 25%) удавалось получить лишь при крупности ниже 3 мм, при обработке же крупных классов содержание железа в хвостах превышало 30%.

Результаты концентрации на столах более благоприятны в отношении мелочи (мельче 0,4 мм), содержащей, как указывалось выше, мельчайшие рудные зерна. Концентрация материала 1,5—0,4 мм дает худшие результаты.

Опытное обогащение.

На основании результатов предварительных опытов были намечены три варианта схем испытаний.

Схема I заключалась в промывке всей руды и последующем грохочении ее, причем мелочь 1,0—0 мм шла в отброс, материал 10—1,0 мм шел как готовый концентрат, а руда крупнее 10 мм обогащалась в четыре стадии: в первой стадии рудоразборкой и электромагнитной сепарацией, во второй—отсадкой и в двух последних—концентрацией на столах. Пределы измельчения при этом были: 10 мм, 2 мм и 0,2 мм.

Схема II представляет в сущности ту же схему I, в которой отброшено обогащение материала >10 мм. Таким образом вся мытая руда за исключением отсеиваемой мелочи идет в концентрат.

По схеме III во избежание разубоживания концентрата бедной мелочью, нижний предел грохочения установлен в 2 мм вместо 1,0 мм, при этом мелочь 2—0 мм обрабатывается на столах.

Результаты испытаний по всем трем схемам усматриваются из приведенной ниже таблицы концентратов.

Таблица 12.

Концентраты, полученные при опытном обогащении руды проб 1 и 2.

Схема	Проба 2					Проба 1				
	Выход %	Содержание %		Извлечение %		Выход %	Содержание %		Извлечение %	
		Fe	Cr ₂ O ₃	Fe	Cr ₂ O ₃		Fe	Cr ₂ O ₃	Fe	Cr ₂ O ₃
I	48,43	43,62	3,04	61,76	62,71	40,62	49,09	2,98	63,67	59,75
II	57,22	41,25	2,61	69,49	65,06	54,6	47,10	2,80	67,23	62,00
III	62,99	41,20	2,90	75,22	87,60	62,06	45,50	3,20	73,85	80,50

В отношении обогащения на железо лучшие качественные результаты дала схема I, однако степень извлечения Fe при этом значительно ниже, чем при обогащении по остальным схемам.

Из сравнения результатов работы по схемам II и III видно, что введение вместо отсева гидравлической классификации и концентрации для естественной мелочи дает преимущества в отношении извлечения железа по сравнению со схемой II, но качественные результаты при этом либо остаются теми же, либо даже ухудшаются (проба 1). Основным преимуществом схемы III является высокая степень извлечения хрома в концентрате, которая колеблется в пределах от 80 до 90%.

Преимуществом схемы II является ее простота, так как она может быть осуществлена установкой промывочного аппарата любой конструкции в комбинации с грохотом и не требует никакой сложной аппаратуры.

При испытании отмечалось повышенное содержание хрома в промывном классе 10—1,0 мм, а также в концентратах со столов, особенно при концентрации естественной мелочи и в последней стадии обогащения промежуточных продуктов (по схеме I), где содержание Cr₂O₃ превышает 4—5%. В случае надобности такие богатые хромом концентраты могут быть получаемы отдельно.

В суммарных концентратах по схеме I определено содержание SiO₂

Проба 1 SiO₂ = 11,59%

Проба 2 SiO₂ = 15,53%

Обогащение с предварительным обжигом руды проб 1 и 2.

Вследствие того что при обогащении сырой руды проб 1 и 2 получены недостаточно высокие технические показатели, были проведены с рудой этих проб опыты электромагнитного обогащения с предварительным восстановительным обжигом.

Крупность обжигаемого материала была 40—0 мм. Обжиг руды производился во вращающейся цилиндрической печи. Восстановительная атмосфера достигалась сжиганием нефти при недостаточном для нормального горения количестве воздуха. Температура обжига держалась в пределах 800—900°С. Время пребывания материала в печи было 6—7 минут. Обогащение обожженной руды велось в три стадии на электромагнитных сепараторах барабанного типа, причем материал > 2 мм обогащался на сухом, а мельче 2 мм — на мокром сепараторе. Суммарные результаты испытаний по обоим пробам приводятся в табл. 13.

Таблица 13.

Суммарные результаты обогащения руды проб 1 и 2 с предварительным восстановительным обжигом.

Наименование продукта	Проба 1			Проба 2		
	Выход в %	Содерж. Fe в %	Извлеч. Fe в %	Выход в %	Содерж. Fe в %	Извлеч. Fe в %
Исходный	100,00	40,90	100,00	100,00	35,09	100,00
Концентрат	62,25	52,75	84,33	54,23	50,86	78,60
Хвосты	30,13	18,60	11,68	44,21	16,24	20,46
Шламы	4,62	35,20	3,99	1,56	21,14	0,94

Магнитное обогащение с предварительным обжигом дает достаточно хорошие результаты, особенно в отношении извлечения железа, которое для пробы 1 превышает 84%, а для пробы 2 — 78%.

Концентрация хрома при этом процессе невелика и потери его в отбросах значительны. Содержание хрома в различных концентратах почти одинаково и близко к 2,6%. Степень извлечения его в концентратах равна примерно 50—60%.

Содержание закисного железа в концентратах пробы 2 колебалось в пределах от 8 до 18%, в концентратах пробы 1 — в пределах от 12 до 22%, в зависимости от крупности их.

Выводы.

Давая сравнительную оценку результатам испытаний по разным схемам без предварительного обжига, можно заключить что для руды первого сорта типа пробы 1 рациональнее применить обогащение по схеме II или III смотря по тому, насколько важно будет уменьшить потери хрома в хвостах.

Что касается руд второго сорта (проба 2), то здесь применение упрощенных схем снижает содержание Fe в концентратах до пределов, ставящих под сомнение рентабельность их плавки.

Руда пробы 3 обогащается достаточно успешно по приведенной схеме, однако вследствие богатства ее железом вполне достаточно будет ограничиться для руды этого типа обогащением на столах отсеянной мелочи, что значительно увеличит степень извлечения железа и хрома.

Таким образом при совместной обработке руды всех трех типов, в том случае если бедная руда типа пробы 2 не преобладает, можно применить в качестве общей схему III — с промывкой руды, отсевом мелочи и обработкой ее гидравлической классификацией и концентрацией.

Такая схема обеспечивает максимальное извлечение железа и хрома в концентрате. Принимая условно соотношение различных типов руд равным 1:1:1, можно получить концентраты с содержанием Fe от 44 до 45% и Cr_2O_3 — до 3%, при степени извлечения Fe от 75 до 80%.

Обогащение с предварительным восстановительным обжигом дает хорошие результаты (сод. Fe в концентрате свыше 50% и извлечение Fe около 80%) и может быть рекомендовано для всех типов руды. При этом для уменьшения количества обжигаемого материала рационально перед обжигом поставить магнитную сепарацию сырой руды.

Недостатком этого процесса является сравнительно высокое содержание закисного железа в концентратах, что возможно объясняется высокой температурой обжига.

Окончательный выбор схемы должен быть решен подсчетом стоимости обогащения и металлургического процесса для различных вариантов.

Агломерация магнетитовой руды Богословского месторождения.

Испытанию по агломерации были подвергнуты четыре пробы мелочи сырой руды (проб 4, 5, 6 и 9) и концентраты электромагнитного обогащения проб 7, 8 и 13.

Данная магнетитовая руда, богатая по содержанию железа (56—68%), не может быть отнесена к порвосортным из-за большого количества серы, доходящего в отдельных пробах до 1,3—1,4%.

Целью данных испытаний и было во-первых выяснить возможность удаления серы в процессе агломерации и во-вторых установить оптимальный состав шихты для спекания.

Условия проведения опытов.

Агломерация, давая хорошие результаты по удалению серы, требует для спекания сравнительно мелкий продукт. Поэтому все пробы сырой руды дробились до крупности 2—0 и 4—0 мм и в таком виде подвергались спеканию.

Что же касается концентратов электромагнитного обогащения, то крупность их была 6—0 мм и не требовала дополнительного измельчения.

Все опыты проводились в лабораторной печи системы Гриневальда, с единовременной загрузкой 10—12 кг. Высота слоя была принята 150 мм и в течение всех испытаний оставалась неизменной.

В качестве горючего употреблялась коксовая мелочь крупностью 4—0 мм, содержащая серы 1,49%, влаги 4,2%, золы 13,65%. Количество кокса варьировало от 3 до 7%. Вода, необходимая для увлажнения шихты, добавлялась в количестве от 1,9 до 5% от веса руды, в зависимости от гигроскопической влажности последней.

Агломераты опытов подвергались испытанию на механическую прочность (удар и истирание), определению пористости и анализу на содержание общего железа, закисного железа и серы.

Всего по всем пробам было проведено 74 опыта.

Ниже приводятся средние данные испытания отдельных проб.

При добавке в состав шихты 3—4% горючего почти все пробы давали мало удовлетворительные результаты как по величине выхода годного аггломерата, так и по его прочности. Кроме того при таком количестве горючего недостаточно полно происходило обессеривание руды, содержащей повышенное количество серы.

Хорошие результаты получаются при дозировке горючего 6—7% для сырой руды и 5—6% для концентратов.

Все опыты, проведенные с добавлением оборотного продукта (20%), не дали значительного повышения качества и выхода годного аггломерата.

Выводы.

1. Снижение серы в богословской руде в процессе агломерации происходит вполне удовлетворительно.

2. Полученный аггломерат представляет прочный пористый продукт, средняя пористость 53—58%, с довольно незначительным содержанием закиси железа.

№ по порядку	Наименование и № проб	Крупность руды	Состав шихты в %				Вых. синтера в %		Получ. масоч. при испыт.		Продолжительность процесса	Разр. вод. слюба в мм		Пористость в %	Данные химического анализа			
			руда	оборотный продукт	кокс	вода	ГОД. АТЛ. < 5 мм	металл > 5 мм	на удар	на истирание		% по ат-гмографии	%		Fe общ. %	Fe% в агломерате		
1	Сырая руда, проба 4	2-0	94	—	6	4	89,7	6,1	8,8	12,1	13	210	95	—	0,17	0,01	63,29	10,10
2	" " " 4	2-0	98	—	7	4	91,68	3,8	4,8	6,5	14	270	120	—	0,17	0,01	63,29	12,94
3	" " " 5	2-0	76,0	20	4,0	2,7	89,2	9,1	5,0	12,1	6	360	160	59,0	1,42	0,01	67,85	14,92
4	" " " 5	2-0	75	20	5	2,7	91,4	5,0	4,4	9,0	6	370	150	—	1,42	0,01	67,85	15,82
5	" " " 5	4-0	95	—	5	3,0	91,1	7,0	11,8	11,3	7	240	130	—	1,42	0,01	67,85	15,15
6	" " " 5	4-0	75	20	5	4,0	91,9	6,9	7,4	13,2	7	240	70	59,0	1,42	0,02	67,85	17,12
7	" " " 6	4-0	94	—	6	4,3	92,5	4,8	3,5	6,4	10	280	120	—	0,16	0,04	57,97	—
8	" " " 6	4-0	95	—	5	4,2	90,5	8,3	5,3	8,7	10	270	130	—	0,16	0,05	57,97	—
9	" " " 9	2-0	95	—	5	3,5	76,6	14,0	18,4	35,0	13	365	170	57,0	1,29	0,02	60,92	—
10	" " " 9	4-0	95	—	5	0,5	76,0	10,9	27,9	39,0	8	280	160	—	1,29	0,01	60,92	11,92
11	Концентрат, проба 7	6-0	95	—	5	4,2	91,7	6,8	1,2	4,5	18	240	160	—	0,175	0,01	58,20	9,18
12	" " " 7	6-0	75	20	5	5,0	92,5	6,8	2,6	3,9	18	240	130	—	0,175	0,01	58,20	—
13	" " " 8	6-0	95	—	5	5,0	89,8	9,0	3,5	4,0	14	220	130	54-60	0,18	0,01	61,20	14,16
14	" " " 8	6-0	75	20	5	5,0	83,5	14,0	5,0	4,6	14	180	115	—	0,18	—	61,20	19,12
15	" " " 13	6-0	95	—	5	3,0	74,0	25,0	8,8	13,4	8	190	130	57	0,06	0,01	62,60	12,61
16	" " " 13	6-0	75	20	5	3,5	79,0	17,5	6,4	13,0	8	190	70	—	0,06	0,01	62,60	—

3. Крупность зерен для спекания сырой руды должна быть не выше 4 мм и как крайний предел можно допустить класс 6—0 мм. Лучшая крупность 2—0 мм. Для концентратов хорошие результаты дает класс 6—0 мм.

4. Дозировку горючего при спекании сырой руды надо держать в среднем 6—7%, для концентратов 5—6%.

П. П. Титов.

Испытания обогатимости двадцати проб железной руды месторождений г. Благодать.

Руды горы Благодать можно разделить на два основных типа:

- 1) валунчатые,
- 2) коренные.

Для испытания обогатимости из месторождения было всего взято двадцать проб. В пробы вошли все разновидности основных типов руд. Взяты пробы по выработкам распределяются в следующем порядке:

1. Выработка 7. Взята одна средняя проба (1) весом 3 т. Взятые руды представляют среднюю пробу седьмой выработки ныне разрабатываемого горизонта.

2. „Оспенные“ руды. Пробы, взятые между 7-й и 2-й выработками, в количестве 2, причем одна из них — окисленная (3) (верхнего горизонта), другая — неокисленная (2) (нижнего горизонта).

3. Выработка 2. Из западной части выработки 2 взято пять проб: четыре (5, 6, 7, 8) из них взяты из вагонеток и везов, соответственно сортам руд, добываемых горными работами; пятая (4) проба представляет среднюю для всей западной части выработки 2. Вес каждой пробы около 3 т. Из восточной части выработки 2 взято три (9, 10, 11) пробы, материалом для проб послужили керны: скважины 90 и скважин 68, 69, 73. Вес пробы из скважины 90 около 2 т, из скважин 68, 69, 73—200 кг. Вес третьей пробы около 1 т.

4. Выработка 6. Из западной части выработки 6 взята одна (12) проба весом около 3 т.

5. Выработка 9. Пробы брались в течение нескольких дней из вагонеток, соответственно сортам руд, добываемых горными работами. Таких проб взято три (13, 14, 15), весом каждая около 3 т. Четвертая проба (16) составлена из первых трех (13, 14, 15) в равных отношениях по весу 1:1:1. Кроме того пятая проба (17) из выработки 9 взята из скважины 81. Материалом для этой пробы послужили керны. Вес пробы из скважины 81 — 200 кг.

6. Валунчатое месторождение. Разрабатываются тремя выработками. Из каждой выработки взято по одной пробе весом около 5 т каждая (пробы 18, 19, 20).

Минералогический анализ образцов.

1. Выработка 7 содержит в себе гранато-магнетитовые руды. Рудным минералом является магнетит. Нерудным минералом гранат и хлорит. Вкрапленность магнетита 0,5—0,05 мм.

Строение рудных участков зернистое, сплошное.

Руды бессернистые, сравнительно бедные по содержанию железа.

2. В „оспенных“ рудах рудным минералом является магнетит, нерудным — полевой шпат, эпидот, гранат, кальцит, пирит и халькопирит.

3. Выработка 2. В пробах, взятых из западной части выработки 2, рудными минералами является магнетит, пирит, нерудными — хлорит, кальцит, полевой шпат. Руды западной части можно разделить на 2 группы: сернистые и бессернистые. Вкрапленность колчедана самая различная — от 0,1—2 мм, встречается участками до 4 мм в поперечнике.

В восточной части выработки 2 руды окисленные, бедные по содержанию железа — от 36 до 45%, серы — от следов в глубинной части до 0,75% в верхних горизонтах.

4. Выработка 6. Руды, богатые по содержанию железа и серы. Вкрапленность — мелкая.

5. Выработка 9. Рудная часть представлена магнетитом и мартитом, нерудная часть представлена разрушенными продуктами орудного ортофира. Порода крошится в руках, имеет цвет от оранжевого до белого. Гранаты и полевые шпаты разрушены и каолинизированы. На глубине 60 м от дневной поверхности находятся окисленные руды, ниже этого горизонта идут руды по своему характеру подобные окисленным рудам.

6. Валунчатое месторождение. Руды валунчатых месторождений глинистые, с большим содержанием влаги, глина — вязкая, коричневая.

Химический состав 20 проб приведен в табл. 1.

Таблица 1.

Химические анализы руды, взятых проб.

Элементы	№ п р о б									
	1	2	4	5	6	7	8	9	10	
Fe	36,32	39,90	51,79	61,80	58,80	35,60	18,21	36,95	47,90	
SiO ₂	20,44	23,20	12,20	5,17	6,46	22,60	33,98	22,32	14,20	
Fe ₂ O ₃	42,54	35,06	51,06	58,46	56,07	37,38	18,60	36,94	47,11	
FeO	8,77	10,95	20,35	25,85	25,52	12,49	4,80	14,41	19,38	
Al ₂ O ₃	7,23	7,80	3,66	1,93	1,57	5,66	10,49	9,83	6,33	
MnO	1,28	0,78	1,18	1,24	1,09	1,11	0,90	1,12	0,89	
CaO	16,34	8,40	7,16	3,57	4,48	17,60	22,92	13,20	8,32	
MgO	1,74	2,42	2,00	1,85	1,75	1,61	1,97	2,08	1,82	
Потеря при прокалив.	1,64	1,11	0,21	0,76	0,62	0,70	2,99	0,92	0,54	
P	—	0,005	0,004	0,011	0,047	0,003	0,039	—	0,009	
S	следы	0,55	—	0,132	0,473	0,233	следы	следы	0,051	
TiO ₂	0,37	0,51	0,40	0,52	0,79	0,55	0,99	0,47	0,64	

Продолжение.

Элементы	№ п р о б								
	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Fe	44,20	63,26	58,23	39,21	60,44	31,34	57,54	49,22	49,30
SiO ₂	17,72	2,70	6,52	18,64	5,24	35,00	5,88	12,62	14,64
Fe ₂ O ₃	43,34	75,04	68,67	51,30	71,33	20,26	67,20	67,37	60,60
FeO	18,00	19,95	13,20	4,30	13,65	9,30	13,57	2,70	8,94
Al ₂ O ₃	5,18	3,54	5,43	13,19	4,03	12,80	4,61	8,45	6,53
MnO	0,79	0,56	0,52	1,07	0,64	0,64	1,44	1,01	1,06
CaO	8,95	0,85	0,67	1,60	1,00	11,28	2,48	3,16	—
MgO	1,65	0,37	0,71	0,61	0,51	3,62	1,13	0,60	0,74
Потеря при прокалив.	1,00	1,49	3,13	7,78	2,80	2,68	1,68	4,00	3,22
P	0,038	0,056	0,054	0,032	0,021	—	0,027	0,075	0,025
S	0,502	следы	—	0,017	следы	—	—	следы	0,045
TiO ₂	0,52	0,64	0,83	0,53	0,69	0,81	0,51	0,37	0,48

Для 3 и 11 проб полных химических анализов не имеется.

Процесс обогащения.

Коренные руды.

На основании результатов минералогического анализа образцов и полного химического анализа проб сырой руды, обогащение 13 проб коренного месторождения производилось электромагнитным способом, причем классы 35—25 мм, 25—12 мм, 12—6 мм, 6—3 мм обрабатывались на сухом магнитном сепараторе при различных значениях силы магнитного поля, а классы 3—0 мм, 2—0 мм, 1—0 мм на мокром магнитном сепараторе, при одном и том же значении силы магнитного поля для всех классов.

Промежуточные продукты от классов 35—25 мм и 25—12 мм, представляющие собой сrostки, измельчались до 12 мм, пром. продукты классов 12—6 мм и 6—3 мм измельчались до 3 мм; каждый класс после грохочения обогащался на соответствующем электромагнитном сепараторе.

Сводные результаты испытаний электромагнитным способом руд коренного месторождения на мокром и сухом магнитных сепараторах приведены в табл. 2.

Руды валунчатого месторождения.

К этому типу руд относятся все пробы, взятые из выработки 9 (кроме пробы из скважин), а также пробы, взятые из валунчатого месторождения. Руда указанных проб была подвергнута промывке, после чего мытый продукт подвергался грохочению на классы. В том случае когда содержание Fe в классах мытого продукта не удовлетворяло металлургическим кондициям, последний поступал в дальнейшую обработку электромагнитным способом. Материал крупностью больше 2 мм обогащался на сухом магнитном сепараторе: класс 2—0 мм и шламмы после промывки обогащались соответственно на мокром магнитном сепараторе и магнитном лог-ушере.

Сводные результаты обогатимости испытаний валунчатых руд приведены в табл. 3.

Из рассмотрения табл. 2 и 3 следует:

1. Все руды коренного месторождения, кроме проб 1, 2 и 3, после обогащения дают богатые концентраты (от 57 до 62% железа), отвечающие металлургическим кондициям, при невысоком содержании железа в хвостах (от 8 до 18%). При дроблении промежуточных продуктов и последующей их обработке путем магнитной сепарации содержание железа в концентратах уменьшается, в хвостах же повышается; поэтому обогащение промежуточных продуктов нерационально.

2. Все руды проб валунчатого месторождения (табл. 3) после их обогащения дают богатые концентраты (содержание железа от 56,43 до 65,05%), причем содержание железа в хвостах и шламмах колеблется от 23,63 до 28,69%.

С целью проверки результатов качественных испытаний были поставлены дополнительные (количественные) опыты обогащения коренных руд (пробы: первая—седьмой выработки, средняя—второй выработки и средняя—шестой выработки) по схеме (фиг. 1).

Кроме того для сравнения результатов обогатимости руда проб, взятых из 7-й выработки, после дробления до 3 мм была подвергнута обработке на мокром магнитном сепараторе при силе тока в 15 А, в один прием.

Результаты опытов приведены в табл. 4, 4а, 5, 5а, 6, 6а, 7.

Проба первая 7-й выработки.

Таблица 2.

№ проб	Наименование продукта	Выход в %	Содержание Fe в %	Извлечение в %	Примечание
1	Концентрат	49,82	50,35	72,38	Выработка 7
	Хвосты	50,18	19,10	27,62	
2	Руда	100,00	34,67	100,00	Оспенная неокисленная
	Концентрат	64,04	53,85	92,63	
3	Хвосты	35,96	7,66	7,87	
	Руда	100,00	37,34	100,00	Оспенная
	Концентрат	21,15	52,50	69,43	
4	Хвосты	78,85	6,27	30,57	
	Руда	100,00	16,13	100,00	Средняя проба выработки 2
	Концентрат	80,27	57,60	94,68	
5	Хвосты	19,73	10,50	5,32	
	Руда	100,00	48,92	100,00	Выработка 2
	Концентрат	95,83	62,44	98,81	
6	Хвосты	4,17	17,27	1,19	
	Руда	100,00	60,66	100,00	Выработка 2
	Концентрат	94,98	61,35	98,44	
7	Хвосты	5,02	18,73	1,56	
	Руда	100,00	60,21	100,00	Выработка 2
	Концентрат	46,69	63,40	71,66	
8	Хвосты	53,31	18,50	28,34	
	Руда	100,00	34,78	100,00	Выработка 2
	Концентрат	9,81	57,79	32,10	
9	Хвосты	90,12	13,41	67,90	
	Руда	100,00	17,79	100,00	Скважина 90
	Концентрат	55,87	59,42	89,60	
10	Хвосты	44,13	8,72	10,40	
	Руда	100,00	36,92	100,00	Скважины 68, 69, 73
	Концентрат	67,06	61,25	91,78	
11	Хвосты	32,94	13,60	8,22	
	Руда	100,00	44,71	100,00	Выработка 2, восточная часть
	Концентрат	70,10	58,20	88,92	
12	Хвосты	29,90	17,00	11,08	
	Руда	100,00	45,91	100,00	Выработка 6
	Концентрат	61,04	61,50	87,23	
17	Хвосты	38,96	14,12	12,77	
	Руда	100,00	42,02	100,00	Выработка 9, скважина 81
	Концентрат	29,03	34,00	70,95	
	Хвосты	70,97	8,97	29,05	
	Руда	100,00	22,04	100,00	

Таблица 3.

№ проб	Наименование продукта	Выход в %	Содержание в %	Извлечение в %	Примечание
13	Концентрат	91,76	65,05	96,87	Выработка 9
	Хвосты	8,24	23,44	3,13	
	Руда . . .	100,00	61,62	100,00	
15	Концентрат	13,25	62,11	37,85	Выработка 9
	Хвосты	14,61	23,43	15,74	
	Шламы	72,14	14,00	46,41	
	Руда . . .	100,00	21,76	100,00	
16	Концентрат	61,95	63,97	88,15	Выработка 9
	Хвосты	2,12	28,69	1,33	
	Шламы	35,93	13,19	10,52	
	Руда . . .	100,00	44,96	100,00	
18	Концентрат	73,69	59,85	91,19	Выработка 9—10
	Хвосты	5,44	26,10	2,99	
	Шламы	20,87	13,20	5,82	
	Руда . . .	100,00	33,25	100,00	
19	Концентрат	41,91	56,43	71,14	Валунчатое место- рождение
	Хвосты	13,22	26,63	10,58	
	Шламы	44,87	13,55	18,28	
	Руда . . .	100,00	33,25	100,00	
20	Концентрат	21,86	60,00	57,25	То же
	Хвосты	8,16	24,50	8,75	
	Шламы	69,98	11,15	34,00	
	Руда . . .	100,00	22,95	100,00	
14	Концентрат	65,85	58,20	80,33	То же
	Шламы	34,15	27,45	19,67	
	Руда . . .	100,00	47,66	100,00	

Таблица 4.

Сводная таблица результатов обработки по схеме I.

Наименование про- дуктов	Выход общ. в %	Содерж. Fe в %	FeO	S	SiO ₂	Извлеч. Fe в %
Концентрат	44,17	52,50	15,20	0,065	9,37	64,14
Хвосты	55,83	23,20	—	—	—	35,86
Руда . . .	100,00	36,25	—	—	—	100,00

Таблица 4а.

Результаты обработки на мокром магнитном сепараторе сырой руды
крупностью 3—0 мм.

Концентрат . .	41,20	57,35	16,50	0,016	7,44	65,10
Хвосты	58,80	21,56	—	—	—	34,90
Руда	100,00	36,25	—	—	—	100,00

Проба 2 (неокисленная) „оспенная“.

Таблица 5.

Сводная таблица результатов обработки по схеме I.

Концентрат . .	64,65	58,20	23,52	0,067	10,17	91,50
Хвосты	35,35	9,93	—	—	—	8,50
Руда	100,00	40,98	—	—	—	100,00

Таблица 5а.

Результаты обработки на мокром магнитном сепараторе сырой руды
крупностью 3—0 мм.

Концентрат . .	60,56	59,70	24,22	0,031	8,06	88,52
Хвосты	39,44	11,71	—	—	—	11,48
Руда	100,00	40,98	—	—	—	100,00

Проба 3 окисленная „оспенная“.

Таблица 6.

Сводная таблица результатов обработки по схеме I.

Концентрат . .	22,53	56,07	22,55	0,54	11,63	68,88
Хвосты	77,47	7,37	—	—	—	31,12
Руда	100,00	18,35	—	—	—	100,00

Таблица 6а.

Результаты обработки на мокром магнитном сепараторе сырой руды
крупностью 3—0 мм.

Концентрат . .	22,77	59,90	23,82	0,204	9,58	71,23
Хвосты	77,23	7,14	—	—	—	28,77
Руда	100,00	18,35	—	—	—	100,00

Средняя проба 2-й выработки.

Таблица 7.

Сводная таблица результатов обработки по схеме I.

Концентрат . . .	81,40	63,17	26,21	0,258	4,86	95,16
Хвосты	18,60	14,05	—	—	—	4,84
Руда	100,00	54,05	—	—	—	100,00

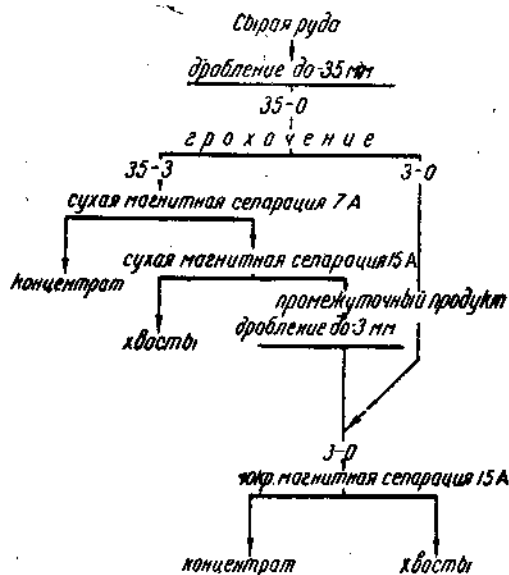
Средняя проба 6-й выработки.

Таблица 8.

Сводная таблица результатов обработки по схеме I.

Концентрат . . .	69,80	61,10	26,19	1,18	6,08	89,90
Хвосты	30,20	18,90	—	—	—	10,70
Руда	100,00	47,49	—	—	—	100,00

Сравнивая результаты обогащения пробы 1-й выработки 7 и „оспенной“ (окисленной) (табл. 4, 4а, 6 и 6а), видим, что при обработке сырой руды крупностью 3—0 мм на магнитных сепараторах качество концентратов и извлечение железа несколько больше, чем по схеме I, для руды же пробы 2 при лучшем качестве концентрата получается более низкое извлечение.



Фиг. 1.

Испытание руд, требующих промывки и последующей магнитной концентрации, было произведено с четырьмя пробами, трех валунчатого месторождения и одной средней (из выработки 9), искусственно составленной из первого, второго сортов руды и пустой породы в равных по весу количествах.

Количественные опыты указанных проб были проведены по схеме II. Результаты опытов приведены в табл. 9 и 10.

Из рассмотрения сводных результатов обогащения руд, требующих промывки (табл. 9 и 10), можно сделать следующее заключение: руды эти очевидно целесообразно обогащать по схеме II, с последующей концентрацией на магнитных сепараторах мелких классов и шламмов на магнитном лог-уошере.

Таблица 9.

Сводные результаты обработки по схеме II.

№ проб	Наименование продуктов	Выход	Содерж.	Извлеч.	FeO	S	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃
		в процентах							
16	Концентрат . .	32,35	64,90	48,45	13,88	0,02	—	0,045	—
	Хвосты	67,55	32,95	51,55	—	—	—	—	—
18	Руда	100,00	43,28	100,00	—	—	—	—	—
	Концентрат . .	50,87	61,57	76,50	12,30	следи	5,37	0,037	5,87
	Хвосты	49,13	19,58	23,50	—	—	—	—	—
19	Руда	100,00	40,94	100,00	—	—	—	—	—
	Концентрат . .	54,02	43,90	77,78	4,72	от следов до 0,034	16,27	0,09	9,92
	Хвосты	45,28	14,74	22,22	—	—	—	—	—
20	Руда	100,00	30,50	100,00	—	—	—	—	—
	Концентрат . .	29,18	53,60	66,85	8,89	следи	7,23	0,05	4,40
	Хвосты	70,82	10,95	33,15	—	—	—	—	—
	Руда	100,00	23,36	100,00	—	—	—	—	—

Примечание. Класс 2—0 мм и слив из лог-ушера обрабатывались на классификаторе Дорра.

Таблица 10.

Сводные результаты обработки по схеме II.

№ проб	Наименование продуктов	Выход	Содерж.	Извлеч.	FeO	S	SiO ₂	P	Al ₂ O ₃
		в процентах							
16	Концентрат . .	56,98	65,20	85,75	13,27	0,01	3,69	0,041	3,42
	Хвосты	4,32	29,01	2,90	—	—	—	—	—
	Шламы	38,70	12,68	11,35	—	—	—	—	—
18	Руда	100,00	43,28	100,00	—	—	—	—	—
	Концентрат . .	51,02	64,90	80,62	13,52	следи	3,34	0,032	4,69
	Хвосты	7,03	33,16	5,68	—	—	—	—	—
19	Шламы	41,95	13,30	13,70	—	—	—	—	—
	Руда	100,00	40,94	100,00	—	—	—	—	—
	Концентрат . .	37,83	55,85	69,35	7,032	от следов до 0,04	6,01	0,08	5,47
20	Хвосты	16,58	22,52	12,25	—	—	—	—	—
	Шламы	45,59	12,30	18,40	—	—	—	—	—
	Руда	100,00	30,51	100,00	—	—	—	—	—
20	Концентрат . .	22,82	61,60	60,17	9,21	следи	5,45	0,04	4,00
	Хвосты	6,53	26,39	7,36	—	—	—	—	—
	Шламы	70,65	10,75	32,47	—	—	—	—	—
	Руда	100,00	23,36	100,00	—	—	—	—	—

Примечание. Класс 2—0 мм и слив из лог-ушера обрабатывались первый на магнитном сепараторе Аллианс, второй—на магнитном лог-ушере.

Испытание обогатимости проб руды Высокогорского месторождения.

Опытному обогащению на испытательной станции Механобра подверглись пробы руды взятые осенью 1930 г. инж. П. Ф. Ереминим из Граневой Ямы горы Высокой. Опробование производилось попутно с эксплуатационными работами, причем пробы брались отдельно от каждого сорта руды, выдаваемой в вагонетках из забоя.

Всего из Граневой Ямы было взято четыре пробы, соответственно четырем сортам руды, поступавшим в то время из забоя. Взятые пробы руды были издроблены до 50 мм на дробилке Блэка в обогатительной лаборатории Высокогорского рудоуправления и сокращены до указанных ниже количеств:

проба 1 — сернисто-медистый магнетит . . .	до 3,0 г
„ 2 — 3-й сорт магнетита	2,0 „
„ 3 — чистые магнетиты	1,0 „
„ 4 — пустая порода	1,0 „

Перечисленные пробы руды с указанным весом поступили на испытательную станцию института Механобр для опытного обогащения. Две из них (пробы 1 и 2) подверглись опытному обогащению каждая в отдельности, а две (пробы 3 и 4) подверглись обогащению только в смеси с предыдущими пробами. Искусственное смешение этих четырех проб было вызвано тем обстоятельством, что предполагалось вести добычу руд из Граневой Ямы без сортировки их в забое, и следовательно необходимо было выяснить поведение этих сортов руд при процессе обогащения в таком соотношении, в котором они будут поступать из месторождения во время эксплуатации. На основании же разведочных и эксплуатационных работ, по указанию Высокогорского рудоуправления, на руднике „Граневая Яма“ установлены следующие соотношения сортов:

1) сернисто-медистый магнетит . . .	25,1%
2) 3-й сорт магнетита	4,8%
3) чистые магнетиты	22,0%
4) пустая порода	48,3%
	100,0%

В дальнейшем искусственную смесь руды проб 1, 2, 3 и 4, составленную в указанном соотношении, мы будем называть средней пробой руд Граневой Ямы.

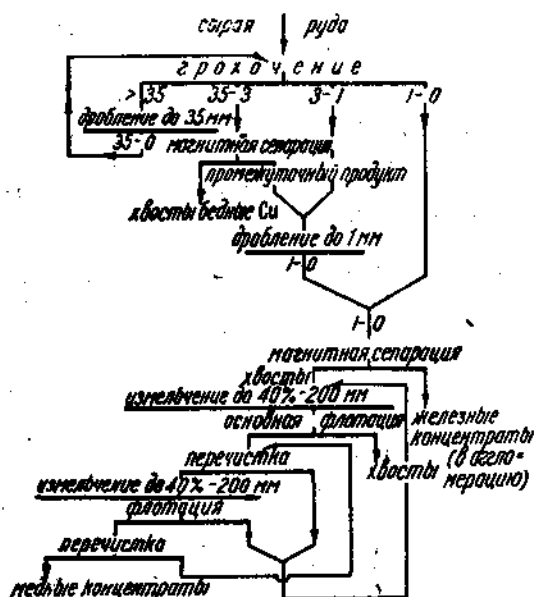
Все доставленные пробы руд обладали незначительной влажностью, не превышающей 1,1%.

Результаты опытного обогащения руд проб Высокогорского месторождения, взятых из Граневой Ямы, в общем виде таковы:

Проба 1. Сернисто-медистый магнетит. Содержание железа 63,50%, меди 0,49% и серы 1,73%. В обогащении на железо руда пробы 1 не нуждается. Магнитная сепарация руды, издробленной до крупности с верхними пределами от 2 до 0,5 мм, дает возможность получить продукты (хвосты) с содержанием меди от 2,79 до 4,01% при извлечении в них меди соответственно 21,6 — 46,2%.

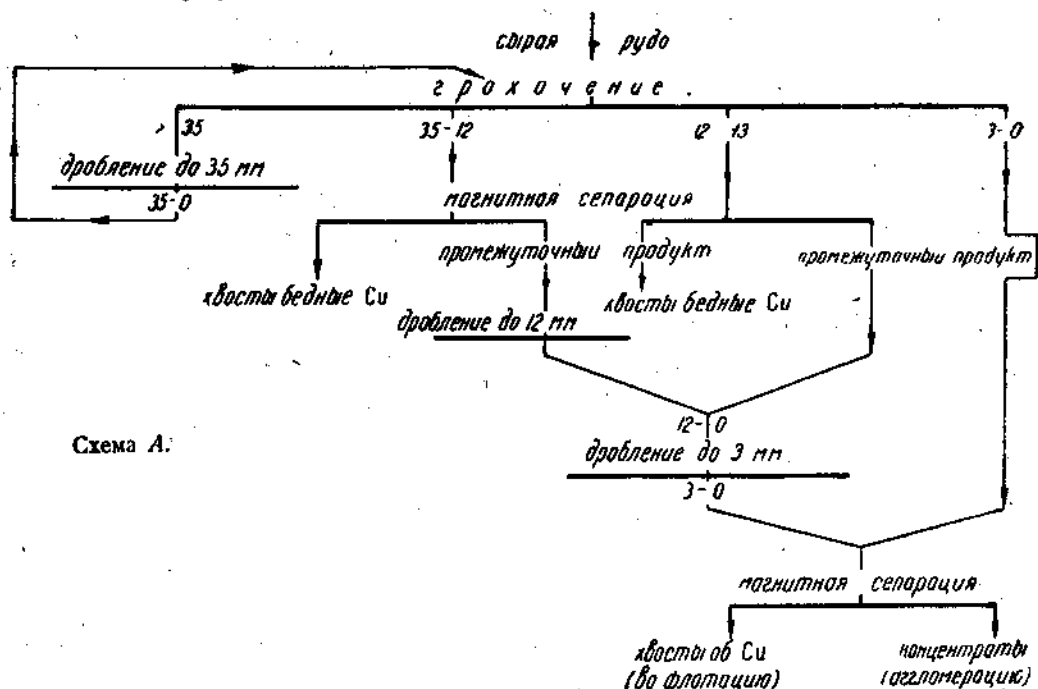
Как показали опыты, магнитную сепарацию с целью получения обогащенного медью продукта предпочтительнее вести с крупностью руды 1 — 0 мм, так как при большем верхнем пределе крупности мы будем иметь незначительное извлечение меди, а при более низком верхнем пределе крупности извлечение меди хотя и будет увеличиваться, но едва ли настолько,

чтобы разница в ее извлечении окупала все добавочные расходы, связанные с получением мелкого продукта. При магнитной сепарации руды



Фиг. 1.

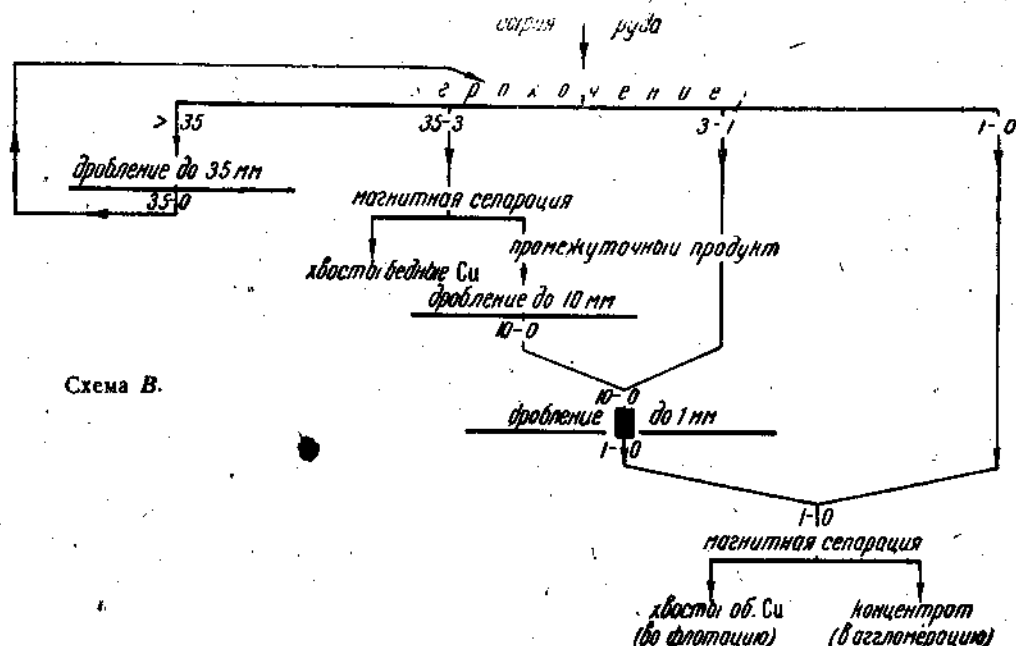
ними пределами крупности 3 мм и 1 мм были получены промежуточные между указанными показатели. Изменяя напряжение магнитного



Фиг. 2.

поля сепараторов, можно ожидать некоторые отклонения в содержании железа в концентратах, но за счет изменения извлечения в них железа,

которое при определенной крупности руды будет находиться в обратной зависимости от содержания железа, т. е. уменьшаться с увеличением железа в концентрате и наоборот.



Фиг. 3.

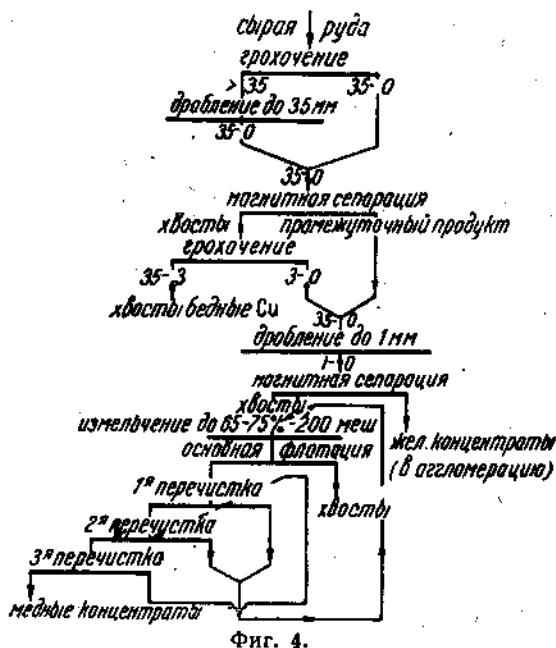
Следует отметить, что при магнитной сепарации руды пробы 2, издробленной до крупности с верхним пределом не ниже 0,5 мм, нельзя достичь высокого извлечения железа в концентратах, если мы хотим чтобы в них содержание железа было не ниже 55,0%.

Проба 3. Чистый магнетит. Содержание железа 59,94%, меди 0,04%. Данная руда в обогащении не нуждается.

Проба 4. Пустая порода. Содержание железа 9,65%, меди 0,06%. Обогащению не подвергалась.

Средняя проба. Средняя проба из руд Граневой Ямы была получена искусственным смешением руд проб 1, 2, 3 и 4 в том соотношении, в котором, по данным эксплуатационных и разведочных работ, находятся в месторождении отдельные сорта руд, представленные указанными пробами. В средней пробе содержание железа 35,10%, меди 0,16% и серы 0,53%.

Степень обогащения руды средней пробы зависит от верхнего предела крупности материала, поступающего в магнитную сепарацию. При



Фиг. 4.

крупности 35 мм можно ожидать концентрат с содержанием железа около 61%, меди 0,21% и серы ~0,9%, при извлечении в нем железа около 87%. При магнитной же сепарации руды, обогащенной предварительно на сухих магнитных сепараторах в крупном виде и в дальнейшем издробленной до 3 мм и ниже, получится концентрат, обогащенный железом, и хвосты, обогащенные медью и серой. Это явление предопределяется характером вкрапленности сульфидных минералов (халькопирита и пирита), зерна которых вкраплены главным образом в магнитных кусках руды и имеют крупность порядка 3 мм и ниже. Естественно, что последние (как вкрапленные в магнитные куски руды) при магнитной сепарации руды крупностью больше 3 мм уйдут в концентрат, а при магнитной сепарации руды крупностью меньше 3 мм освободившиеся зерна сульфидных минералов (халькопирит и пирит практически немагнитны) уйдут в хвосты. Степень обогащения хвостов медью и серой и извлечение в них меди и серы зависит от количества находящихся в свободном состоянии зерен сульфидных минералов.



Фиг. 5. Аггломерат высокогорской руды.

В результате опытного обогащения руды средней пробы по схеме А (фиг. 2) получились следующие продукты: 1) концентрат крупностью 3—0 мм, с содержанием железа 61,90% и серы 0,66%, при извлечении железа 87,0%; 2) хвосты для флотации крупностью 3—0 мм, с содержанием меди 0,65% и железа 14,70%, при извлечении меди 25,9%; 3) хвосты крупностью 35—3 мм, с содержанием железа 8,08% и меди 0,067%. В результате же обработки руды средней пробы по схеме В

(фиг. 3), т. е. с дроблением до 1 мм, получились продукты: 1) концентрат крупностью 1—0 мм с содержанием железа 64,1% и серы 0,30%, при извлечении в нем железа 90,1%; 2) хвосты для флотации крупностью 1—0 мм, с содержанием меди 0,77%, при извлечении 43,3%; 3) хвосты крупностью 35,3 мм, с содержанием железа 5,95% и меди 0,065%.

Таким образом в результате обогащения по схеме В, по сравнению с схемой А, извлечение железа в концентрате увеличивается на 3,1%, а извлечение меди в хвостах для флотации на 17,4%, при лучшем качестве железных концентратов и более высоком содержании меди в хвостах для флотации.

Вопрос о том, следует ли вести мокрую магнитную сепарацию, начиная с крупности 3 мм, как по схеме А, или с 1 мм, как по схеме В, может получить окончательное разрешение только после экономических подсчетов, так как очевидно, что дробление до 1 мм будет иметь смысл только в том случае, когда добавочные расходы, связанные с получением более мелкого продукта, окупятся разностью в извлечении меди и железа.

Флотация хвостов от магнитной сепарации при содержании в них меди 0,65—0,75% позволяет получить медный концентрат с содержанием меди 12%—15% при извлечении 78—80% от количества ее, содержащегося в хвостах. Следовательно если вести механическое обогащение руды средней пробы по схеме А, и хвосты крупностью 3—0 мм подвергнуть флотации, то можно ожидать медный концентрат с содержанием меди 12%—15% при общем извлечении в нем меди 19,4—20,7%. Если же вести меха-

ническое обогащение по схеме В, и хвосты крупностью 1—0 мм подвергнуть флотации, то можно ожидать медный концентрат с содержанием меди 12%—15% при общем ее извлечении в нем 32,5%—34,6%.

Намечаемые нами качественные схемы обогащения руды средней пробы нанесены на фиг. 1 и 4. По ним для руд, соответствующих по своему химико-минералогическому составу и физическим свойствам обработанной руде средней пробы, можно ожидать железный концентрат крупностью 1—0 мм, с содержанием железа около 64% и серы около 0,30% при выходе железного концентрата около 50%. Извлечение железа можно ожидать до 90%. Кроме железного концентрата получится и медный концентрат с содержанием меди 12%—15%, при общем извлечении ее в нем 32%—35%.

Г. И. Юденич.

Испытания обогатимости и аггломерации шести проб рудника им. ОГПУ Бакальского месторождения.

В июне и июле месяцах 1930 г. Механобром было взято шесть проб от руд рудника им. ОГПУ Бакальского месторождения. Эти руды вообще говоря богаты железом, и взятие проб от них имело целью главным образом разрешение вопроса об окусковании мелочи с попутным выяснением возможности механического обогащения.

Проба 1. Проба 1 была взята посредством проходки канавки, длиной 31 м, с сечением $0,5 \times 0,5$ м в разрезе 2 рудника им. ОГПУ. Руда пробы 1 состоит из кусков бурых железняков с значительной примесью окристой массы и небольшого количества глины, сильно пропитанной окислами железа. Вес пробы ~ 480 кг. Содержание железа в руде 56,45%, гигроскопической влаги 14,5%. Отдельные классы имеют содержание железа, от 58,62% до 50,86%, причем оно падает с уменьшением крупности кусков руды. Выход руды крупностью 6—0 мм — 40,7% при содержании железа 54,35%. Руда, пробы 1 не нуждается в механическом обогащении. Мелочь необходимо окусковать.¹

Проба 2. Проба 2 взята посредством проходки четырех параллельных канавок, общей длиной 85,5 м с сечением $0,45 \times 0,45$ м, в разрезе 4, по уступам черноталового месторождения. Проба 2 состоит из смеси кусковой руды и рудной порошокатой мелочи. Кусковая руда имеет темнобурый цвет, довольно тверда и носит местное название „карандашевой“ руды, а порошокатая мелочь называется „черноталами“.

Черноталы получаются при добыче также в виде кусков, но легко обращаются в порошок при слабом нажиме и даже от простого лежания на воздухе. Как карандашевая руда, так и черноталы состоят главным образом из турьита. Кроме турьита в руде имеется лимонит, охра, диабазы, пропитанные в различной степени окислами железа, немного кварца и барита и весьма незначительное количество халькопирита в виде малых зерен.

Общий вес пробы ~ 2650 кг. Содержание Fe — 56,98%; P_2O_5 — 0,06%, S — 0,12% и SiO_2 — 4,77%. Гигроскопической влаги 16,3%. Отдельные классы руды имеют содержание железа от 54,83% до 58,38%. Выход руды крупностью 6—0 мм — 58,0%, при содержании Fe 57,1%. Класс > 50 мм подвергался рудоразборке, при которой выделялись хвосты с содержанием Fe 9,85%, но при незначительном выходе (4,9% от класса), а следовательно при весьма малой степени обогащения железом концентрата.

¹ Из отчета по аггломерациям, класс 6—0 мм пробы 1 удовлетворительно спекается только при добавке руды проб 10 и 11 из черноталового отвала.

Руда пробы 2 не нуждается в механическом обогащении. Необходимо окускование мелочи.¹

Пробы 3 и 3а. Обе эти пробы взяты посредством проходки канавки общей длиной 48,5 м с сечением $0,5 \times 0,5$ м, по подошве разреза 5. Эта канавка пересекла жилу разрушенных диабазов, мощностью в 8,5 м. На всем своем остальном протяжении канавка проходила по бурым железнякам. Проба 3 взята от бурых железняков, а проба 3а — взята от разрушенных диабазов. Вес пробы 3 равен 2200 кг, а пробы 3а — 120 кг. По внешнему виду проба 3 состоит из бурых железняков различной крупности, с примесью охры и глины. Проба же 3а представляет собой смесь кусков и порошковатой мелочи разрушенного диабаз. Цвет ее буровато-желтый и весьма напоминает охру. При слабом нажиме куски разрушенного диабаз рассыпаются. В пробе 3 содержание железа 51,32%, P_2O_5 — 0,03, и SiO_2 — 8,53%. Гигроскопической влаги 15,6%. В пробе 3а содержание железа 44,20%, гигроскопической же влаги 30,1%. В отдельных классах руды пробы 3 содержание железа колеблется от 55,26 до 45,52%, причем содержание его уменьшается с уменьшением крупности руды. Рудоразборка крупных классов не дала положительных результатов. Класс 50 — 0 мм с содержанием железа 50,75% подвергался промывке в аппарате лог-ушер, причем получался концентрат с содержанием Fe 54,30% при извлечении в нем Fe 83,6% от класса. Содержание Fe в шламмах 37,81%, выход их 22,0%. Концентрация шламов на столах не дала положительных результатов.

Вообще же относительно пробы 3 можно сказать, что она не нуждается в обогащении. Если же для повышения качества руды этой пробы ввести промывку класса 50 — 0 мм, а класс > 50 мм считать за концентрат, то можно ожидать выход суммарного концентрата 85,9% при содержании в нем железа 53,2% и при извлечении в нем Fe 89,6%.

Проба 3а сама по себе не обогащалась, так как нельзя было ожидать от ее обогащения положительных результатов. Учитывая возможность валовой добычи руд из разреза 5, была составлена искусственная смесь руды класса 50 — 0 мм пробы 3 и пробы 3а (руды пробы 3 — 85,0%, а пробы 3а — 15,0%), которая и подвергалась промывке с целью выяснения возможности отделения разрушенных диабазов от бурых железняков указанным путем. Выяснилось, что разрушенные диабазы довольно хорошо размываются, но все же качество полученной мытой руды немного ниже, чем при промывке одного только класса 50 — 0 мм пробы 3, потому что размыв диабазов происходит не полностью, и часть их остается в кусках в мытой руде.

На основании этого можно сказать, что разрушенные диабазы являются нежелательной примесью для процесса обогащения, а потому при добыче следует выдавать их отдельно от бурых железняков. Вообще же отделение разрушенных диабазов от бурых железняков возможно путем промывки и рудоразборки.

Пробы 10 и 11. Указанные пробы взяты из черноталовых отвалов посредством шурфов. Глубина каждого шурфа 6 м, диаметр 1 м. По минералогическому составу они сходны между собой и состоят главным образом из туррита и лимонита. Нерудные минералы представлены диабазами, кварцитами и редко баритами. В пробах присутствует также и охра. Крупность руды в подавляющем большинстве меньше 25 мм. Выход класса 25 — 0 мм 93 — 94%. Содержание железа в руде пробы 10 равно 51,50% и SiO_2 ~ 11,0%. Содержание же железа в пробе 11 равно 48,70% и SiO_2 — 11,63%, гигроскопической влаги ~ 16,0%.

Как в пробе 10, так и в пробе 11 содержание железа в классе > 25 мм ниже, чем в классе 25 — 0 мм. Рудоразборка класса > 25 мм пробы 10 дала такие результаты: содержание железа в исходном продукте 46,37%; со-

¹ Мелочь аггломерации поддается очень трудно.

удержание Fe в концентрате 55,19% при извлечении в нем Fe — 96,7% от класса. Выход концентрата 80,9%. Содержание Fe в хвостах 3,04%, при выходе 19,1%.

Результаты же рудоразборки класса > 25 мм пробы 11 таковы: содержание Fe в исходном продукте 33,35%; содержание Fe в концентрате — 56,10% при извлечении Fe в нем 57,9% от класса. Выход концентрата 34,4%. Содержание железа в хвостах 21,40%, при выходе 65,6%. Руда пробы 11 крупностью 6—4,4—2,2—1 и 1—0 мм подвергалась магнитной сепарации на сепараторе Ульриха.

Результаты сепарации в общем виде следующие: содержание Fe в исходных продуктах 46,0% — 51,94%; содержание Fe в концентратах 51,0—56,0%; содержание Fe в хвостах 25,0—40,0%. Извлечение железа в концентратах от 65 до 90% от класса, но при небольшой степени обогащения. В общем относительно руд проб 10 и 11 можно сказать, что рудоразборка класса > 25 мм дает удовлетворительные результаты. Класс же 25—0 мм не нуждается в обогащении. В виду большого выхода класса 6—0 мм (50—60%) необходима его аггломерация.¹

Проба 12. Проба 12 взята из отвала высевок бурых железняков, находящегося у разреза 5.

По внешнему виду она представляет смесь кусков (в подавляющем большинстве крупностью меньше 25 мм) бурых железняков и в меньшем количестве турьитов, с примесью глинисто-охристой массы. Содержание железа в руде 47,51%. Гигроскопической влаги 16,3%. Наименьшее содержание Fe имеет класс > 25 мм; в нем Fe 40,90%. В остальных классах содержание Fe от 43 до 50%. Руда пробы 12 подвергалась промывке в аппарате лог-ушер полупромышленного типа. В результате промывки получалась мытая руда с содержанием железа 51,55% при извлечении в ней Fe 75,3% и при выходе 69,5%. Содержание железа в шламмах 38,55%. Мытая руда крупностью > 25 мм подвергалась рудоразборке. Результаты таковы: содержание Fe в исходном продукте 43,45%; содержание Fe в концентрате 58,75%; при извлечении Fe 94,7% и выходе 82,0% от класса. Содержание Fe в хвостах — 12,88%.

В общем относительно руды пробы 12 можно сказать, что обрабатывая ее по схеме: промывка, мокрое грохочение на классы: > 25 мм, 25—6 мм и 6—0 мм (25—6 мм — концентрат, а 6—0 мм — для аггломерации) и рудоразборка класса > 25 мм, можно ожидать суммарный концентрат с содержанием Fe 52,54% при извлечении в нем Fe 71,7%. Выход в концентрате класса 25—6 мм 61,5%, что говорит о необходимости его окучкования (аггломерации).

С. Д. Топорков.³

Аггломерация бакальских черноталов.

Богатые по содержанию железа черноталы Бакальского месторождения не могут быть непосредственно употреблены в доменной плавке вследствие значительной пылеватости.

Механобром были поставлены опыты по испытанию их спекаемости.

Присланная с рудника им. ОГПУ руда представляет по виду однородный пылеватый продукт темнокоричневого цвета, представляющий собой по крупности и химическому составу следующее:

¹ В результате аггломерации класса 6—0 мм руды проб 10 + 11 (руда проб смешана в отношении 1:1) получается удовлетворительный аггломерат с содержанием Fe 55,0%.

² При аггломерации класса 6—0 мм мытой руды получился аггломерат с содержанием Fe 60%.

³ По отчету А. М. Парфенова.

Таблица 1.

Ситовой анализ чернотала.

мм	%	мм	%
2,362	17,60	0,208	3,94
1,651	2,38	0,175	1,38
1,168	3,65	0,147	1,17
0,838	8,80	0,104	0,06
0,582	5,06	> 0,074	1,08
0,417	5,11	< 0,074	46,39
0,295	2,38		

Химический состав чернотала (в %).

Fe_2O_3	82,64
Al_2O_3	3,37
Fe	57,85
CaO	0,40
MgO	0,60
SiO_2	4,50
P_2O_5	0,052
S	0,11
MnO	2,03

Опыты проводились в лабораторных условиях с навесками руды от 5 до 7 кг. В качестве горючего употреблялась коксовая мелочь, крупностью 4—0 мм, содержащая: влаги 4,3%, золы 13,65%, серы 1,49%, и для сравнения часть опытов была проведена на антраците.

Черноталы подвергались спеканию в своем естественном виде, с добавками оборотного продукта, высевок и кварцевого песка.

Опыты показали, что черноталы в естественном виде не спекаются. Полученные при 9—10% горючего куски аггломератов рассыпались даже от простого нажатия рукой. Введение оборотного продукта в шихту в количестве 27—28% по отношению к руде повысило выход аггломерата, а также и его прочность.

Добавка в шихту бедных высевок (пробы 4% с содержанием Fe=34%) и кварцевого песка была предпринята с целью введения в шихту дополнительного количества SiO_2 для образования цементирующей массы в виде легкоплавких силикатов.

В результате испытания оказалось, что добавка высевок не привела к положительным результатам, повидимому кремнекислота в них находится в связанном состоянии, добавка же кварцевого песка повысила выход аггломерата, оставив механическую прочность последнего без изменения. замена кокса антрацитом заметного влияния на результаты опытов не оказала.

Результаты опытов приводятся в табл. 2.

Таблица 2.

№ опытов	Состав шихты в % по отношению к руде				Высота спекаемого слоя	Выход из ванны		Отсев мелочи ниже 6 мм		Прод. проц. спекания в мин.	Вакуум в мм водяного столба		Содерж. в аггломерате	
	кокс	вода	оборотный продукт	кварцевый песок		агломерата в %	оборотный продукт ниже 6 мм	при испыт. на удар	при испыт. на истирание		в начале про- цесса	в конце про- цесса	Fe общее %	Fe'' в %
1	8	8,5	27,6	—	100	64,2	25,8	11,0	10,0	7	140	16	—	27,06
2	9	8,5	27,3	—	100	67,6	22,4	11,0	12,0	7	130	10	64,28	28,50
3	10	8,5	27,0	—	100	68,2	21,8	11,5	12,0	7	120	10	—	33,42
4	8	8,5	27,6	—	150	67,0	23,0	26,6	25,6	10	150	60	—	29,69
5	9	8,5	27,3	—	150	67,5	22,5	17,0	16,0	11	160	30	65,11	33,33
6	10	8,5	27,2	—	150	67,2	22,8	13,0	12,0	10	160	20	—	37,01
7	6	12,5	28,2	2,5	150	68,0	17,0	17,8	23,3	12	350	100	—	14,57
8	7	12,5	27,9	2,5	150	75,0	10,0	10,7	14,2	11	350	100	—	16,98
9	8	12,5	27,6	2,5	150	80,7	4,3	12,2	11,7	11	350	80	62,95	21,17
10	9	12,5	27,3	2,5	150	74,0	11,0	13,0	9,0	11	350	80	—	23,50
11	10	12,5	27,0	2,5	150	68,0	17,0	16,3	16,8	12	360	100	—	29,95

Примечание. Гигроскопическая влажность руды 10%.

Оптимальное количество кремнезема 2,5%, добавляемое в шихту, было установлено рядом предварительных опытов.

Получаемый в результате испытаний аггломерат по крупности представлял собой следующее:

Таблица 3.

Ситовой анализ годного аггломерата.

Размер зерен в мм	Аггломерат, полученный с добавкой кремнезема, в %	Аггломерат, полученный без добавок кремнезема, в %
> 50	13	7
50 — 25	22	10
25 — 12	40	46
12 — 6	25	37

Из таблицы видно, что в получаемом синтере преобладает мелочь 25—6 мм.

Опыты показали, что черноталы трудно поддаются аггломерации и дают при этом значительный процент мелкого аггломерата 25—6 мм. Спекание сырой руды без добавок почти невозможно, введение в шихту обратного продукта необходимо. Добавка кварцевого песка нежелательна, так как понижает общее содержание Fe в аггломерате. Кварцевый песок желательно заменить какой-либо железной рудой, содержащей достаточное количество SiO_2 .

Н. Н. Котляр.

Основные положения схемы обработки валунчатых и окисленных руд горы Магнитной.

Руды горы Магнитной весьма разнообразны по своим физическим свойствам, но в основном они разделяются в месторождении на три основных типа, выраженные обособленно один под другим:

а) Валунчатые руды—руда обломочного характера в глинистом или песчано-глинистом цементе.

б) Коренная окисленная руда. Рудный минерал—магнетит, в большей или меньшей степени перешедший в мартит и гематит. Содержание серы низко (в среднем не превосходит 0,2%).

в) Первичные руды. Рудный минерал—магнетит. Руда содержит примесь пирита (содержание серы колеблется, в среднем составляя 2—3%).

Валунчатые и окисленные руды несмотря на некоторую разницу в физических свойствах намечаются к обработке совместно.

Отдельно выдаются лишь богатые руды окисленной зоны, представляющие готовый для домен продукт, нуждающийся лишь в дроблении.

Совместное обогащение валунчатых и окисленных руд определяется: во-первых условиями горных работ (оба типа будут добываться в значительной мере совместно), во-вторых несмотря на разницу в физических свойствах эти руды имеют черты, сближающие схемы их обработки. Именно мойка руды—основная операция для валунчатых руд—является необходимой и для окисленных руд. Часть валунчатых руд нуждается кроме мойки еще в обогащении, которое по схеме почти одинаково с рудами верхних горизонтов окисленной зоны.

Ниже остановимся на основных моментах комбинированной схемы обработки для двух указанных типов руд.

1. Качественная схема в первой части процесса обработки воспроизводит схему, уже осуществленную на построенной фабрике, которая представляется в следующем виде.

Руда, добываемая экскаваторами в кусках до 1 м, поступает на колосниковый грохот с отверстиями в 250 мм. Крупный класс поступает в щековую дробилку для измельчения до 250 мм. Как грохочение, так и дробление происходит с добавлением воды при большом напоре. После измельчения руда поступает во второе грохочение (колосниковый грохот) также с добавлением воды для отделения крупного класса в кусках выше 150 мм. Последний, как предполагается, будет достаточно чистым и направляется в дробление до предписанной требованиями металлургов крупности (30—50 мм).

Однако предварительно из этого материала отбирается небольшое количество случайно попавших кусков пустой породы и глины и куски наиболее чистой руды для мартеновских печей, которые не должны подвергаться измельчению.

Измельченный продукт подвергается грохочению для отделения мелочи в зернах меньше 3 мм, которая направляется в аггломерацию.

Мелочь из второго грохочения в кусках мельче 150 мм подвергается предварительно обезвоживанию на грохоте с отверстиями в 3 мм (обезвоживание вызывается условиями транспорта материала на ленте) и поступает в мойку. Последняя операция производится на аппарате Дорр-ушер в два приема: первый на барабанном грохоте, причем выделяется крупный класс в качестве готового продукта, который возвращается в доизмельчение до крупности 30—50 мм (согласно кондиций). Мелочь же в зернах 12 мм подвергается дополнительной промывке (классификатор Дорра), причем грубо-зернистый материал представляет готовый продукт, а слив вместе с мелочью в зернах 3—0 мм с обезвоживающего сита поступает в механическую классификацию (боул-классификатор), где получается зернистая мелочь в качестве готового продукта, а шламы являются отбросом.

2. Описанная схема операций промывочной фабрики была запроектирована фирмой Мак-Ки для валунчатых руд верхних горизонтов по свойствам песчаных и легко-промывистых.

Так как запасы указанных руд весьма невелики, а в нижних горизонтах представлены глинистые часто труднопромывистые руды и кроме того главнейшую массу намеченной к обработке руды составят коренные руды окисленной зоны, то описанная выше схема подлежит некоторому изменению и дополнению.

а) При обработке окисленных руд части валунчатых (например рудника Дальнего) все продукты мойки нуждаются в дальнейшем обогащении.

б) Для сильно глинистых руд промывка в дорр-ушере признается не соответствующей назначению. Поэтому параллельно принятой в американском проекте схеме промывки намечено применить мойку в лог-ушере для материала мельче 75 мм, который должен быть выделен из класса 150 мм путем грохочения (на промывочных барабанах).

в) При сильно глинистом материале одной промывки на двух колосниковых грохотах и щековой дробилке может быть недостаточно для получения достаточно чистого от глины класса 250—150 мм. В таком случае предусматривается применять дробление до 175 мм вместо 250 мм и затем, минуя второе грохочение, направлять весь материал после обезвоживания в мойку на промывочном барабане. Таким образом в измельчение до 50 мм направляется только материал, подвергнутый мойке.

3. Наблюдения и опыты с окисленными рудами показывают, что можно путем грохочения выделить из них в крупных классах обогащенный материал, так как сопровождающая порода, находящаяся в состоянии полуразрушенной массы, обычно уходит в мелочь.

Приведем в качестве примера результаты опытов грохочения по типичным пробам руд горы Магнитной.¹

Таблица 1.

Место взятия пробы	Среднее содержание железа	Класс 250—75-мм		Класс 75—0 мм	
		выход	содержание железа в %	выход	содержание железа в %
590 гориз. г. Атач.	57,88	19	63	81	56,5
580 гориз. г. Атач.	60,0	35	62	65	59,0
484 гориз. г. Узьанки	50,52	34	61	66	45,0
484 гориз. сев. часть г. Узьанки	47,66	36	60	64	40,0
Штольня г. Атач.	54,59	36	60	64	51,5

Таким образом можно сделать вывод, что класс 250—150 мм, если он достаточно отмыт от глины, будет достаточно богатым для непосредственного использования.

Имеющиеся данные позволяют считать готовым продуктом также и класс 150—75 мм. Однако, не говоря о некоторых особых типах руд (в твердых породах), этот класс будет всегда более загрязнен примесью породы, и поэтому для обеспечения надлежащего качества продукции рационально руду этого класса подвергать обогащению, предусмотрев однако возможность выдавать его в качестве готового продукта, если это окажется возможным.

Таким образом продукты мойки получают следующее назначение:

Таблица 2.

Класс в мм	Куда идет
250—150	В дробление в качестве готового продукта
150—75	В дробление в качестве готового продукта или в обогащение
75—0	В обогащение
Тонкий продукт боул-классификат.	В обогащение
Слив из боул-класс	В отброс

Нет необходимости доказывать, что возможность выделения некоторого количества концентрата в крупных кусках путем такой несложной операции, как грохочение, имеет большое технико-экономическое значение.

4. Крупные классы, направленные в обогащение, должны подвергаться предварительному измельчению.

Требуемая крупность материала совпадает в данном случае с кондиционными условиями—50 или 30 мм.

Методом обработки могут быть: а) мокрый процесс—отсадка и концентрация; б) магнитная сепарация.

Так как руды представляют частичное окисление магнетита в мартит и гематит, то второй процесс не может быть признан универсальным для данного типа руд. Как доказано опытами, для большинства руд верхних

¹ Опыты Механобра на РИСе горы Магнитной. Испытание обогатимости характерных типов руд горы Магнитной на рудоиспытательной станции Магнитостроя производил инж. Г. И. Юденич с мастерами Б. Н. Кондаури и Г. К. Щербаковым, по схеме намеченной инж. Механобра Н. Н. Чинкиным и К. К. Лиановым.

горизонтов горы Атач, требующих обогащения, магнитная сепарация дает низкие показатели и может применяться лишь в качестве дополнительного процесса.

Для некоторых частей месторождения (например на Узьянке) и особенно на более глубоких горизонтах магнитное обогащение начинает конкурировать с мокрым.

Во всяком случае так как руда частично представлена смесями магнитных и немагнитных минералов, то требуется применение сепараторов с повышенным напряжением магнитного поля.

Имеются наконец такие разновидности руды окисленной зоны, для которых магнитная сепарация может решать вопрос, и поэтому эти руды должны обрабатываться отдельно. В случае если такие руды будут иметь повышенное содержание серы (выше 0,2%), они являются близкими по методу обработки к первичным и должны обрабатываться на одной фабрике с последними.

Таким образом проблема обогащения типичных руд окисленной зоны горы Магнитной решается совместным применением двух методов обогащения, что подтверждается всеми исследователями. Одного метода обычно бывает недостаточно для обеспечения требуемого извлечения металла в концентратах.

5. Согласно принятой схеме обогащаемый материал после измельчения до 50 мм подвергается сухой магнитной сепарации, так как указанная крупность еще несколько крупна для принятой системы отсадочных машин. Однако применение сухой сепарации ограничивается материалом крупнее 12 мм, так как:

а) для мелочи 12—0 мм сухая сепарация целесообразна только в случае если руда будет сухой, т. е. процесс обработки руды ведется без предшествующей мойки;

б) немагнитные рудные минералы, как вторичные по происхождению, более мягки, почему концентрируются в мелочи.

Для примера приведем несколько типичных опытов сухой магнитной сепарации разных классов по крупности (опыты РИСа горы Магнитной).

Таблица 3.

Классы мм	Относительные выхода магнитного продукта				Примечание
	Атач штольня	Атач ш. № 2	Дальн. ш. № 67	Атач ш. № 59	
30—12	62,5	38,6	38,9	51,8	Цифры выходов приведены к среднему содержанию в пробе
12—5	36,4	22,8	14,8	28,8	
5—2	13,3	29,3	22,0	33,5	
2—0	28,2	17,5	21,6	28,3	

Сухая сепарация дает готовый концентрат и промежуточный продукт для отсадки.

6. Промежуточный продукт сухой магнитной сепарации измельчается до крупности требуемой для отсадки и направляется вместе с обогащаемой мелочью в отсадку.

Принимается система отсадки без предварительной классификации материала (машины Ганкок), что по данным проф. Дэвиса обеспечивает удовлетворительные результаты. Эта система отличается особой простотой при максимальной производительности отсадочных машин.

Принимаемая для отсадки крупность составляет 12 мм, но предусматривается, в случае если это окажется желательным, повышение крупности до 15—20 мм.

Из отсадки получается: готовый концентрат, промежуточный продукт, шламы.

Что касается хвостов отсадки, то выделение их представляется нерациональным,¹ так как:

а) достаточно убогие хвосты можно выделить лишь при значительной примеси в руде пустой породы, которую в некоторой части можно направить в отвал уже в забоях;

б) при сравнительно богатой (в среднем) руде значительного количества хвостов выделить не удастся;

в) дальнейшей обработкой продуктов магнитной сепарацией, в которую можно было бы направить хвосты вместе с промежуточными продуктами, достигается некоторое увеличение извлечения металла. Кроме того за счет увеличения мокрых магнитных сепараторов достигается значительное упрощение в системе отсадки в отношении количества транспортеров, а также устройств для механического удаления хвостов;

г) измельчение хвостов перед мокрой магнитной сепарацией должно стоить сравнительно недорого в виду мягкости руды.

7. Способ обработки промежуточных продуктов отсадки может быть двояким:

а) измельчение пром. продуктов до 14 меш (1,2 мм); для выделения из породы тонкой вкрапленности, представленной главным образом магнетитом, по данным проф. Дэвиса, и обработка на мокрых магнитных сепараторах;

б) неполное измельчение промежуточных продуктов, которое скорее соответствует оттиранию более мягких и легко измельчаемых частей, классификация их на механическом классификаторе Дорра, откуда слив направляется в мокрые магнитные сепараторы, а крупнозернистый материал возвращается оборотным продуктом в отсадку.

Значение второй системы заключается в возможности увеличения извлечения металла, так как в промежуточных продуктах должно заключаться некоторое количество немагнитных рудных минералов, которые будут потеряны на магнитных сепараторах.

С другой стороны, при осторожном измельчении промежуточных продуктов, которое будет недостаточным для разрушения сростков, размер циркуляционной нагрузки на отсадочную машину возрастет значительно, и обработка всего материала без увеличения числа отсадочных машин будет невозможна.

В случае же применения энергичного измельчения промежуточных продуктов отсадочные машины будут загружены слишком мелким материалом, который в большей мере соответствует обработке на столах, чем отсадкой.

Необходимо также отметить, что образование промежуточных продуктов отсадки в большей мере объясняется не наличием сростков с весьма тонким проращением, а близостью удельных весов рудных минералов с породой, особенно когда последняя представлена такими скарновыми минералами, как гранат, которые к тому часто бывают оруднелыми.

В этом случае даже применение достаточно энергичного измельчения немногим поможет при циркуляционной нагрузке отсадочных машин.

Учитывая все вышесказанное, схема запроектирована без циркуляционной нагрузки, но в расчете применить таковую, если опытами будет подтверждена возможность и рациональность такой работы.

8. Способ обработки мелочи, состоящей из промежуточных продуктов отсадки, измельченных до крупности 14 меш, и тонкозернистого продукта, получаемого на боул-классификаторах из шламов промывочной фабрики.

¹ Редакция находит это утверждение спорным.

Для обработки мелочи могут быть применены два способа: а) мокрая магнитная сепарация; б) концентрация на столах.

Опыты обработки шламовой мойки, произведенные проф. Дэвис, показали, что концентрация на столах не дает возможности получить сколько-нибудь удовлетворительных результатов после мокрых магнитных сепараторов. Результаты параллельной работы столов и сепараторов на указанном материале также не в пользу столов.

Поэтому для обработки шламовой мойки применяем мокрую магнитную сепарацию, которая дает возможность получения высококачественных концентратов — 64—67% железа, при среднем извлечении (опытные данные проф. Дэвис) абсолютном около 6% и относительном (от железа, заключенного в шламах) — около 50%.

В применении к измельченным продуктам отсадки магнитная сепарация также дает лучшие результаты, чем столы, как это следует из нижеприведенной таблицы, представляющей средние цифры из опытов проф. Дэвиса.

Таблица 4.

Способ сепарации	Выход абсол.	Содержание железа в %	Извлечение	
			абсолютное в %	относительное в %
Магнитная сепарация . . .	9,2	66,0	12,4	46,2
Концентрация на столах .	6,4	58,2	7,6	28,2

Однако так как в промежуточных продуктах отсадки заключается некоторая примесь мартитов и гематитов, то применение столов для обработки хвостов магнитной сепарации дает возможность несколько повысить результаты обработки.

Это повышение по данным проф. Дэвис определяется следующими цифрами:

Таблица 5.

Способ	Выход абсол.	Содержание абсол.	Извлечение абсол.
1. Магнитн. сепарация + столы	12,8	60,5	15,8
2. Магнитн. сепарация . .	9,2	66,0	12,4

Приведя два способа к одному содержанию в концентрате (60,5%), получим, что первый способ даст при производительности фабрики 10 000 т в сутки лишних около 280 т концентрата.

Количество хвостов магнитных сепараторов (от обработки промежуточных продуктов отсадки) должно быть около 18% или 90 т в час, на что при обработке около 1,25 т в час на стол потребуется:

$$\frac{90}{1,25} = 72 \text{ столов.}$$

Ориентировочные подсчеты показывают, что обработка на столах обходится около 3 руб. на тонну концентрата, а с аггломерацией — 5 руб. за 1 т.

Получаемая цифра себестоимости тонны аггломерата достаточно низка, чтобы оправдать прибавление концентрационного отделения. Однако учитывая, что: а) дополнительные затраты являются достаточно существенными; б) требуется значительное количество оборудования, часть которого придется импортировать из-за границы; в) данные проф. Дэвиса основываются главным образом на испытании весьма окисленных руд верхних горизонтов, а для низких результаты могут измениться к невыгоде для столов; г) применение циркуляционной нагрузки для отсадки также уменьшит значение столов, — полагаем возможным отложить решение вопроса о применении столов до получения надлежащих данных при промышленной работе фабрики.

9. Обезвоживание мокрых концентратов производится:

1) Концентраты отсадки обезвоживаются вместе с отгрохочиванием мелочи на сите 3 мм. Это мелочь является продуктом, который должен подвергнуться аггломерации.

2) Мелочь, отсеянная из концентратов отсадки, как равно концентраты магнитной сепарации, подвергаются обезвоживанию на фильтрах.

Применение фильтрации определяется доминирующим выходом тонкой мелочи (особенно из порошковатых руд) и необходимостью иметь содержание влаги для аггломерации не выше 10—12%.

Так как в фильтрацию поступает материал крупностью до 3 мм, то представляется желательным выделить более крупный материал (на классификаторе Дорра), что даст возможность несколько разгрузить фильтры и следовательно уменьшить их мощность. Слив из классификаторов направляется в сгущение, а сгущенный материал направляется в фильтрацию. Обезвоживание хвостов, которые получаются из двух мест, — в качестве слива из боул-классификаторов промывочной фабрики и из мокрых магнитных сепараторов определяется стремлением вернуть обратно на фабрику отработанные воды. Система работы с оборотными водами определяется высокой стоимостью воды в условиях горы Магнитной и большим ее расходом на фабрике.

Обезвоживание хвостов намечается в два приема: первый прием производится на сгустителях в непосредственной близости от фабрики, что представляет выгоды в отношении экономии на перекачке больших масс воды и предохраняет ее от нежелательного охлаждения. Второй прием представляет осаждение шламмов и осветление вод в пруду, что дает возможность вернуть на фабрику еще некоторое количество воды.

10. Использование полученных концентратов двойное: крупные направляются на завод, мелкие (мельче 3 мм) в аггломерацию. В связи с использованием крупных концентратов, часть которых получается с фабрики еще в мокром виде (например концентраты отсадки, которые должны содержать около 7—8% влаги), выдвигается дополнительная задача получения их в состоянии, исключающем смерзание в зимнее время. Явление смерзания концентратов возможно как в приемных бункерах, на складе, так и после погрузки в вагоны при отправке на завод, тем более что период от погрузки концентратов в вагоны до поступления их в заводские бункера составляет около 12 часов.

Количественные соотношения и результаты обогащения.

Количества материала, поступающего в разные операции, скомбинированы на основании данных испытания, произведенных в Америке проф. Дэвис и на РИСе горы Магнитной.

В отношении количественных соотношений необходимо отметить трудность расчета по средним цифрам. Так как руды горы Магнитной весьма изменчивы в отношении их физических свойств и при разработке будут поступать на фабрику в колеблющихся соотношениях, то средние цифры не могут служить надежной базой для расчета аппаратуры и решения других технических вопросов.

Для характеристики результатов обогащения приведем средний подсчет, основанный на данных испытаний нескольких типичных проб.

Нижеприведенные цифры составлены исходя из предположения обработки фабрикой типичных окисленных руд, со средним содержанием железа около 49%.

Результаты грохочения и промывки поступающей на фабрику руды выражаются следующим образом:

№№ по порядку	Продукт	Выход в %	Содержание железа в %	Извлечение в %
1	Класс 250—150 мм	18	60	22,0
2	„ 150—75 мм	20	58	23,6
3	Мытая руда 75—0 мм	40	47	38,8
4	Шламы промывки	22	36	16,1

Шламы мойки обогащаются на боул-классификаторах, причем получается:

№№ по порядку	Продукт	Выход в %	Содержание железа в %	Извлечение в %
5	Зернистый продукт	10	40,6	8,3
6	Слив (отброс)	12	32,0	7,8
	Вместе	22	36,0	16,1

В обогатительную фабрику поступают продукты, отмеченные под номерами 2, 3 и 5.

Основная масса материала, поступающая в сухое магнитное обогащение и отсадку (продукты 2 и 3), составляет в сумме:

№№ по порядку	Продукт	Выход в %	Содержание железа в %	Извлечение в %
2 и 3	Класс 150—75 мм „ 75—0 мм	60,0	50,5	61,9

Сухая магнитная сепарация выделяет концентраты и дает материал для отсадки:

№№ по порядку	Продукт	Выход в %	Содержание железа в %	Извлечение в %
7	Концентрат сухой сепарации	10,0	62,0	12,6
8	Материал для отсадки	50,0	48,5	49,3
	Отсадка даст продукты:			
9	Концентрат	25,0	57,8	29,6
10	Пром. продукт	22,0	38,5	17,3
11	Шламы	3,0	40,0	2,4
	Вместе	50,0	48,5	49,3

В мокрую магнитную сепарацию поступают промежуточные продукты и шламы отсадки, причем получается:

12	Концентрат	7,0	65,0	9,3
13	Хвосты	18,0	28,4	10,4
	Вместе	25,0	38,7	19,7

Мокрая магнитная сепарация зернистого продукта боул-классификаторов дает:

14	Концентрат	3,5	67,0	4,8
15	Хвосты	6,5	27,0	3,5
	Вместе	10,0	40,6	8,3

Конечные результаты обогащения представляются в следующем виде:

	а) концентраты			
1	Класс 250—150 мм	18,0	60,0	22,0
7	Сухой магнитный сепаратор	10,0	62,0	12,6
9	Отсадки	25,0	57,8	29,6
12	Мокрый магнитный сепаратор	7,0	65,0	9,3
14	То же	3,5	67,0	4,8
	Вместе	63,5	60,5	78,3

из них:

	В аггломерацию	20,5	62,5	26,1
	В доменные печи	43,0	59,5	52,2

№№ по порядку	Продукт	Выход в %	Содержание железа в %	Извлечение в %
	б) хвосты			
6	Слив боул-классификаторов	12,0	32,0	7,8
13	Мокрых магнитных сепараторов	16,0	28,4	10,4
15	То же	6,5	27,0	3,5
	Вместе		29,2	21,7

И. В. Мухин.¹

Аггломерация концентратов магнитогорской железной руды горы Атач и Дальней.

Объектом опытов по спеканию были взяты концентраты электромагнитного обогащения в количестве четырех проб и одна проба пром. продукта, общим весом около 650 кг, крупностью 2—0 мм. При этом концентраты этих проб резко отличались друг от друга по содержанию серы, одни из них горы Дальней—чистые в отношении серы, другие же—горы Атач—многосернистые, что видно из нижеприведенных данных химического анализа.

Таблица 1.

Наименование пробы	Химический состав в %		
	Fe общее	FeO	S
Концентраты горы Дальней	61,0	13,95	0,06
Концентраты сернистые горы Атач			
Продукт 79	58,27	—	4,65
„ 84	58,45	14,35	5,10
„ 40	60,07	13,70	1,75
Пром. продукт	46,72	—	10,00

Количество чистых концентратов было таково, что позволило вести испытание сравнительно с большими порциями руды (50 кг); что же касается остальных продуктов, то испытание их проводилось с меньшими навесками.

Условия проведения опытов.

Все опыты проводились на спекательной ванне Гриневольта. Конструкция ванны позволяла изменять условия спекания, как то: высоту слоя и воздушный режим (величину вакуума). В качестве горючего применялась коксовая мелочь класса 4—0 мм и 1—0 мм.

Количество воды, необходимое для увлажнения шихты, устанавливалось опытным путем, сообразуясь с гигроскопической влажностью исходного материала. Аггломераты опытов подвергались испытанию на меха-

¹ По отчету А. М. Парфенова.

Таблица 2.

№ опытов	Состав шихты в %			Высота слоя в мм	Продолжительность процесса в мин.	Разряжение в мм водяного столба		Выход в %		Получено мелочи при испытании		Пористость в %
	руда	кокс	вода			в начале процесса	в конце процесса	годовой аггломерат > 5 мм	мелочь > 5 мм	на удар	на истирание	
I. Малосернистые концентраты горы Дальней												
1	95,5	$\begin{cases} 2,0 \\ 2,5 \\ 3,0 \end{cases}$	2,0	200	—	1 125	950	—	—	8,38	12,41	56
2	95	3,0	2,0	150	30	560	420	32,0	66,0	9,24	25,58	52
3	95	3,0	2,0	150	25	1 135	1 050	80,6	17,2	3,19	7,97	54
4	94	4	2,0	150	25	940	870	91,6	6,40	1,58	5,18	54
5	94	4	2,0	100	10	1 090	850	90,6	5,63	2,11	6,41	54
6	93	5	2,0	150	20	1 100	750	88,92	5,30	2,30	5,05	52
7	91	7	2,0	150	10	980	560	89,45	6,26	5,29	4,48	50
II. Многосернистые концентраты горы Атач												
Продукт 79												
8	100	—	5,0	130	65	—	—	89,0	4,5	6,0	5,0	30
9	99	1	4,0	120	65	—	—	90	4,0	1,3	1,0	30
10	95	5	4,0	70	30	—	—	89	5,0	1,2	1,0	45
11	95	5	4,0	40	25	—	—	88	5,0	1,0	1,0	46
12	95	5	4,0	90	50	—	—	87	6,0	1,2	1,0	46
Продукт 84												
13	100	0	5,0	90	60	—	—	83	12,0	4,0	3,0	26
14	99	1	4,0	70	30	—	—	90	6,0	0,8	1,0	30
15	97	3	5,0	40	28	—	—	88	7,0	0,5	0,5	46
16	97	3	5,0	70	55	—	—	90	4,0	0,6	0,4	45
Продукт 40												
17	96	3	6,0	70	17	—	—	91	5,0	0,8	0,9	30
Пром. продукт												
18	100	—	5,0	40	17	—	—	89	3,0	2,0	1,0	30

ническую прочность (удар и истирание), а также минералогическому и химическому анализам.

При испытании спекаемости данных продуктов ставилось целью выяснение условий спекания и возможности получения чистого от серы синтера.

Ниже приводятся результаты опытов по спеканию.

Для удобства рассмотрения результатов опытов данных в приведенной таблице расположены в порядке возрастания горючего в составе шихты.

Как видно из таблицы, количество кокса при испытаниях изменялось от 2,5 до 7% для концентратов горы Дальней и от 0 до 5% для сернистых концентратов. Причем опыт 1 был проведен с двухслойной шихтой, т. е. нижний слой высотой в 100 мм состоял из шихты с содержанием 2% кокса, а верхний — с 3% кокса.

Указанный опыт показал недостаточность 2,5% горючего для успешного спекания, взятого в среднем 2,5% горючего.

На полученном агglomerате ясно обозначилась полоса раздела шихты более богатой топливом, в достаточной мере спекшейся, от шихты с 2% горючего — спекшейся слабо, т. е. регенерация тепла в верхних горизонтах шихты была недостаточна, чтобы спечь бедный топливом нижний слой.

Опыты 2 и 3 проведены с одинаковой шихтой, но при различном вакууме. При опыте 3 в виду малого количества просасываемого воздуха процесс шел вяло, достаточной для спекания температуры получено не было, и выход агglomerата оказался ничтожным — всего лишь 33%. Агglomerат опытов с 4% кокса, для малосернистых продуктов, получился как по величине выхода, так и по физическим свойствам наиболее удовлетворительным. Увеличение горючего до 5% дало примерно по величине выхода годного агglomerата те же результаты, что и с 4%, но агglomerат имел местами оплавленный, ноздреватый вид.

Таблица 3.

№ опытов	% горючего	Исходный продукт			Агglomerат		
		Fe общ. %	FeO %	S %	Fe общ. %	FeO %	S %
1	2,5	61,0	13,9	0,06	64,1	2,8	—
2	3	61,0	13,9	0,06	64,2	4,6	—
3	3	61,0	13,9	0,06	64,3	3,5	—
4	4	61,0	13,9	0,06	64,8	4,3	—
5	4	61,0	13,9	0,06	64,4	5,6	—
6	5	61,0	13,9	0,06	65,5	10,7	—
7	7	61,0	13,9	0,06	66,2	20,1	—
8	0	58,3	—	4,65	59,7	3,1	0,06
9	1	58,3	—	4,65	59,7	—	0,03
10	5	58,3	—	4,65	59,5	22,7	0,53
11	5	58,3	—	4,65	60,5	20,0	0,72
12	5	58,3	—	4,65	60,2	21,3	0,73
13	0	58,4	14,3	5,10	57,1	1,7	0,06
14	1	58,4	14,3	5,10	58,7	2,1	0,03
15	3	58,4	14,3	5,10	—	10,6	0,16
16	3	58,4	14,3	5,10	60,0	—	0,08
17	3	60,1	13,7	1,75	59,7	13,6	0,02
18	0	46,7	—	10,00	53,2	—	0,84

Опыт с 7% кокса дал продукт сильно оплавленный, крупноноздреватого вида, с большим содержанием закисного железа, — типичный силикатный агglomerат.

Поставленные опыты по спеканию многосернистых концентратов без введения в шихту кокса дали вполне обессеренный аггломерат, но с пониженными механическими свойствами.

С увеличением горючего в шихте выгорание серы ухудшается, и аггломерат получается оплавленный. Изменение химического состава концентрата в процессе аггломерации видно из табл. 3.

Заключение.

Проведенное испытание позволяет с достаточным приближением к промышленным условиям охарактеризовать поведение концентратов магнитогорской руды при спекании.

1. Как правило, магнетитовые руды спекаются легче гематитовых, уже при 4% горючего в шихте получают хорошие прочные аггломераты, при наличии больших количеств серы расход топлива снижается, необходимое тепло развивается за счет сгорания серы.

2. На любой из существующих систем аггломерационных аппаратов можно будет получить аггломерат, не уступающий описанным выше.

Расход горючего при этом не должен превышать 5—5,5%.

3. Для многосернистых концентратов процесс спекания необходимо вести с минимально потребным количеством горючего—1—3%, чем достигается более полное выгорание серы.

Железные руды Сибири.

П. П. Бородин.

Испытание обогатимости железных руд Тельбесского района.

В декабре 1928 г. и феврале 1929 г. по договору с Гипрометом в институт Механобр были доставлены 13 проб железной руды Тельбесского района, из них 8 проб первичных руд и 5 проб из окисленной зоны. Пробы были взяты из различных месторождений этого района, а именно:

1. Из месторождения Темир-Тау:

1) Пробы первичных руд с различных горизонтов разведочной шахты № 1 — две по 0,5 т и одна около 5 т.

2) Пробы первичных руд с различных горизонтов разведочной шахты № 2 — две по 0,5 т и одна около 5 т.

3) Проба окисленной руды шахты № 1 весом 0,5 т.

4) Проба окисленной руды шурфа № 1 юго-западного тела, весом 3,5 т.

5) Проба окисленной руды шахты № 2, весом около 0,5 т.

6) Проба окисленной руды шурфа № 2 юго-восточного тела, весом около 3 т.

Таблица 1.

Наименование проб	С о д е р ж а н и е			
	железо	сера	цинк	кремне-кислота
Первичные руды:				
1. Темир-Тау, шахта № 1	60,87	3,71	—	—
2. " " " № 1	55,87	2,68	0,36	7,12
3. " " " № 1	57,72	2,17	0,17	6,56
4. " " " № 2	40,92	2,81	5,05	—
5. " " " № 2	43,05	2,44	2,21	8,94
6. " " " № 2	48,20	1,83	2,24	6,48
7. Тельбесс	38,11	0,40	незн.	—
8. "	40,00	0,05	0,36	15,68
Окисленные руды				
9. Темир-Тау, шахта № 1	56,14	0,31	1,52	12,69
10. " " " № 2	41,97	0,16	3,13	20,05
11. " " шурф № 1	57,91	0,23	0,40	5,90
12. " " " № 2	38,89	0,26	0,20	14,68
13. Одра-Баш	50,19	0,08	1,01	14,20

II. Из месторождения Тельбесс:

1) Две пробы первичной руды из различных мест штольни № 1, одна весом около 0,5 т, другая около 4 т.

III. Из месторождения Одра-Баш:

1) Проба окисленной руды из разведочной канавы, весом около 0,5 т. Испытания проб начались в декабре 1928 г. и окончились в августе 1929 г.

Химический анализ всех испытанных проб приводится в табл. 1.

Минералогическое описание.

Железная руда исследуемых месторождений, представленная магнетитом, имеет сплошное массивное сложение. Руда образует разнообразные по форме и распределению поля с большими или меньшими количествами сопутствующих (нерудных) минералов. В некоторых случаях магнетит выделяется в гнездообразных или жилообразных скоплениях. Рудными минералами, слагающими исследуемую руду, кроме магнетита являются: пирит, сфалерит, халькопирит и пирротин. Магнетит наблюдается в сплошных, зернистых агрегатах и реже в отдельных зернах. В пробах шахты № 1 магнетит встречается преимущественно в ассоциации с пиритом, с небольшим количеством халькопирита и сравнительно ничтожным количеством цинковой обманки. В руде шахты № 2 количественные соотношения минералов довольно резко меняются. Именно при несколько уменьшенном содержании магнетита значительно возрастает содержание цинковой обманки и падает процент пирита и халькопирита. Для тельбесской руды, в отличие от предыдущих проб, характерна равномерная и сравнительно мелкая вкрапленность слагающих руду минералов.

В состав нерудных минералов входят: пироксен, мероксен, серпентин, гранат, кальцит и кварц, причем преобладающими являются первые два железосодержащие минерала. Минералогический состав тех же руд из окисленной зоны характеризуется присутствием магнетита (без перехода в мартит), бурого железняка, иногда с остатками пирита, и наконец железной охры, а в рудах шахты № 2 — продуктами окисленной цинковой обманки. Пустая порода состоит преимущественно из пироксенита, в той или иной мере метаморфизованного, и гранатовой породы.

Рудными минералами месторождения Одра-Баш являются магнетит, проросший тонкими вростками мартита, лимонит, в незначительном количестве, ничтожное количество мелко-вкрапленного халькопирита и пирита, и смитсонит. Нерудными минералами являются гранатовая порода и роговая обманка.

На основании минералогического анализа, установившего, что железосодержащим минералом является магнитный железняк, который даже в рудах окисленной зоны не претерпел изменения, естественно было построить все обогащение на магнитных свойствах этой руды. Для суждения о том, что может дать в данном случае мокрый процесс, с первыми исследованными пробами был произведен ряд опытов по отсадке, — результаты получились неудовлетворительные, и поэтому в дальнейшем все исследования проводились на магнитных сепараторах, мокром, шведской фирмы „Аллианс“, и сухом по типу той же фирмы, но изготовленном в СССР. Предельная крупность для мокрого сепаратора была 6 мм, и поэтому всю руду для обогащения на этом аппарате приходилось дробить до 6 мм. Сухой магнитный сепаратор мог обрабатывать руду крупностью от 30—25 мм. Характер руд месторождения Темир-Тау позволял начинать сепарацию с крупности около 12 мм, хотя наличие значительного количества серы в концентрате мешает непосредственному использованию его для доменной плавки. Применение агломерации в данном случае не дает уверенности на достаточное выгорание серы и цинка при этой величине кусков.

Мокрая магнитная сепарация.

Испытания на мокром сепараторе производились по различным методам:

- 1) обработка классифицированного материала,
- 2) обработка неклассифицированного материала,
- 3) первоначальное выделение при сильном магнитном поле убогих хвостов, с дальнейшим дорабливанием до 2 мм промежуточного продукта и последующей вторичной концентрацией,

4) первоначальное выделение при слабом магнитном поле богатого концентрата, с дальнейшим дорабливанием до 2 мм промежуточного продукта и последующей вторичной концентрацией.

Предварительная классификация руд перед магнитной сепарацией не дала никаких преимуществ получаемым концентратам, что видно из табл. 2.

Таблица 2.

Материал	Содержание железа	Извлечение железа
Классифицированный . . .	61,47	79,71
Неклассифицированный . . .	61,25	80,74

Метод первоначального выделения убогих хвостов дал значительные преимущества для более бедных руд и очень незначительное ухудшение для богатых руд.

Таблица 3.

Руда шахты	Ж е л е з о				Примечание
	исходный продукт	Концентрат			
		содержание в %	извлечение в %	выход в %	
Темир-Тау.					
Шахта № 1	55,87	63,72	92,71	80,04	Выдел. готов. продукта — хвостов.
„ № 2	43,05	60,04	92,34	66,12	
„ № 1	55,87	64,32	92,45	84,69	Выдел. готов. продукта — концент.
„ № 2	43,05	55,32	87,00	69,31	

После обогащения этих руд, раздробленных до 6 мм, в одну стадию получались следующие результаты.

Таблица 4.

№ проб	Руда шахты	Ж е л е з о				Примечание
		исходный продукт	Концентрат			
			содержание в %	извлечение в %	выход в %	
	Темир-Тау					Выдел. готов. продукта — хвостов
1	Шахта № 1 . .	55,87	59,50	96,36	89,13	
2	„ № 2 . .	43,05	54,82	80,35	64,30	
3	„ № 1 .	55,87	64,32	91,15	81,67	Выдел. готов. продукта — концент.
4	„ № 2 . .	43,05	50,39	94,86	80,95	
5	„ № 1 . .	57,72	64,51	92,07	82,40	То же
6	„ № 2 . .	48,20	55,46	93,05	81,66	
	Тельбесс					
7	Штольня № 3 .	40,00	57,26	82,70	57,50	

Последние три пробы этой таблицы (5, 6, 7), как было уже указано выше, были доставлены в сравнительно больших количествах и явились результатом опробования значительной рудной массы, а поэтому данные их обогащения, по сравнению с другими пробами, надо считать ближе других, отвечающих средним качествам трех типов руды Тельбесского района.

Эти данные легли в основу проектирования обогатительной фабрики для Тельбесса (см. фиг. на стр. 134).

Сухая магнитная сепарация.

Сухая сепарация была испытана для классифицированного и неклассифицированного материала, причем для класса 12—6 мм получены следующие лучшие из ряда опытов результаты.

Таблица 5.

Какая руда	Наименование продукта	Выход в %		Ж е л е з о			Сера, содерж.
		от клас.	абсол.	содерж. в %	извлечение		
					от клас.	абсол.	
Шахта № 1	Концентраты .	80,52	31,20	58,32	89,69	31,53	1,84
	Хвосты	19,48	7,55	27,70	10,31	3,62	—
Шахта № 2	Руда	100,00	38,75	52,36	100,00	35,15	—
	Концентраты .	90,39	57,39	51,52	96,36	62,04	1,43
	Хвосты	9,61	6,10	18,30	3,64	2,34	—
	Руда	100,00	63,49	48,32	100,00	64,38	—

Обогащение других, более мелких классов дало по сравнению с мокрой сепарацией худшие результаты.

Сухая сепарация неклассифицированного продукта, крупностью 6—0 мм и 3—0 мм также дала худшие результаты, чем мокрая сепарация.

Для тельбесской руды, принимая во внимание ее структуру (равномерно распределенная мелкая вкрапленность), сухая магнитная сепарация была применена для крупности, начиная с 6 мм.

Результаты получились следующие:

Таблица 6.

Наименование продукта	Выход в %	Железо		Кремнекислота, содерж. в %
		содержание в %	извлечение в %	
Концентрат	70,54	49,59	87,48	14,26
Хвосты	29,46	17,02	12,54	не определялась
Руда	100,00	40,00	100,00	—

Опыты, произведенные над окисленными рудами, показали полную возможность применить успешно и к ним магнитную сепарацию. В этой операции конечно нуждаются лишь руды с содержанием железа не более 55%.

или же с большим содержанием SiO_2 , так как другие вредные примеси, как S и Zn, здесь отсутствуют. При мокрой сепарации получились следующие показатели при крупности 6—0 мм.

Таблица 7.

№ проб	Какая руда	Ж е л е з о			
		исходный продукт	к о н ц е н т р а т		
			содержание в %	извлечение в %	выход в %
1	Шурф № 1	57,91	65,58	90,16	80,50
2	Шурф № 2	38,89	61,14	61,24	36,96

Сухая сепарация при крупности 6 мм дала следующие результаты:

Таблица 8.

№ проб	Какая руда	Ж е л е з о			
		исходный продукт	к о н ц е н т р а т		
			содержание в %	извлечение в %	выход в %
1	Шурф № 1	57,91	61,07	94,82	89,68
2	Шурф № 2	38,89	51,35	73,83	55,10

На основании всей совокупности исследований руд Тельбесского района был сделан вывод, что, придерживаясь единой схемы обогащения, дробя всю руду до крупности в 6 мм и применяя мокрую магнитную сепарацию при смешении руд в пропорции: Темир-Тау шахта № 1: Темир-Тау шахта № 2: Тельбесс = 37 : 37 : 26, можно получить концентрат приблизительно следующего состава.

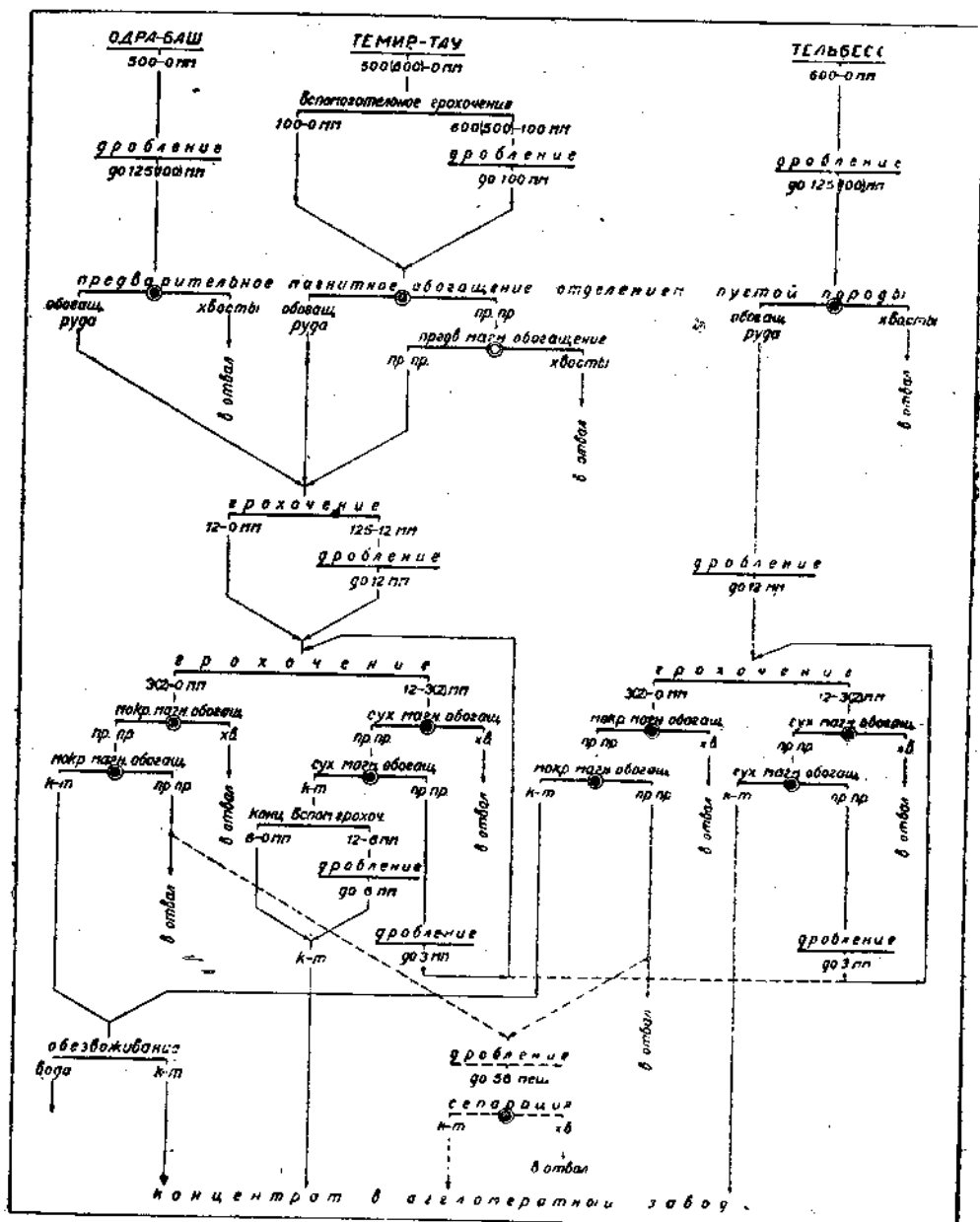
Таблица 9.

Выход в %	С о д е р ж а н и е в %				Извлечение железа в %
	железо	сера	цинк	кремнекислота	
73,3	59,25	меньше 0,80	меньше 0,95	около 6	90

Концентраты, получаемые в результате обогащения, не вполне приемлемы для дальнейшей металлургической обработки, так как они во-первых содержат достаточно высокий процент вредных примесей, как сера и цинк, а во-вторых слишком измельчены для возможности успешной доменной плавки.

Агломерированием (окускованием) концентрата можно исправить все указанные недочеты. Опыты, произведенные в Механобре, показали, что при крупности 6—0 мм сера и цинк выгорают достаточно полно. Так при содержании серы в концентрате до 1,5% в агglomerате получается ее от 0,06 до 0,29%. Для цинка соответствующие цифры будут: 1,42—0,63% и

0,16—0,21%. Получающийся аггломерат отличается чрезвычайно большой прочностью при значительной пористости. Обогащение продукта железом происходит в небольших пределах, а именно от 1,5 до 4,5%. Расход топлива незначителен и составляет всего около 5%.



Фиг. 1.

На основании полученных результатов спроектирована обогатительная фабрика для Тельбесского района с производительностью в 1550 000 т в год, с получением концентрата в 1048 000 т, с содержанием железа около 60%.

Проектная стоимость всех сооружений 3 391 942 рублей. Стоимость обогащения на тонну концентрата 1,25 рублей.

Агломерация концентратов железной руды Тельбесского месторождения.

Доставленный в сентябре месяце 1929 г. секцией черных металлов материал для спекания представлял собой концентраты сухого и мокрого электромагнитного обогащения, произведенного с тремя различными крупностями руды: классов 12—0, 6—0 и 3—0 мм, при различной силе тока (от 1,5А до 5А при сухой сепарации и от 2,5 до 3А при мокрой сепарации), всего 9 проб, общим весом около 600 кг.

Все пробы были подвергнуты химическому анализу на Fe, S и Zn, причем содержание указанных компонентов в разных пробах колебалось: Fe от 49,23 до 64,51%, S от 0,23 до 1,59% и Zn от 0,18 до 2,16%. Данные анализов по отдельным пробам приведены в табл. 2.

Как видно из приведенных данных анализа, концентраты содержат в большом количестве серу и цинк, и без предварительного снижения содержания таковых в полученных концентратах использование концентратов в доменной плавке было бы весьма затруднительно. Поэтому целью опытов по агломерации ставилось: 1) выяснение возможностей удаления серы и цинка в процессе спекания до допустимого кондиционного содержания, 2) выработка условий процесса спекания, с установлением оптимального состава шихты, дающей наилучший синтер.

Условия проведения опытов.

Все опыты окончательного характера проводились на спекательной ванне Гриневольт с одновременными навесками руды от 40 до 70 кг, в зависимости от крупности руды и высоты спекаемого слоя шихты.

Горючим служила коксовая мелочь крупностью 4—0 мм с содержанием: влаги 1,26%, золы 11,62%, серы 1,36% (отдельные опыты были проведены с бурым углем и антрацитовым штыбом). Количество кокса и воды, потребной для увлажнения шихты, определялось опытным путем.

Высота слоя шихты применительно к промышленным установкам бралась от 100 до 200 мм в зависимости от крупности спекаемого продукта. Синтер всех опытов подвергался испытанию на механическую прочность и химическому анализу на содержание Fe, S и Zn, кроме того определялась его пористость.

Ниже приводится таблица данных опытов по спеканию.

Как видно из приведенной таблицы, полученные агломераты отличаются весьма хорошей механической прочностью и обладают большой пористостью (в среднем 45%), что является весьма важным фактором при доменном процессе.

Величина выхода годного аггломерата высокая (в среднем 90%), неспекшаяся мелочь не превышает 10%. Характерной чертой всех полученных аггломератов является очень тонкая поверхностная оплавленность и большое количество мелких пор в изломе. Из таблицы химического анализа как исходного продукта так и аггломерата видно, что выгорание серы идет вполне удовлетворительно, получаются аггломераты с содержанием последней от 0,06 до 0,29%.

Улетучивание цинка также идет сравнительно удовлетворительно, доходя в отдельных опытах до 85% от исходного содержания.

¹ По отчету П. П. Порфинова и И. М. Архипова.

Результаты агломерации концентратов электромагнитного обогащения железной руды Тельбесского месторождения.

№ опытов	Наименование исходного продукта	№ жупрата	Крупность руды	Состав шихты в %			Высота спекае- мого слоя	Разрыхл., в мм водного столба	Продолжительн. процесса в мину- тах	Количество воз- духа, проасмы- ленного в минуту, м ³	Выход синтера в %		Получено мелочи < 4 мм при испы- тании в %		Пористость в %
				руда	кокс	вода					годного, < 4 мм	мелочи < 4 мм	на удар	на исти- рание	
1	Сухой концентрат 5А	10	12—6	89	8	3	180	180	30	1,42	92	—	3,5	2,1	46
2	"	10	6—0	90	6	4	200	400	32	1,67	98	4,6	1,2	1,6	45
3	Мокрый	10	3—0	89,5	3,5	7	100	150	16	2,30	90	8,0	2,3	2,1	50
4	"	10	6—0	87	5	8	110	360	19	1,87	93	4,0	1,3	1,5	49
5	Сухой	11	3—0	90	4	6	150	430	19	1,94	89	8,0	1,0	2,2	46
6	"	11	3—0	88	5	7	150	190	25	2,4	92	5,0	1,4	4,6	46
7	"	12	3—0	90	5	5	150	150	24	2,7	90	7,5	5,0	2,1	46
8	"	7	6—0	90	6	4	200	310	32	1,78	88	9,5	1,5	2,5	42
9	Мокрый	7	3—0	91,5	3,5	5	150	200	28	1,83	92	7,0	1,2	1,7	48
10	"	7	3—0	88	4	8	120	430	18	2,30	95	3,0	1,4	1,5	41

Таблица 2.

№ опытов	Наименование исходного продукта	Круп- ность руды в мм	Кокс в %	Химический состав в %					
				исходный продукт			агломерат		
				Fe общ.	S	Zn	Fe общ.	S	Zn
1	Сухой концентрат 5A .	12—6	8	50,54	1,59	1,09	51,74	0,20	—
2	„ 4A .	6—0	8	51,84	1,58	1,42	53,67	0,06	0,21
3	Мокрый „ 2,5A .	3—0	3,5	58,12	0,80	0,63	60,68	0,26	0,18
4	„ 3A .	6—0	5,0	—	0,97	2,16	56,64	0,29	1,28
5	Сухой „ 1,5A .	3—0	4,0	49,23	0,26	0,29	54,06	0,18	0,24
6	„ 1,5A .	3—0	5,0	49,23	0,26	0,29	54,33	0,18	0,24
7	„ 1,5A .	8—0	5,0	60,66	0,23	—	64,40	0,18	0,16
8	„ 2,0A .	6—0	6,0	61,40	1,57	0,18	63,82	0,22	0,18
9	Мокрый „ 2,5A .	3—0	3,5	63,52	0,34	—	67,83	0,20	0,18
10	„ 3A .	3—0	4	64,51	1,20	—	65,20	0,26	0,22

Закключение.

На основании всех полученных данных можно сделать следующее заключение:

1. Агломерация концентратов электромагнитного обогащения железной руды Тельбесского месторождения не представляет особых затруднений.
2. Полученный аггломерат отличается большой прочностью при значительной пористости.
3. Выгорание серы и улетучивание цинка происходит довольно полное.
4. Обогащение продукта железом в процессе спекания незначительное на 1,5—4,5%.
5. Для аггломерирования первичных сернистых руд крупностью 6—0 и 3—0 мм можно принять средний состав шихты следующий:

Руды	89%
Кокса	4%
Воды	7%

При крупности руды 12—6 мм количество воды понижается до 3%.

Для окисленных же бедных серою руд той же крупности требуется несколько повышенное количество горючего — 5—5,5%.

А. П. Квасков.

Испытание обогатимости железной руды Мало-Хинганского месторождения.

26 февраля 1931 г. разведочной партией Дальневосточного геолого-разведочного управления была прислана в адрес института Механобр для качественных испытаний обогатимости одна проба железной руды Мало-Хинганского месторождения, общим весом около 800 кг.

Руда по данным лаборатории института Механобр имела следующий химический состав.

Таблица 1.

SiO	Fe ₂ O ₃	FeO	Al ₂ O ₃	S	P ₂ O ₅	MnO	CaO	MgO	Потер. при прок.
44,87	48,66	0,91	1,9	0,26	0,21	0,37	0,23	0,05	1,8

Руда имеет явно полосчатое сложение и в основном состоит из гематита и кварца, относительное изменение количеств которых в отдельных слоях образует „рудные“ и „нерудные“ полосы.

Густо вкрапленные гематитовые слои имеют темно-бурую окраску, а нерудные—красную. Переходные разности окрашены в красно-бурый цвет. Красные нерудные роговиковые полосы обычно все же имеют тонкую, рассеянную вкрапленность гематита. Мощность рудных и нерудных прослоек варьирует в пределах от 0,1 до 10—15 мм, и иногда доходит до 20 и даже до 25 мм.

Для получения концентратов более богатых железом, чем сами рудные слои, потребовалось бы весьма тонкое измельчение с целью освобождения отдельных зерен гематита из сростков с кварцем. О порядке необходимого при этом измельчения можно судить на основании помещенных в табл. 2 результатов подсчета свободных зерен гематита и кварца во фракциях ситового анализа руды крупностью $< 0,8$ мм.

Таблица 2.

Подсчет свободных зерен гематита и кварца в классе крупностью $< 0,8$ мм.

Крупность мм	Количество свободных зерен в % к площади	
	кварц	гематит
$> 0,417$	2—5	2—4
0,417—0,208	5—10	5—8
0,208—0,147	15—20	10—15
0,147—0,074	30—35	15—20
$< 0,074$	40—45	20—25

Из приведенной таблицы видно, что даже в классе $< 0,074$ мм в свободном состоянии находится всего лишь 20—25% всего заключенного в нем гематита.

Таким образом для полного освобождения рудных зерен потребовалось бы весьма тонкое измельчение руды.¹

Испытания проводились по следующему плану:

1. Дробление и грохочение.
2. Мокрый процесс (отсадка и концентрация).
3. Электромагнитное обогащение: а) без предварительного обжига, б) с предварительным обжигом.
4. Опыты аггломерации (спекание) мелких концентратов.

Кусковатость руды присланной пробы иллюстрируется приведенной ниже характеристикой крупности ее.

Таблица 3.

	К р у п н о с т ь в м м							
	> 150	150—100	100—75	75—50	50—25	25—12	12—6	6—0
Выход в %	6,23	14,96	8,43	26,74	28,69	8,14	2,78	4,03

¹ Обогащение такого тонко измельченного материала всегда встречает значительные трудности, и постановка его едва ли экономически целесообразна, тем более для малоценных руд, каковыми в данном случае являются железные.

Опыты дробления и грохочения показали, что руда обладает значительной твердостью и не склонна к образованию мелочи.

Наблюдения показывают, что при дроблении раскалывание преимущественно происходит по плоскостям наслоения.

Мокрый процесс.

Предварительные испытания по методу мокрого обогащения состояли в отсадке руды, издробленной до 6 мм, отдельно, по классам (6—4, 4—3, 3—2, 2—1 мм), и концентрации на столах, классов 2—1, 1—0 мм.

Концентраты, полученные после отсадки, с целью выяснения возможности получения более высокосортных концентратов были измельчены до—150 меш и обработаны на шламмовых столах. Результаты показали невозможность даже при таком измельчении получить достаточный выход богатых фракций; бедных же хвостов не выделялось вовсе.

Результаты предварительных опытов показали, что при обогащении руды мокрым процессом можно получить концентраты с содержанием железа до 52% при степени извлечения железа около 80%. Содержание железа в хвостах не превышало 14—16%.

Благоприятным для обогащения фактором является сравнительно небольшой выход промежуточных продуктов, что в значительной мере объясняется способностью руды раскалываться по плоскостям наслоения, давая мало сростков рудных слоев с нерудными.

Опытное обогащение.

Учитывая результаты, полученные предварительными испытаниями, было произведено опытное обогащение по схеме, изображенной на фиг. 1, которое заключалось в стадийной обработке отсадкой и концентрацией руды, издробленной предварительно до 25 мм.

В табл. 4, 5, 6 и 7 помещены результаты обогащения мокрым способом.

Процесс отсадки идет вполне удовлетворительно как для мелких так и для крупных классов.

Отсадка промежуточных продуктов после дробления их до 6 мм дает значительный выход конечных продуктов с удовлетворительным содержанием железа и может быть исполняема совместно с отсадкой мелких классов сырой руды.

Окончательная обработка на шламмовых столах промежуточных продуктов, издробленных до 0,2 мм, дает удовлетворительные результаты. Из табл. 4 видно, что верхний предел крупности при обогащении мокрым процессом должен быть снижен до 15 мм. В этом случае можно получить следующие результаты:

Таблица 8.

Показатели	Наименование продукта			
	концен- траты	хвосты	шламмы	суммар- но
	в п р о ц е н т а х			
Выход	52,9	40,1	7,0	100,00
Содержание Fe	51,5	13,5	28,0	34,65
Извлечение Fe	78,0	15,65	5,65	100,00

Таблица 4. Отсадки сырой руды крупностью больше 6 мм.

К л а с с мм	Концентрат				Пром. продукт				Х в о с т ы				Суммарный			
	выход в %		Fe в %	степень извлечения	выход в %		Fe в %	степень извлечения	выход в %		Fe в %	степень извлечения	выход в %		Fe в %	степень извлечения
	от класса	общ.			от класса	общ.			от класса	общ.			от класса	общ.		
25 — 20	42,73	13,70	48,16	19,43	42,73	13,70	—	—	14,54	4,66	16,84	2,28	100,0	32,06	34,88	32,27
20 — 15	43,21	4,76	48,04	6,70	43,46	4,79	—	—	13,33	1,47	11,84	0,49	100,0	11,02	35,21	11,19
15 — 10	5,06	11,45	51,32	16,95	23,51	4,88	—	—	21,43	4,46	11,70	1,50	100,0	20,79	35,55	21,25
10 — 8	53,05	3,33	51,85	4,38	20,83	1,29	—	—	25,52	1,59	11,14	0,51	100,0	6,21	36,41	5,52
8 — 6	44,10	2,49	52,25	3,75	26,67	1,51	—	—	29,23	1,65	11,78	0,56	100,0	5,65	35,80	5,87
	—	35,73	50,2	51,71	—	26,17	26,60	20,07	—	13,33	13,33	5,32	—	75,73	35,26	77,10
Отсадка сырой руды крупностью от 6 до 2 мм																
6 — 4	43,30	2,81	51,87	4,20	23,22	1,51	—	—	33,48	2,18	14,86	0,93	100,0	6,50	34,59	6,48
4 — 3	53,14	2,72	50,27	3,94	4,51	0,23	—	—	42,85	2,16	13,82	0,86	100,0	5,11	34,04	5,07
3 — 2	45,26	1,32	51,07	1,94	11,58	0,33	—	—	43,16	1,29	13,74	0,50	100,0	2,91	32,89	2,76
	—	6,85	51,00	10,08	—	2,07	32,47	1,94	—	5,60	14,17	2,29	—	14,52	34,15	14,31
Отсадка промпродукта крупностью 6 — 2 мм																
Пром. продукт	28,0	5,36	51,00	7,92	20,6	3,94	22,5	3,36	51,4	9,85	12,0	3,42	100,0	19,15	26,6	14,70

Таблица 5. Суммарные результаты концентрации материала 2—0 мм с предварительной гидравлической классификацией.

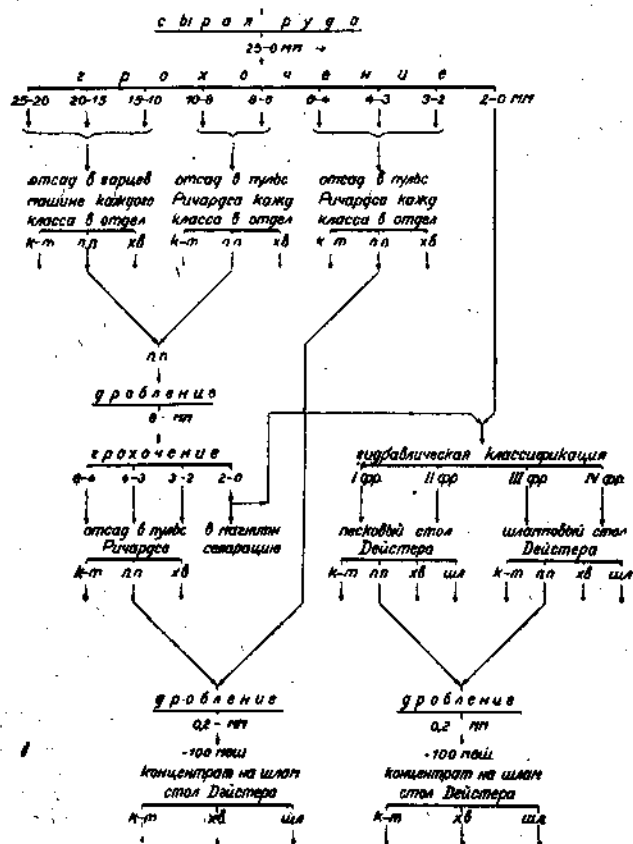
Наименование	Выход от класса в %	Выход общий в %	Содержание Fe в %	Степень извлечения Fe в %	Примечание
Концентрат	12,35	2,07	50,30	3,03	
Пром. продукт	50,09	8,40	32,80	8,05	
Хвосты	23,33	3,91	13,85	1,56	
Шламы	14,23	2,39	19,62	1,35	
	100,0	16,77	29,9	13,96	

Таблица 6. Концентрация на шламовых столах издробленных до 0,2 мм промежуточных продуктов.

Наименование	Концентрация на шламовом столе промежуточных продуктов от отсадки классов (6—2) мм				Концентрация на шламовом столе промежуточных продуктов со столов			
	выход в % от класса	выход в % общий	содержание Fe в %	степень извлечения Fe в %	выход в % от класса	выход в % общий	содержание Fe в %	степень извлечения Fe в %
Концентрат	28,57	1,72	51,2	2,55	25,69	2,16	49,4	3,18
Хвосты	48,99	2,94	15,5	1,34	48,25	3,64	23,6	2,48
Шламы	22,44	1,35	36,20	1,41	31,06	2,60	31,9	2,39
	100,0	6,01	30,06	5,30	100,0	8,40	32,8	8,05

Таблица 7. Суммарные результаты обогащения мокрым процессом.

Л а с с	Концентрат			Хвосты			Шламы			Итого		
	выход в %	содержание Fe в %	извлечение в %	выход в %	содержание Fe в %	извлечение в %	выход в %	содержание Fe в %	извлечение в %	выход в %	содержание Fe в %	извлечение в %
(25—0) мм	53,89	50,5	78,44	39,77	14,32	16,41	6,34	28,17	5,15	100,0	34,65	100,0



Фиг. 1.

Опыты электромагнитного обогащения.

А. Без обжига.

Обогащение сырой руды на слабомагнитных сепараторах барабанного типа не дало удовлетворительных результатов вследствие недостаточной магнитности руды.

Таблица 9.

Суммарные результаты обогащения электромагнитной сепарацией без обжига.

Наименование продукта	Выход в %	Содержание Fe в %	Степень извлечения Fe в %
Концентрат	62,39	47,25	84,14
Хвосты	33,13	12,65	11,98
Шламы	4,48	30,33	3,88
Исх. продукт	100,00	35,0	100,00

Максимальный выход магнитной фракции получился при этом равным 7,95% при содержании железа 52,71%, а выход немагнитной фракции — 92,08% при содержании железа 33,64%. Поэтому дальнейшие

опыты велись на сепараторах с усиленным магнитным полем (с заостренными полюсами), применяемых для обогащения слабомагнитных руд.

В табл. 9 приведены суммарные результаты обогащения на магнитном сепараторе Ульриха руды крупностью 6—0 мм с предварительной сухой классификацией ее. Нижний предел дробления промежуточных продуктов был принят равным 0,2 мм. Песковый материал обогащался сухим, а мелочь — мокрым способом.

Наихудшие результаты дает мокрая сепарация мелочи, поэтому результаты этого процесса могут быть несколько улучшены применением для обогащения мелочи концентрационных столов.

В. С предварительным обжигом.

Для проведения полных испытаний способом электромагнитного обогащения с предварительным обжигом необходимо значительное количество крупнотусковой руды, которой Институт не располагал.

Поэтому опыты велись с небольшими количествами руды издробленной предварительно до 6 мм. Обжиг руды производился во вращающейся печи Поллизюса.

Восстановительная атмосфера достигалась путем сжигания нефти при недостаточном для нормального горения количестве воздуха.

Обогащение обожженной руды велось на сепараторах барабанного типа в три стадии и заключалось в сепарации неклассифицированной смеси 6—0 мм, с последующим стадийным обогащением промежуточных продуктов, измельчаемых последовательно до 2 и до 0,5 мм.

Таблица 10.

Суммарные результаты обжига и электромагнитного обогащения.

Наименование продукта	Выход от всей руды	Содержание Fe в %	Извлечение Fe в %
Концентрат	54,85	54,5	85,27
Отброс	37,72	10,4	11,22
Мех. потеря при обжиге	3,39	36,25	3,51
Обожж. материал	95,77	36,55	100,0
Потеря веса при обжиге	4,23	—	—
Сырая руда	100,0	35,0	100,0

Испытание спекаемости.

Испытания спекаемости велись лабораторией термической обработки руд института Механобр. Материалом для аггломерации служили концентраты, полученные в результате применения мокрого процесса и электромагнитной сепарации с предварительным восстановительным обжигом.

В качестве горючего при аггломерации применялась коксовая мелочь, содержащая около 1,49% серы. Количество добавляемой влаги колебалось в пределах 8—10%, считая на сухую руду.

Опыты производились в маленькой лабораторной печи Гриневальда с единовременной загрузкой материала до 1,5 кг.

Результаты испытания показали возможность спекания концентратов и получения из них удовлетворительных аггломератов, причем обожженный продукт спекается легче, давая при этом лучшие результаты. Добавка оборотного продукта в количестве 10—15%, особенно при спекании необожженного продукта, желательна, так как она повышает выход годного аггломерата и улучшает механические качества последнего.

Дозировку горючего для спекания обожженного продукта нужно давать не ниже 5—6%, при спекании сырого 6—7%. При этих условиях содержание закисного железа колеблется в пределах 8—16%, при спекании необожженного, и 12—18% при спекании обожженного концентрата.

Получаемый аггломерат представляет собой достаточно прочный пористый продукт темно-серого цвета, местами значительно оплавленный.

Пористость в среднем для всех образцов колеблется в пределах 36—45%. В результате спекания в аггломерате остается от 0,06 до 0,08% серы.

Выводы.

Проведенные испытания показывают, что механическим обогащением руды типа испытуемой пробы нельзя практически рассчитывать на получение концентратов с содержанием железа выше 53,5% (не считая повышения содержания Fe за счет восстановления окиси Fe в закись при обжиге). Это необходимо иметь в виду при разрешении проблемы их использования.

Ниже приводятся химические анализы двух концентратов, полученных отсадкой (мокрый процесс) и электромагнитной сепарацией с предварительным восстановительным обжигом.

Таблица 11.

Тип концентрата	Fe закисн.	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P ₂ O ₅	S	Сумма Fe
Магнитной сепарации	15,40	21,41	2,59	0,29	0,41	54,5
Отсадки	0,32	26,27	1,58	0,34	0,35	50,4

Содержание SiO₂ в концентратах, полученных мокрым процессом, весьма значительно. Содержание серы в обоих случаях превосходит обычные кондиции. По этой причине возможно, что явится необходимость даже и крупные концентраты дробить и аггломерировать, так как выгорание серы при спекании происходит достаточно успешно.

Ниже для сравнения приводятся средние результаты обогащения руды тремя разными способами.

Таблица 12.

Технические показатели	Мокрый процесс	Магнитное обогащение с обжигом	Магнитное обогащение без обжига
Содержание Fe в концентратах в %	51,5 — 52,0	54 — 55	до 50,0 ¹
Степень извлечения Fe в %	78,0 — 80,0	85 — 86	78 — 80
Выход концентратов в %	53 — 54	54 — 55	55,0 — 58,0

¹ Предусматривается обогащение мелочи на столах-концентраторах.

Оценивая приведенные выше результаты, необходимо отметить, что концентраты, полученные магнитной сепарацией обожженной руды, содержат от 12 до 17% закисного железа, тогда как содержание его в концентратах, полученных другими методами, не превосходит 0,4—0,5%.

Из всех трех процессов наиболее совершенно протекает и дает наилучшие технические показатели магнитная сепарация обожженной руды. Однако стоимость этого процесса обычно высокая вследствие дороговизны обжига, для которого требуется расход топлива в количестве около 10% от веса руды.

Мокрый процесс дает несколько более низкие технические показатели. Применение его удобно в случае наличия в районе достаточного количества воды для работы фабрики.

Электромагнитное обогащение на сильно магнитных сепараторах без обжига может быть применено в комбинации с мокрым процессом (стола), однако оно не может быть рекомендовано вследствие его худших качественных результатов.

В заключение необходимо отметить, что, судя по обработанной пробе, технические показатели обогащения Мало-Хинганской руды в основном зависят от богатства железом рудных прослоев и от их мощности, и следовательно могут меняться в широких пределах в зависимости от изменения этих факторов по отдельным участкам месторождения.

Для всестороннего изучения обогатимости этих руд необходимы дополнительные испытания с рудой соответственным образом взятых технических проб.

Железные руды Кавказа.

А. П. Квасков.¹

Испытание обогатимости дашкесанской железной руды.

В 1929 г. институтом Механобр были произведены испытания обогатимости трех проб дашкесанской руды, взятых Геолкомом из отвалов разведочных штолен: № 1 участка Канач-Кара, № 3 и 4 участка Джибрацера. Дашкесанская руда составлена в основном магнетито-гранатовой породой зернистого сложения, с мелкой и средней вкрапленностью магнетита и граната. Ниже приводится краткое описание характера руды каждой из проб, с указанием особенностей структуры и состава отдельных разновидностей руды.

Химический состав руды присланных Геолкомом проб по данным химической лаборатории Института следующий:

№ штолен	Fe	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	S	P ₂ O ₅	As	Потеря при прокаливании
1	48,45	15,39	3,12	10,98	1,07	0,18	0,35	0,05	0,003	1,24
3	36,56	17,60	6,30	14,08	1,10	0,26	0,32	0,18	0,004	6,22
4	55,10	9,40	4,43	6,10	0,89	0,24	0,29	0,08	0,003	0,44

1. Руда штольни № 1 отличается равномерной вкрапленностью магнетита и граната, составляющих рудную массу. В массе магнетито-гранатовой породы часто встречаются включения безрудной роговиковой породы, образующие с рудой ясно заметную резкую границу.

2. Руда штольни № 3 наиболее убогая из всех трех проб. В составе рудной массы здесь преобладает гранат, вкрапленность же магнетита более рассеянная. Руда содержит значительные количества гематита, образующего чешуйки и вкрапленники.

Из нерудных минералов кроме граната присутствует в значительном количестве кальцит. Крупные безрудные включения встречаются реже, чем в руде штольни № 1, и представлены плотной гранатовой породой.

3. Руда штольни № 4 наиболее богатая, состоит главным образом из магнетита с вкрапленностью граната, иногда весьма тонкой. Довольно часто встречаются скопления магнетитовых зерен, переходящие в рудные штуфы.

Все три пробы Геолкома (особенно проба штольни № 1), как выяснилось после, оказались сильно обогащенными железом, так как при отобрании пробы из отвалов рабочие отбрасывали зачастую куски бедной руды и роговика. (Взятые институтом Механобр пробы из тех же штолен № 1 и 3 имеют содержание железа 37,52 и 34,5%).

¹ По работам инж. Г. Г. Егорова и А. П. Кваскова.

В результате испытаний проб Геолкома выяснилась возможность успешного обогащения этих руд, а также явилась необходимость проведения подробных испытаний с целью окончательной выработки схемы обогащения в связи с предстоящим проектированием обогатительной фабрики.

Для получения технических проб, соответствующих целям дальнейших испытаний, летом 1930 г. институтом Механобр была командирована на место работ опробовательская партия, которая установила невозможность, при тогдашнем развитии разведочных работ, получения средних проб руды. Было признано рациональным для испытания обогатимости брать пробы от характерных для Дашкесанского месторождения разновидностей оруднения. В соответствии с этим было взято шесть проб от основных типов руды, весом около 3 т каждая, для производства количественных испытаний, и три пробы (7, 8, 8а) от особых разновидностей руды, весом около 1 т каждая, для качественных испытаний обогатимости с целью определения возможности и способов обогащения этих руд.

Таблица 2.

Характеристика проб.

№ проб	Место взятия пробы	Характер вкрапленности	Особые свойства	Примечание
1	Проходка забоев шт. № 3 Джибрацера	Мелкая вкрапленность. Брекчиевидные включения тонкозернистой гранатовой породы	Присутствует гематит (железистая слюда) и кальцит	Составлена характеристика крупности
2	Обнажение под горизонтом штольни № 3 до нижней границы оруднения	Мелкая вкрапленность. Брекчиевидные включения безрудной гранатовой породы развиты сильнее	Присутствует гематит	Проба издроблена на месте до 50 мм
3	Проходка забоев штольни № 3 Канач-Кара	Мелкая и средняя вкрапленность. Встречаются часто включения роговика и прожилки кальцита	Руда обладает большой твердостью	Составлена на месте характеристика крупности
4	Обнажение над скалою Канач-Кара	Роговик с внедрениями и прожилками магнетита и магнетито-гранатовой породы	Порода сильно разрушенная	Проба издроблена на месте до 75 мм
5	Низ оруднения в скалистых обнажениях Канач-Кара	Мелкозернистая бедная магнетито - гранатовая порода. Оруднение неравномерное	Порода представляется слитной и окремнелой	Проба издроблена на месте до 50 мм
6	Обнажение в нижней части восточного склона рудоносной толщи	Средне и крупнозернистая магнетито-гранатовая порода. Магнетит образует неправильной формы зерна и прожилки	Заметно замещение магнетита мартитом и бурым железняком	Проба издроблена на месте до 50 мм
7	Штольня в нижней части железно-блестковой скарновой зоны, против южного склона Ланджика	Преобладает чешуйчатая и тонкозернистая вкрапленность гематита	Проба представляет бедную разновидность	Проба издроблена на месте до 30 мм
8а	Выхода участка Цурт-Ахлюр	Мелкозернистая вкрапленность. Крупные безрудные включения отсутствуют	Заметно присутствие гематита и бурого железняка	Дробление до 30 мм
8б	То же	Мелкозернистая вкрапленность	Бедная разновидность	Дробление до 30 мм

В табл. 2 приведена краткая характеристика взятых Механобром проб. В дальнейшем изложении пробы обозначаются порядковыми номерами, по этой таблице.

Этими пробами исчерпываются основные разновидности оруднения, известные на опробуемом сев.-зап. участке. Что касается сев.-вост. участка (б. Сименса), то магнетито-гранатовая порода его нижнего горизонта в северной части близка по структуре к рудам пробы 5 и иногда 6. В южной его части бедной магнетито-гранатовой породы весьма мало, и пласт богатой руды представляется заключенным между роговиками, причем граница между ними и рудой обозначена весьма резко.

Состав руды взятых проб по данным химической лаборатории Механобра следующий:

Таблица 3.

Химический состав сырой руды проб, взятых институтом Механобр.

Наименов. проб	Fe общ.	Fe закис.	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	S	P ₂ O ₅	As	Потеря при прокаливании
1	34,72	9,22	19,16	8,46	14,71	0,56	Не определялась	0,09	0,10	0,010	7,28
2	38,08	8,31	17,56	11,28	14,37	0,41		0,06	0,22	0,013	1,68
3	37,52	10,05	21,27	5,99	14,08	1,63		0,35	0,14	0,014	2,81
4	33,30	4,40	25,68	8,28	16,20	1,63		0,46	0,07	0,014	1,05
5	31,35	6,93	20,97	5,87	22,81	0,90		0,53	0,10	0,012	2,83
6	37,54	7,25	21,77	6,41	17,71	0,70		0,68	0,18	0,04	0,22
7	52,50	8,90	12,38	2,81	6,71	1,01		0,46	0,09	0,18	1,46
8	25,70	2,28	29,64	7,84	20,72	1,03	0,62	сл.	0,23	0,014	3,75
7а	21,25	2,05	27,40	4,24	24,85	0,66	0,79	0,11	0,08	0,011	9,20

Минералогическим анализом дашкесанской руды определена наиболее часто встречаемая крупность вкрапленников магнетита в пределах 0,8—0,5 мм, причем в шлифах наблюдается следующее распределение магнетита по крупности зерен:

На крупность	> 0,8 мм	приходится	46,2%	площади занятой магнетитом
" "	0,8 — 0,3	" "	48,0%	" "
" "	0,3 — 0,15	" "	2,3%	" "
" "	0,15 — 0,07	" "	2,2%	" "
" "	< 0,07	" "	0,3%	" "

Сравнивая эти данные с характеристикой крупности при различном измельчении, было найдено, что уже при дроблении руды ниже 2 мм преобладающая масса ее будет измельчена ниже средней крупности вкрапленности магнетита, и что следовательно дробление до 2 мм должно обеспечить разрыхление, достаточное для выделения в концентрат значительной части рудных зерен.

Из приведенной выше таблицы распределения рудной площади по крупности зерен видно, что при дроблении руды до 0,5 мм не раздробленным и связанным с пустой породой может остаться лишь около 10% магнетита по площади (тот, что находится в сростках мельче 0,5 мм). Таким образом, можно было предположить, что дробление до 0,5 мм явится достаточным для окончательного разделения пром. продуктов.

Предварительные испытания.

Предварительные испытания обогащения были проведены с рудой трех первых проб, присланных Геолкомом, и заключались в опытах электромагнитной сепарации и мокрого процесса.

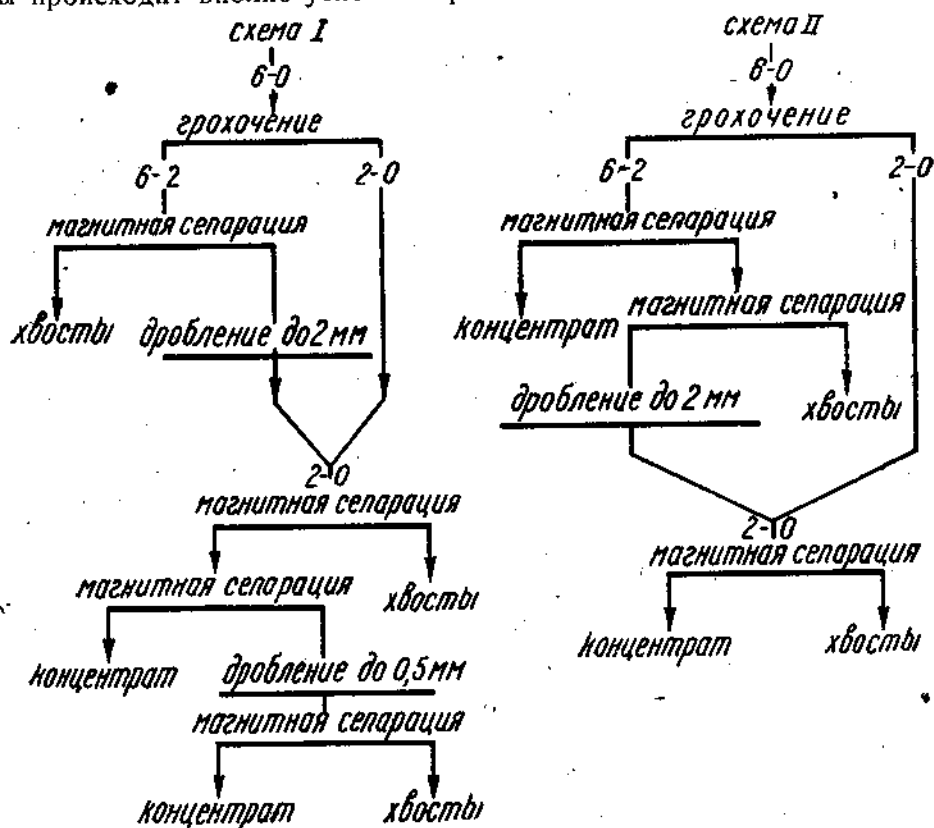
Предварительные испытания электромагнитным способом заключались в опытах обогащения отдельных классов, с дроблением промежуточных продуктов и обогащением их в последующих стадиях.

Результаты этих опытов позволили сделать следующие выводы:

1. Получение высокосортных концентратов (с содержанием Fe не ниже 60%) возможно лишь при измельчении руды ниже 2 мм.

2. Для выделения хвостов можно применять обработку неклассифицированного материала, причем содержание Fe в хвостах равно при этом 14%—15%.

3. Конечное обогащение промежуточных продуктов для всех типов руды происходит вполне успешно при измельчении их до 0,5 мм.



Фиг. 1.

Испытания по мокрому процессу заключались в производстве опытов отсадки в пульсаторе Ричардса руды проб штолен № 1 и 4, с предварительной классификацией по крупности; рудная мелочь 2—0 мм, тех же проб подвергалась гидравлической классификации и концентрации полученных фракций на столах-концентраторах.

Как при отсадке, так и при концентрации не удалось получить достаточно бедных железом хвостов, что объясняется сравнительно малой разностью в удельных весах между магнетитом и гранатом.

Для сравнения эффективности процессов мокрой концентрации и магнитной сепарации ниже в табл. 4 приводятся данные о содержании, степени извлечения Fe и степени обогащения для концентратов класса 2—0 мм руды штольни № 1 при различных выходах концентрата.

Степень извлечения Fe при магнитном обогащении значительно выше. Степень обогащения в пределах выходов, обеспечивающих достаточно высокое содержание Fe в концентратах, тоже больше для магнитного процесса.

Результаты предварительных испытаний ясно говорят о преимуществе электромагнитного процесса в применении к дашкесанским рудам.

Таблица 4.

Проба	Концентрат на столах			Магнитная сепарация			Примечание
	содержа- ние Fe в концен- трате	степень обогаще- ния	извлече- ние Fe %	содержа- ние Fe в концен- трате	степень обогаще- ния	извлече- ние металла	
Штольня № 1							
Выход							
40%	62,3	1,27	53,0	65,5	1,31	54,0	Данные эти полу- чены по построен- ному графику
60%	60,8	1,24	75,0	64,0	1,28	76,5	
80%	59,0	1,20	90,0	59,5	1,20	94,5	

Для подтверждения и проверки сделанных выводов было проведено опытное электромагнитное обогащение руды всех трех проб по двум схемам, представленным на фиг. 1. Схема I представляет обработку предвари-тельно расклассифицированного по крупности материала, а схема II—обработку неклассифицированного материала. Обогащение велось на барабанном сепараторе мокрого типа при начальном дроблении руды до 6 мм.

Таблица 5.

Результаты опытного электромагнитного обогащения трех проб Геолкома.

Схема	Проба и продукт	Выход в %	Содержание %					Извле- чение Fe в %
			Fe	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	
I. Обработка клас- сифицированного материала	Штольня № 1	100,00	46,45	15,39	10,93	1,07	3,12	100,00
	Концентрат	70,20	61,50	4,10	5,20	1,01	—	93,36
	Хвосты	29,80	10,32	—	—	—	—	6,64
II. Обработка не- классифицирован- ного материала	Концентрат	73,50	59,55	—	—	—	—	94,41
	Хвосты	26,50	9,80	—	—	—	—	5,59
I. Обработка клас- сифицированного материала	Штольня № 3	100,00	36,55	17,60	14,08	1,10	6,30	100,00
	Концентрат	54,10	55,89	10,90	4,70	0,70	—	82,75
	Хвосты	45,90	13,75	—	—	—	—	17,15
II. Обработка не- классифицирован- ного материала	Концентрат	59,40	51,50	—	—	—	—	83,90
	Хвосты	40,60	14,15	—	—	—	—	16,10
III. Обработка классифицирован- ного материала	Штольня № 4	100,00	55,10	8,41	5,91	0,89	2,64	100,00
	Концентрат	87,90	60,80	6,18	3,65	0,55	—	96,90
	Хвосты	12,10	14,12	—	—	—	—	3,10
IV. Обработка не- классифицирован- ного материала	Концентрат	91,10	59,10	4,08	5,22	1,01	—	97,70
	Хвосты	8,90	13,94	—	—	—	—	2,30

Наиболее высокое содержание Fe в концентратах получается при обогащении по схеме I (классифицированный материал), а максимум извлечения по схеме II (неклассифицированный материал).

Богатство железом хвостов проб штолен № 3 и 4 объясняется присутствием в них значительного количества гематита, что подтверждается и микроскопическими исследованиями хвостов обогащения.

Содержание СаО в концентрате значительно понижается против такового в сырой руде. Потеря СаО происходит за счет отхода в хвосты кальция, образующего прожилки в магнетите, и граната, содержащего до 30% СаО.

Испытание шести количественных проб.

При взятии проб руды на месторождении и просмотре ее на испытательной станции подтвердилось наличие в руде всех разновидностей значительного количества безрудных или бедных участков гранатовой породы и включений роговика, могущих быть выделенными в крупных кусках.

Для руд среднего и нижнего горизонтов рудоносной толщи (пробы 1, 2, 5 и 6), в соответствии с крупностью безрудных включений, верхний предел крупности намечался в 25—50 мм, для руд же верхнего горизонта, изобилующих включениями роговика, предполагалось возможным повысить этот предел до 75 мм, в соответствии с чем и было произведено дробление проб.

При указанной Гипромезом кондиции на содержание железа в концентрате равном 56% можно было рассчитывать, что часть его можно выделить при крупностях больше 2 мм.

В соответствии с результатами предварительных испытаний при обогащении была принята классификация руды на три класса: > 25 мм, 25—2 мм и 2—0 мм. Кроме того были поставлены испытания с неклассифицированным материалом 25—0 мм. Пром. продукты, выделенные при крупности 25—2 мм и 25—0 мм, обогащались в две стадии при измельчении их до 2 и затем до 0,4 мм. Дробление пром. продуктов в обоих случаях производилось в один прием, без предварительного отсева мелочи и исполнялось на стержневой мельнице в замкнутом цикле. Электромагнитная сепарация материала крупнее 2 мм велась на сухом, а мельче 2 мм на мокром сепараторе барабанного типа.

Обработка всех шести проб производилась по трем схемам, представленным на фиг. 2.

Схема I. Обогащение классифицированного материала при начальном дроблении до 25—75 мм и с получением концентратов в крупных классах.

Схема II. Обогащение того же материала без выделения концентратов в крупных классах. Последнее начинается при измельчении до 2 мм.

Схема III. Весь материал дробится до 25 мм и обогащается без предварительной классификации. Выделение концентратов начато также при измельчении до 2 мм.

При проведении испытаний наблюдалось следующее:

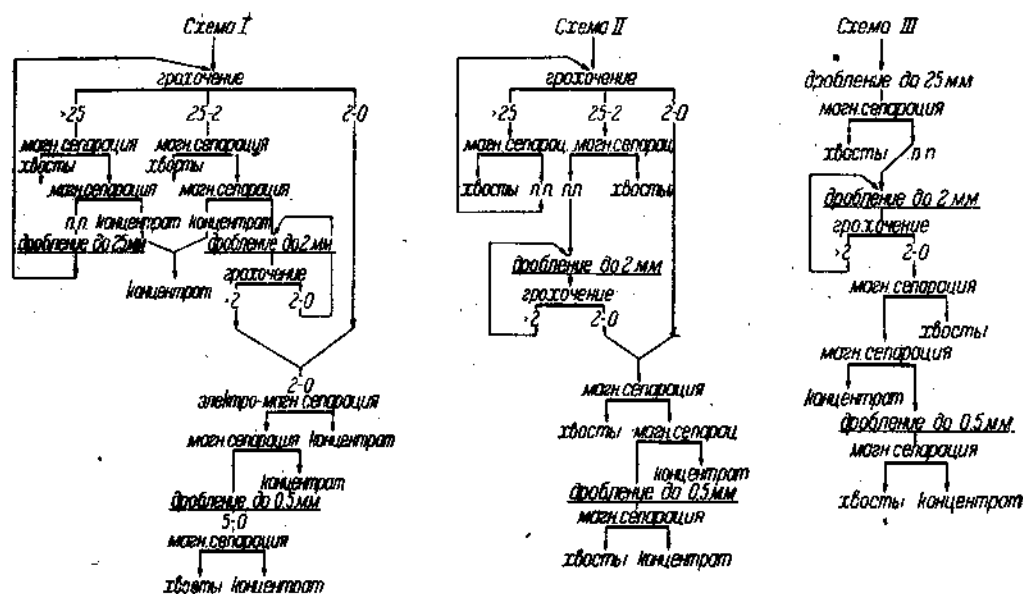
1. Во всех случаях имело место резкое увеличение содержания железа в хвостах при обогащении классов > 25 мм по сравнению с классом 25—2 мм.

2. Содержание железа в хвостах класса 25—2 мм и 25—0 мм вполне приемлемо, незначительно отличаясь от такового в хвостах класса 2—0 мм.

3. Содержание железа в концентратах классов > 25 мм несколько ниже, чем в концентрате класса 25—2 мм.

Вследствие чрезвычайной громоздкости полных таблиц результатов испытаний ниже в табл. 6 приводятся лишь суммарные значения выходов

концентратов, содержания в них железа и степеней извлечения по всем трем схемам, с указанием содержания Fe в сырой руде.



Фиг. 2.

Таблица 6.

Технические показатели концентратов, полученных по схемам I, II, и III.

№ проб	Содержание Fe в исходной руде	Верхний предел дробления в мм	Нижний предел дробления в мм	Выход в %	Содержание Fe в %	Степень извлечения Fe в %
Схема I						
1	34,62	25	0,4	49,62	55,0	79,00
2	38,08	50	0,4	54,46	57,0	81,50
3	37,52	75	0,4	65,0	50,6	87,60
4	33,3	75	0,4	30,78	62,0	57,3
5	81,35	50	0,4	47,92	48,7	73,55
6	37,54	25	0,4	51,23	60,5	82,6
Схема II						
1	34,50	25	0,4	44,90	59,5	77,50
2	38,10	50	0,4	51,65	60,0	80,5
3	37,52	75	0,4	50,37	61,7	83,7
4	33,3	75	н е	п р о з в о д и л о с ь		
5	31,35	50	0,4	35,52	59,2	66,5
6	37,54	25	0,4	47,3	64,5	81,35
Схема III						
1	34,72	25	0,4	44,12	62,5	79,50
2	38,10	25	0,4	47,6	64,0	80,10
3	37,52	25	2,0	54,7	59,5	86,90
4	33,3	25	0,4	34,15	66,70	68,50
5	31,35	25	0,4	40,36	56,70	73,20
6	37,54	25	2,0	42,57	61,9	81,80

Для иллюстрации качества обогащенной руды, в отношении содержания главных окислов и вредных примесей, ниже в табл. 7 приводятся несколько химических анализов концентратов, полученных при обогащении руды различных проб.

Таблица 7.

№ проб	С о д е р ж а н и е в %										Потери при прокаливан.
	Fe ₂ O ₃	FeO	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	MnO	S	P ₂ O ₅	Влага	
1	65,69	23,63	4,97	2,70	0,36	1,61	следи	0,18	0,05	0,09	1,65
2	62,39	19,48	6,30	4,56	0,48	6,28	0,19	0,11	— ¹	0,10	1,22
3	82,31	13,73	1,51	1,14	0,49	0,54	следи	0,10	— ¹	0,14	0,87
4	70,04	21,92	2,53	1,48	0,56	1,88	0,12	0,11	0,03	0,08	0,72

Наибольшая степень извлечения получается при обработке проб по схеме I за счет выхода крупных концентратов; однако суммарный концентрат при этом значительно беднее, чем при обогащении по другим схемам.

В случаях дробления перед обогащением до 25 мм результаты по схемам II и III довольно близки. В пробах 3 и 5 концентраты более бедны железом вследствие того, что отсутствовала последняя стадия обогащения при измельчении до 0,4 м. Отсутствие последней стадии обогащения повышает степень извлечения Fe, однако содержание Fe в концентрате значительно понижается.

Качественные испытания обогатимости трех проб особых разновидностей руд (пробы 8 а 8 б и 7).

Пробы 8 а и 8 б, взятые с выходов Цурт-Ахпюра, представляют собой однотипные, но крайние по содержанию железа разновидности окисленных магнетитовых руд.

Относительно руд этого участка возникало сомнение в возможности удовлетворительного обогащения их магнитной сепарацией на аппаратах для сильно магнитных руд, в виду наличия в них сильно развитого замещения магнетита гематитом и образования водных окислов железа.

Результаты испытаний показали, что обработка руд Цурт-Ахпюра, совместно с основными типами, вполне возможна, и что содержание железа в концентратах обеих разновидностей (богатой и бедной) легко доводится до 61—62%. Отмечается лишь несколько повышенная потеря железа в хвостах.

Руда пробы 7 представляет собой особую, бедную железом разновидность оруднения, развитую в приконтактовой зоне и изобилующую чешуйчатым и кристаллическим железным блеском. Испытания показали, что для успешного обогащения этой руды необходимо тонкое дробление до крупности порядка десятых долей миллиметра.

Наилучшие результаты дает мокрый процесс (концентрация), однако возможно также применение электромагнитного обогащения. Содержание Fe в концентратах получалось в пределах от 55 до 65%. Степень извлечения Fe получалась низкой (до 40%) вследствие чрезвычайной бедности руды этой пробы (содержание Fe в сырой руде равно 21,35%).

В случае содержания железа в сырой руде выше 30% можно ожидать технически удовлетворительных результатов обогащения и для этого типа оруднения.

¹ Не определялось.

Закключение.

В результате проведенных испытаний можно сделать следующие выводы:

1. Совместная обработка по общей схеме всех основных типов магнетитовых руд с содержанием железа выше 31% является возможной.

2. Для получения удовлетворительной степени извлечения железа желательно начинать обогащение при крупности материала не выше 25—30 мм.

3. Чтобы иметь возможность гарантировать требуемое содержание Fe в концентрате, нижним пределом дробления промежуточных продуктов необходимо считать крупность 0,5 мм.

4. В случае желаня получить концентраты с содержанием железа 56—59% рационально вести процесс с выделением концентратов в крупном классе по схеме с предварительным отсевом мелочи.

5. В случае необходимости получать концентраты с более высоким содержанием Fe (от 61 до 63%) рационально начинать получение концентратов лишь после измельчения руды до 2 мм, выделяя в первой стадии только хвосты. Предварительное грохочение руды на классы является в этом случае необязательным (схема III).

Работа по схеме I кроме большего извлечения металла дает некоторую экономию на дроблении в то время, как при работе по схеме III количество материала, дробимого во второй стадии, максимальное.

С. Д. Топорков.

Агломерация дашкесанской руды.

Для выяснения спекаемости концентратов дашкесанской магнетитовой руды испытанию были подвергнуты концентраты пяти проб, а именно: пробы 1, 2, 3 + 5, 4 и 6. Опыты велись с каждым концентратом отдельно с целью выяснения особенностей данного концентрата в отношении пригодности его для аггломерации. Испытания производились в лабораторных условиях с единовременной загрузкой руды около 15 кг. Опыты имели своей целью установить наиболее выгодные условия процесса спекания и выяснить оптимальный состав шихты для получения крепкого, достаточно окисленного аггломерата.

Испытуемые концентраты по химическому составу и крупности приведены в табл. 1.

Таблица 1.

№ пробы	Крупность	Fe общ.	Fe"	S
1	2—0	64,7	17,9	0,18
2	2—0	66,62	16,13	0,13
3 + 5	2—0	61,94	15,15	0,11
4	2—0	69,22	10,88	0,10
6	2—0	65,61	17,09	0,11

Оптимальный состав шихты для каждого концентрата устанавливался целым рядом предварительных опытов, в которых изменению подвергались как дозировка горючего, так и количество влаги. В качестве горючего применялась коксовая мелочь крупностью 4—0 мм следующего химического состава: S — 2,26%, золы — 15,76%, влаги — 1,46%.

Таблица 2.

№№ по порядку	№ пробы	Шихта			Химический состав аггломерата		Выход из печи		Отсев мелочи ниже 4 мм при испытании		Вакуум		Продолжительность процесса в минутах	Пористость в %	Высота спекшегося слоя в мм
		руда %	кокс %	вода %	Fe	Fe ⁹⁹	аггломерата в %	оборотного продукта в %	на удар	на испытание	в начале процесса	в конце процесса			
1	1	89,5	2,5	8,0	60,76	1,46	86,4	6,2	3,4	9,3	310	235	13	41,4	100
2	2	91,0	3,0	6,0	63,48	8,60	85,4	10,2	3,8	7,4	295	190	9	42,4	100
3	3	90,5	3,5	6,0	61,68	6,58	91,4	6,10	4,8	6,9	304	186	11	47,0	100
4	4	89,5	2,5	8,0	66,56	2,48	76,82	20,11	5,51	10,84	300	170	24	42,2	150
5	5	91,0	3,0	6,0	64,70	2,48	85,54	13,10	3,17	7,10	310	150	19	46,4	100
6	6	89,5	3,5	7,0	66,18	6,87	91,7	6,2	3,7	10,7	315	145	12	39,3	100
7	3—5	91,5	2,5	6,0	57,85	2,65	91,92	5,1	4,09	4,0	235	150	20	44,1	150
8	8	89,0	3,0	8,0	60,10	4,75	89,92	9,4	5,7	10,5	210	140	12	44,1	150
9	4	89,5	2,5	8,0	61,93	0,82	87,3	8,0	4,2	6,0	270	150	28	42,6	150
10	10	89,0	3,0	8,0	—	1,40	88,0	7,5	3,0	6,4	280	210	25	46,2	150
11	6	91,5	2,5	6,0	66,22	3,75	91,2	8,0	6,0	9,8	260	180	16	49,6	150
12	12	91,0	3,0	6,0	—	8,74	96,6	5,0	4,0	6,4	265	180	17	44,4	150

Количество влаги добавлялось в зависимости от гигроскопической влажности концентратов.

Всего было произведено около 40 опытов по всем концентратам. Дозировка горючего изменялась от 2 до 4%. В табл. 2 приводятся результаты опытов для каждого концентрата.

В приведенных опытах дозировка влаги колеблется в пределах от 6 до 8%, и эти цифры являются оптимальными для данных концентратов. 10—11% воды в шихте дают уже значительное понижение результатов во всех отношениях и ухудшают условия спекания.

Лучшие результаты как в отношении выхода годного аггломерата, так и его качества получились при дозировке кокса в шихте в 2,5—3%. Дальнейшее повышение дозировки кокса хотя и повышает выход годного аггломерата, но нерационально, так как увеличение выхода очень незначительно, а ухудшение физических и химических свойств аггломератов большое. Аггломерат, полученный при 2,5—3% кокса в шихте, хорошо сопротивляется механическим воздействиям, давая при этом небольшое количество мелочи.

По внешнему виду это прекрасные мелкопористые образцы, пористость которых в среднем не ниже 41%. По химическому составу они представляют собой следующее:

SiO ₂	8,44	CaO	6,02
Fe ₂ O ₃	79,15	MgO	0,41
FeO	3,18	P ₂ O ₅	0,02
Al ₂ O ₃	2,65	S	0,14
MnO	0,20	As	0,0095

Потеря при прокаливании 0,05%

Повышенное содержание серы в аггломерате повидимому объясняется сернистостью кокса, так как сами по себе концентраты являются бедными по содержанию серы.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ.

Концентраты поддаются спеканию легко и дают прекрасные результаты даже при 2 % горючего.

Оптимальным составом шихты можно считать для всех без исключения проб следующий: руды—89—91,5%, кокса—2,5—3% и воды—6—8%.

Аггломерация промышленных отходов.

И. В. Мухин.¹

Аггломерация пиритных огарков.

Пиритные огарки.

Крупность и химический состав огарков виден из следующих данных ситового и химического анализов.

Таблица 1.

Данные ситового анализа

Класс	% выхода
+ 10 мм	1,88
6 "	23,71
2 "	20,61
+ 10 меш	7,76
35 "	9,76
100 "	14,32
200 "	6,74
— 200 "	15,22

Таблица 2.

Данные химического анализа,

Наименование продукта	Химический состав в %							
	SiO ₂	Fe общее	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	MnO	S	Cu
Пиритные огарки . .	6,07	56,09	2,73	нет	1,66	0,03	4,77	1,36

Как видно из ситового анализа, по своей крупности данный продукт для целей спекания является вполне удовлетворительным и по содержанию железа может быть отнесен к высокопроцентной железной руде. Большое содержание серы, для возможности использования огарков в доменной печи, должно быть предварительной обработкой снижено до десятых долей процента.

Поэтому одной из главных целей при испытаниях, ставилось выяснить возможность понижения сернистости путем аггломерации.

¹ По отчетам С. Д. Топоркова и А. М. Парфенова указанная работа была проведена с целью изыскания способов утилизации ценных промышленных отходов сернокислотного производства.

Условия испытания.

Вся работа по спеканию пиритных огарков состояла из нескольких серий опытов (общее число проведенных опытов 80), назначение которых заключалось в следующем:

- 1) установление оптимальной влажности шихты;
 - 2) установление величины добавок горючего и влияние его на выход аггломерата и выгорание серы;
 - 3) влияние крупности руды на продолжительность процесса, выход аггломерата и выгорание серы;
- (при проведении опытов данной серии от исходного материала отсеивалось мелочи < 1 мм, классы же крупнее 1 мм подвергались спеканию);
- 4) влияние на спекание оборотного продукта;
 - 5) опыты с изменением воздушного режима (при пониженном вакууме).

Высота слоя шихты изменялась от 130 до 185 мм.

В качестве горючего употреблялась коксовая мелочь класса 4—0 мм с содержанием серы 1,7%, золы 13%. Дозировка горючего была от 2 до 11%.

Аггломерат испытывался на химическую прочность и подвергался химическому анализу на закисное железо и серу.

Данные испытания.

Не приводя полностью всех полученных данных, так как последнее явилось бы излишним загромождением материала мало отличными друг от друга цифрами, приводим в табл. 3 лишь наиболее характерные из них.

Таблица 3.

№ опытов	Состав шихты			Высота спекае-мого слоя мм	Продолжительность процесса в минуту	Разряжение в мм водяного столба		Выход синтера в %		Получено мелочи в % при испытании		Данные химического анализа	
	руда кг	кокс %	вода %			в начале процесса	в конце процесса	крупн. $\wedge$ 5 мм	мелоч. $\vee$ 5 мм	на удар	на исти-рание	Fe'' в %	S в %
24	27	4	15	150	10	1120	170	61,54	23,06	26,8	22,7	—	—
25	27	5	15	150	10	1080	220	62,59	27,8	19,5	16,8	14,47	0,143
26	27	6	15	150	10	1000	170	64,44	21,48	14,1	15,8	19,32	0,285
27	27	7	15	150	10	1140	190	71,11	13,08	12,7	9,8	22,19	0,305
28	27	8	15	150	10	1100	180	68,88	13,55	12,5	7,0	22,03	0,255
29	25	4	15	140	10	1120	170	61,59	23,01	26,8	22,7	12,25	0,339
30	36	4	14	185	10,5	1180	370	53,3	15,08	19,17	17,94	—	0,260
31	36	5	15	185	14,0	480	300	50,1	26,6	10,3	15,67	—	0,320
32	36	6	15	185	16,0	440	150	50,62	25,7	13,08	12,06	—	0,310
33	36	7	15	185	14,0	460	100	58,75	16,4	9,26	5,81	—	0,260
34	36	8	15	185	16	460	100	61,11	14,82	5,27	4,39	—	0,250

ЗАКЛЮЧЕНИЕ.

1. Окускование пиритных огарков вполне возможно, и при 8—9% горючего получается удовлетворительный (по величине выхода и механической прочности) аггломерат.

2. Отсев от огарков класса < 1 мм качество синтера снижает.

3. Выгорание серы при спекании в процентном отношении к исходному продукту достаточное — в среднем 90%, однако содержание серы в конечном продукте все же довольно высокое — в среднем 0,4%.

Техническое опробование месторождений.

Г. И. Канторович.

Взятие технических проб железных руд Халиловского месторождения.

1. Краткие геологические сведения.¹

Орско-Халиловский горный район находится в административных границах Орского и Кваркенского районов Средне-Волжского края и занимает среднюю часть южных отрогов Уральского хребта, на правом берегу реки Урала.

Железная дорога Оренбург-Орск пересекает Халиловский район с северо-запада на юго-восток.

Орографически район представляет собой нагорные степи, занимающие широкие пологие водоразделы, сложенные мезозойскими осадочными породами, и невысокие меридианально вытянутые полосы изверженных и метаморфических пород, расположенных вдоль русел рек в пониженных частях рельефа. Подобная орография района обязана своим происхождением древней тектонике и последующей эрозионной деятельности.

Породы района можно разбить на 4 геологических группы, существенно отличающиеся друг от друга.

1) древний фундамент — кремнистые породы, яшмы, кристаллические и глинистые сланцы и эффузивные породы, главным образом порфириты,

2) ультра-основные изверженные породы, представленные перидотитами и продуктами преобразования их — змеевиками,

3) известняки верхнедевонского и нижнекаменноугольного возраста,

4) континентальные глины и пески мезозойского возраста.

Змеевики играют существенную роль в геологии этой местности. Они обнажаются вдоль русел рек в виде меридианально вытянутых массивов.

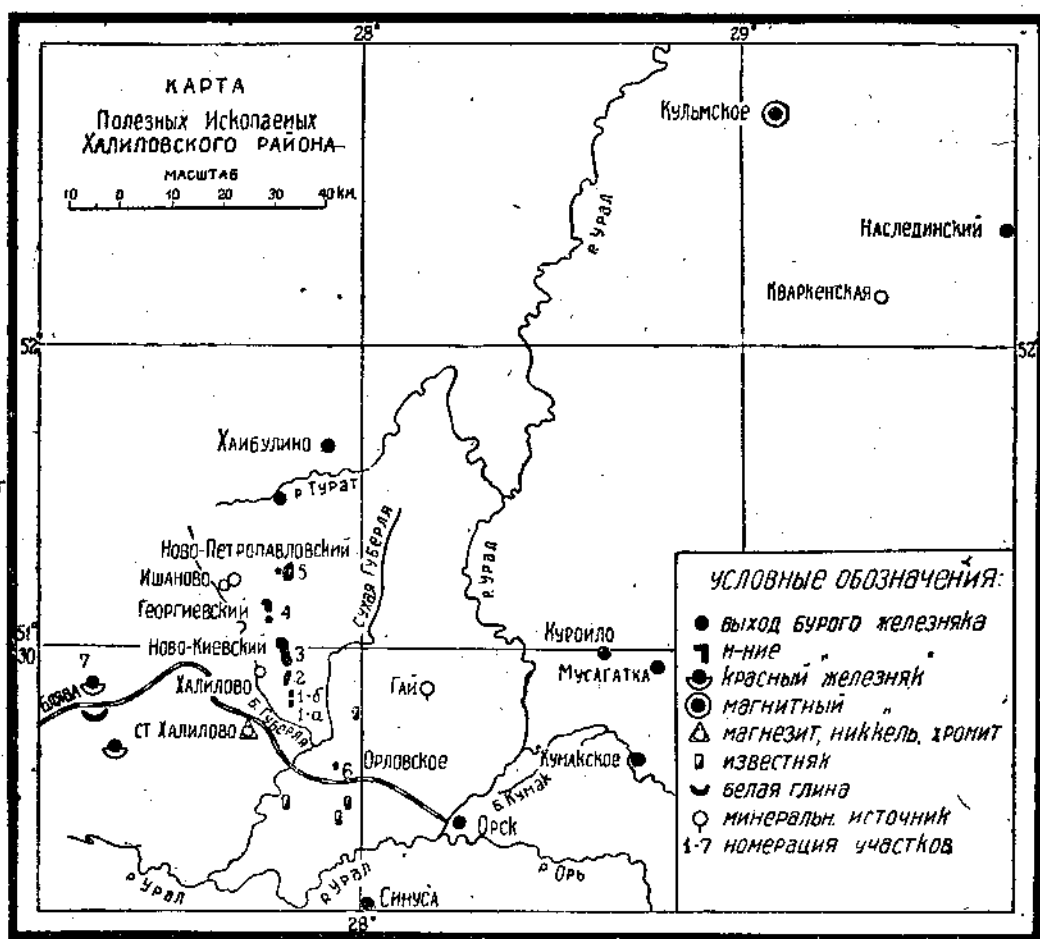
Четвертая группа пород, представленная мезозойскими континентальными образованиями, не согласно покрывает залежи бурого железняка, лежащие на разрушенной поверхности змеевика.

Бурые железняки района являются продуктами выветривания змеевиков. Хромит, а возможно и магнетит, как наиболее устойчивые породообразующие минералы змеевиков, во время выветривания последних механически обогащали бурые железняки в период их образования. Оба эти минерала были констатированы в шлифах из халиловской руды. Никель в виде изоморфной примеси железо-магнезиальных пироксенов (минералов более устойчивых) должен был быть менее подвижным и при разрушении

¹ Из статьи геолога Г. Б. Бокня (см. „Отчет о геолого-разведочных работах и подсчет запасов бурых железняков Халиловского месторождения“ изд. Средне-Волжского геолого-разведочного треста, г. Самара, 1931 г.).

змеевиков оставаться на месте, — концентрируясь в остаточных продуктах выветривания.

Разведками 1930 и 1931 гг. установлено следующее: 1) месторождение расположено на пологом подземном восточном склоне змеевикового массива (все разведочные выработки, заданные вне змеевиков, оказались безрудными), 2) установлено два основных типа руды: охристая (латеритовая) и оолитовая. 3) охристая руда всегда залегает непосредственно на разрушенном змеевике и в нижних частях сохраняет текстуру змеевика, 4) оолитовые руды залегают над охристыми (латеритовыми).



Фиг. 1.

Геологическое строение района, условия залегания и состав (кроме фосфора) бурых железняков аналогично железнякам месторождения Майари на острове Куба. Для последних доказано их латеритовое происхождение, вследствие чего предложено в виде рабочей гипотезы считать данное месторождение латеритовым.

Халиловский район имеет значительное разнообразие полезных ископаемых, его богатства не ограничиваются бурыми железняками. Объектами эксплуатации или разведки здесь являются еще красные и магнитные железняки, магнетит, тальк, асбест, хромит, никелевые руды, медь, огнеупорные глины, уголь, трепел, яшма, охра, известняки и др.

2. Характеристика месторождения.

Месторождение бурых железняков прослеживается на расстоянии 90 км вдоль восточной окраины змеевиков района. Месторождение состоит из крупных пластовых рудных залежей с средней мощностью в 3 м. Общая длина рудных залежей, имеющих почти правильное направление с севера на юг, составляет в сумме около 90 км. На этом протяжении в средней части месторождения залежи были вскрыты разведочными выработками (дудками, шурфами, скважинами и канавами), а на северном и южном краях месторождения руда прослежена по многим выходам на поверхность.

Непрерывность рудной полосы нарушена во многих местах промывами современной эрозии, разделяющих месторождение на ряд отдельных залежей.

Ширина рудной полосы колеблется от 0,3 до 2,2 км. В среднем можно принять ширину рудной полосы в 0,7 км. Падение рудной полосы (пласта) пологое и залегает на подстилающем разрушенном змеевике, имеющем незначительный уклон в 3—5°. Мощность пласта от 0,30 до 20 м. В кровле пласта залегает пластичная темно-серая глина, переходящая в верхней части в галечник кварца и мелкозернистый песок. Местами рудный пласт совершенно обнажен и прикрыт незначительным растительным слоем в 10—30 см. В других местах руда наоборот покрыта значительным слоем наносов, достигающим 30 м. Около 50% руды на разведанных площадях доступно открытым работам.

Халиловский железорудный район не богат атмосферными осадками и поверхностными водами. Протекающие в районе месторождения речки „Сухая Губерля“ и „Б. Губерля“ в летнее время почти высыхают.

Уровень грунтовых вод на большей части рудной площади находится ниже рудного горизонта. Вода при проходке разведочных выработок встречается в немногих местах, главным образом в пониженных частях рельефа.

3. Физический и химический состав руды.

Физический состав руд района изучался по рудным отвалам и в забое разведочных выработок (дудок, шурфов, канав) расположенных на расстоянии 100—200 м друг от друга.

Слабая изученность физических свойств руды, отсутствие данных о распространении той или иной разновидности ее, отсутствие полной химической характеристики того или иного типа руды весьма усложняло работу по ознакомлению с рудами.

Среди весьма пестрого по физическому составу руд месторождения, как выше уже отмечено, можно выделить два основных типа руды:

- 1) оолитовый железняк и
- 2) латеритовый (охристый) бурый железняк.

Каждый из этих двух типов в зависимости от строения, твердости, окраски, веса и т. д. подразделяется на ряд разновидностей или подтипов.

Распространение того или иного типа руды весьма изменчиво как в вертикальном, так и в горизонтальном направлении. Также очень часты переходы одной разновидности данного типа в другую разновидность.

В результате этого имеем весьма пестрый состав руд не только по всему месторождению, но и в пределах отдельных залежей (участков).

Главной отличительной особенностью руд Халиловского месторождения является их комплексность, т. е. сочетание железа с хромом и никелем. Содержание глинозема и кремнезема в руде колеблется в широких пределах: Al_2O_3 от 1 до ~30% и SiO_2 от 5 до ~40%.

Среднее содержание железа в руде месторождения (рудой принято все, что имеет содержание $Fe > 20\%$) равно 40%. По данным Халиловской геолого-разведочной базы на 23 сентября 1931 г. руд I-го сорта (содержание

Таблица 1.

Классификация руд месторождения.¹

По генезису	По физическому строению	По физическим свойствам
I. Оолитовые	A. Мягкие	1. Рыхлые (сгущенные) оолиты и обломки бурого железняка со слабым железо-глинистым цементом. Руда темно-коричневого цвета.
	B. Твердые	2. Руда конгломерато-оолитовая. Оолиты собраны в отдельные группы, отличающиеся друг от друга окраской и размерами. Группы оолитов и отдельные оолитовые зерна сцементированы железистой глиной. В цементе наряду с оолитовыми группами встречаются отдельные зерна лимонита и других железистых минералов крупностью до 25 мм, неправильной и окатанной формы, напоминающие окатанный галечник.
II. Латеритовые (охристые)	A. Мягкие (рыхлые)	3. Плотные (сгущенные) оолиты темно-бурого цвета, пронизанные и скрепленные натечным бурым железняком (прожилками или междуоолитовым цементом).
		4. Кремнистые руды. Оолиты и обломки бурого железняка с кремнистым цементом и прожилками.
		5. Сыпучие, порошковатые светло-желтой и землистой окраски.
	B. Твердые	6. Рыхлые, желтые (легковесные), иногда с красным оттенком.
		7. Зеленые рассыпчатые руды с змеевиковой текстурой.
		8. Желто-бурые, пронизанные и скрепленные прожилками натечного (инфильтрованного) бурого железняка.
		9. Бурные латеритовые железняки, пронизанные системой кварцевых прожилков. Кремнистые латериты.
		10. Твердые зеленовато-серые руды змеевиковой текстуры.
		11. Цветной латерит (от светло-розового желто-бурого до серо-зеленого цвета) плотного и рыхлого строения с редкими включениями оолитов и обломков бурого железняка.

Fe > 40%) около 35%, руд II-го сорта (от 30 — 40% Fe) около 45% и руд III-го сорта (от 20—30% Fe) около 20% от общих запасов.

Отсутствие данных о минералогическом составе руд месторождения, и их петрографического строения привело к необходимости при отборе проб для обогащения принять в основу данную классификацию.

4. Взятие проб.

Халиловское железо-рудное месторождение в зависимости от местонахождения вблизи того или иного населенного пункта делится на ряд разведочных участков (с севера на юг): 1) Ново-Петропавловский, 2) Ново-Георгиевский, 3) Ново-Киевский, 4) Халиловский северный, 5) Халиловский южный, 6) Орловский.

Некоторые из этих участков оконтурены полностью, например Ново-Киевский, некоторые только частично, например Ново-Георгиевский.

Общее количество запасов руды на всех участках на 23 сентября 1931 г. составляло по группе A₂ около 75 млн. тонн, по группе A + B около 100 млн., по группе A + B + C = 400 млн., из них на Ново-Киевском участке по группе A₂ около 25 м, Ново-Петропавловском участке около 25 м, а на остальных трех участках (Орловском и двух Халиловских) около 25 м.

¹ При составлении данной классификации использован материал из „Отчета о геолого-разведочных работах“ (см. примечание на стр. 166), — „Рабочая схема разделения на типы буро-железистых руд“, проф. Н. А. Шадлуна.

Таблица 2.

Спецификация проб Халиловского месторождения, взятых летом 1931 г.

№	№ проб	Наименование разведочного участка	Место взятия проб	Тип руды	Разновидность руды (характеристика)	Вес пробы в т	Примечание
1	1 а	Ново-Киевский уч.	Развед. линия № 4 дудки № 5, 7, 9	Оолитовый	Плотная оолитовая руда темно-бур. цвета, скрепленная натечным бур. железняком. Средн. мощн. ~ 1 м	~ 1	Верхняя часть пласта
2	1 б	"	Развед. линия № 4 дудки № 5, 7, 9	Латеритовый	Легковесный латерит светло-желтого цвета. Средняя мощность ~ 2 м	~ 2	Нижняя часть пласта
3	2	"	Линия № 6 — 7 дудки № 6, 8, 9	Латеритовый	Цветной латерит (от светло-розового, желто-бурого до серо-зеленого цвета) плотного и рыхлого строения с редкими включениями оолитов и обломков бурого железняка. Средняя мощность ~ 7 м	~ 2	
4	3 а	"	Линия № 5 — 6 дудки № 15, 17 и 19	Латеритовый	Плотная латеритовая руда желто-бурого цвета, пронизанная и скрепленная прожилками бурого железняка. В верхней части пласта руда оолитового строения, плотная. Средняя мощность ~ 4 м	~ 2	Нижний рудный слой, встреченный в дудке № 19, отличающийся от основной массы руды данной пробы, был в пробу не включен
5	4	"	Линия № 6 Канав. № 6	Латеритовый	Плотная латеритовая руда, желто-бурого цвета, пронизанная прожилками лимонита. Средняя мощность руды ~ 3,5 м	~ 1	
6	7	Ново-Петропавловский участок	Линия № 2 — 26 Дудка № 6	Оолитовый	Руда темно-коричневого цвета, мягкая, рассыпчатая, с глинистым цементом, мощность руды ~ 5 м	~ 1,3	
7	8	Ново-Петропавловский участок	Линия № 7 шурф № 3	Оолитовый	Плотная оолитовая руда темно-бурого цвета, в нижней части переходящая в плотную латеритовую руду. Средняя мощность ~ 4,5 м	~ 1,8	

№	№ проб	Наименование разведочного участка	Место взятия проб	Тип руды	Разновидность руды (характеристика)	Вес пробы в тоннах	Примечание
8	9	Южный Халиловский участок	Лин. 1—1 дудка № 5 и лин. 1—2 дудка № 1 и 8	Оолитовый	Плотная оолитового строения руда от темно-бурого до светло-коричневого цвета. В нижней части переходит в менее плотную оолитовую руду. Средняя мощность ~ 4 м	~ 2	
9	10 а	Орловский участок	Лин. 0,1 дудка № 8	Оолитовый	Оолитово-конгломератовая разновидность руды мощность — 2,25 м	~ 1,5	
10	10 б	Орловский участок	Лин. 0,1 дудка № 8	Латеритовый	Плотный латерит желтого цвета, мощность ~ 1 м,	~ 0,6	
11	10 в	Орловский участок	Лин. 0,1 дудка № 8	Латеритовый	Рыхлый латерит желто-зеленого цвета, мощность слоя ~ 1 м	~ 1	
12	11	Блявское месторождение у пос. Херсон	Линия № 2, дудка № 1	Бурый железняк	Руда светло-желтого цвета, переходящая местами в красноватого оттенка руду	~ 1,00	Пробы 11, 12 и 13 взяты из Блявского месторождения красных железняков, лежащегося в районе ст. Блява в 40 км к западу от ст. Халилово
13	12	Блявское месторождение у пос. Херсон	Лин. № 3 шурф № 2	Красный железняк	Окварцованный крепкий железняк значительной кусковатости, темно-красного цвета	1	
14	13	Блявское месторождение у пос. Херсон	Линия № 4 Шурф № 4	Красный железняк	Натеchnой формы, рыхлая, мягкая руда различных окрасок (преимущественно вишневой)	1,3	
15	14	Южный Халиловский участок	Из новых карьеров, где доб. руд. в/опыт. плавки	Оолитовый	Плотная оолитовая руда	~ 4	Валовая средняя проба, отражающая ~ 5 000 т руды, отправленной для опытной доменной плавки
16	15	Ново-Киевский участок	То же	Латеритовый	Плотная латеритовая руда с пролоками бурого железняка	~ 4	Валовая средняя проба, отражающая ~ 1 500 т руды, отправленной для опытной доменной плавки

Непостоянство руд по физическим свойствам и химическому составу, отсутствие данных о количественном (площадном) распространении отдельных разновидностей руды, присутствие в руде ряда весьма важных компонентов, как то хрома, никеля, фосфора, глинозема и т. д., природа которых, а также и распределение их в отдельных разновидностях руд было неизвестно, затрудняло отбор средних проб от отдельных участков. Поэтому было решено пробы для последующего обогащения и исследования брать от основных типов и отдельных разновидностей руд.

От каждой разности руды на данном разведочном участке (залежи) проба бралась в тех местах, где данная руда имеет наиболее чисто выраженные физические свойства и наибольшее площадное распространение, т. е. пробе предъявлялись требования наряду с чистотой данной разности руды характеризовать еще определенную площадь (небольшой участок). Исходя из этого, большая часть проб отбиралась из рудных отвалов разведочных выработок, расположенных на расстоянии 100—200 и 300 м друг от друга.

Основная схема взятия проб следующая: свежесобраные рудные отвалы тех разведочных дудок, из которых намечено было взять пробы, перевозились в одно место, крупные куски руды дробились до 100—150 мм, затем вся руда тщательно несколько раз перемешивалась методом кольца и конуса и сокращалась квартованием. Вес сокращенной части пробы колебался от 1 до 3 т в зависимости от числа сокращений и исходной крупности руды. Первоначальное количество смеси определялось числом смешивавшихся рудных отвалов (от 1 до 3) и мощностью руды данной разновидности в пунктах отбора проб (от 1 до 12 м). Таким образом, исходный вес проб колебался от 5 до 25 т.

Помимо вышеуказанных в спецификации проб дополнительно взяты 12 прослойных проб (образцов) различного веса из трех пунктов Ново-Киевского участка: 1) восемь проб из новой дудки у шурфа № 3 разведочной линии № 3; 2) три пробы из новой дудки у дудки № 1 разведочной линии № 4; 3) одна проба из дудки № 19 разведочной линии № 5—6 (нижний рудный слой).

Горн. инж. В. А. Глазковский.

К вопросу исследования и обогащения железо-хромоникелевых руд Малкинского месторождения и марганцевых руд Лабинского месторождения на Северном Кавказе.

Крупный рост машиностроительных предприятий Союза, в частности Северо-Кавказского края, настоятельно требует увеличения сырьевых ресурсов черных металлов и их рационального использования. Наряду с этим, машиностроение и в особенности производство сложных машин требует высококачественных сталей с повышенными механическими свойствами (большая твердость, сопротивление изнашиванию, выносливость переменных нагрузок, устойчивость в отношении физико-химических изменений и т. д.).

В производстве таких качественных сталей большую роль играют ряд малых и редких металлов: никель, кобальт, хром, марганец, ванадий, употребляемых в качестве присадки. Количественное содержание этих металлов в соответствующих тому или иному производственному назначению сортах сталей сравнительно высоко (от 1,5 до 30%), что указывает на значительное потребление их, а следовательно и на необходимость иметь вполне достаточную сырьевую базу. Большинство из указанных

металлов имеет не вполне достаточные по запасам самостоятельные месторождения, и лишь в самые последние годы геолого-разведочные работы увеличили и дополнили наши сведения благодаря открытию нового типа месторождений, так называемых месторождений комплексных руд.

Наиболее интересными и крупными месторождениями этого типа являются: Малкинское на Северном Кавказе и Халиловское на Южном Урале. Оба месторождения весьма сходны между собою как по генетическому признаку и строению руд, так и по главным, входящим в состав руд металлам, каковыми являются: железо, хром, никель и кобальт.

То обстоятельство, что все основные компоненты, необходимые для получения специальных сортов сталей, находятся в составе одной руды, не могло не заинтересовать научно-исследовательскую мысль.

Сложность состава физико-химических свойств и неоднородность строения руд, как это будет видно из дальнейшего описания, говорят за серьезность проблемы, возможно трудной разрешимой.

Однако наличие крупных запасов руды, благоприятное сочетание металлов, необходимость вообще в металле настоятельно требуют приложить все усилия к тому, чтобы в первую очередь разработать методы изучения свойств этих руд, а затем и методы их использования.

В настоящее время институт Механообр включил в план своих работ исследование и испытание обогатимости руд обоих месторождений. Одновременно с этим Ленинградский институт металлов поставил своей задачей в ближайшее время разрешить вопрос использования комплексных руд Малки и Халилова в целях получения из них металла, приемлемого для промышленности.

В настоящей краткой статье вначале осветим характер руд Малкинского месторождения, приведем первые результаты частично проведенного изучения их,¹ а также попытаемся наметить путь дальнейших исследований, которые должны послужить разрешению проблемы использования столь сложных и в то же время столь интересных руд, а затем несколько остановимся на характере и особенностях руд Лабинского месторождения, вопрос возможности использования которых также поставлен в задачу дня.

Малкинское железо-хромо-никкелевое месторождение.

Месторождение находится на территории Кабардино-Балкарской Автономной Области и расположено по обе стороны р. Малки. Западная часть месторождения отстоит в 30 км от г. Кисловодска, очень трудной колесной дороги, восточная оконечность (селение Хабаз) — в 55 км сравнительно удовлетворительной дороги. До областного города Нальчика примерно 85 — 90 км грунтовой дороги, пригодной для автомобильного сообщения. Местность представляет собой высокогорное плато, чрезвычайно сильно расчлененное р. Малкой и ее притоками. В результате этого породы, слагающие плато — юрские песчаники, известняки, глины и палеозойские — глинистые сланцы, кварциты и змеевики, достаточно вскрыты глубокими балками. Палеозойской свите подчинена крупная интрузия основных пород — пироксеновых и оливиновых, метаморфизованных в змеевики. Змеевики прослеживаются по обеим сторонам р. Малки на расстоянии свыше 20 км, западной границей их служат балки Уллу-Лахран и Гиче-Лахран, а восточной — селение Хабаз. В направлении с севера на восток они прослеживаются почти на 7 км.

Рудоносная свита покоится на змеевиках, а перекрывается осадочными породами, в комплексе которых самыми нижними являются литографские известняки.

¹ Предварительные испытания велись над руководством Е. Е. Егорова.

На разрезе (фиг. 1) рудоносной свиты, на Гитче-Лахранском участке месторождения видно соотношение вмещающих и рудоносных пород.¹

Те же размеры площади, что и для змеевиков, характеризуют распространение рудоносной свиты. Общая рудоносная площадь таким образом за вычетом эродированной рекой и притоками Малки части будет равна около 50 кв. км.

Для большей ясности в дальнейшем при описании характера оруденения следует несколько слов сказать по поводу генезиса месторождения.²

В течение времени, предшествовавшего юрской трансгрессии и отчасти в период этой последней, змеевики (а может быть в то время еще и перидотиты) обнажились на поверхности суши и подвергались разрушению под действием береговых волн. Поверхностное и прибрежно-морское разрушение перидотитов (змеевиков) сопровождалось обогащением окислами железа, глинозема, отчасти никкеля, благодаря чему на обширной поверхности змеевиков образовались скопления бурых железняков, нередко глинистых и рыхлых глинисто-железистых продуктов, обогащенных никкелем. Под действием береговых волн продукты разрушения частично уносились на значительное расстояние и перетлагались на дне моря, смешиваясь здесь с его осадками.

Вслед за отложениями юрских осадков происходило накопление осадков мелового моря, достигших мощности во много сот метров. Интрузия перидотитов с рудными накоплениями на ее поверхности снова оказалась на значительной глубине. Весьма возможно, что в этот период имели место процессы диагенезиса и метаморфизма, приведшие к образованию змеевиков из перидотитов.

Озмеевикование сопровождалось повышением температуры и циркуляцией по контакту осадочных пород и перидотитов термальных и минерализованных растворов, в результате чего могло иметь место видоизменение ранее отложившихся осадков и, может быть дополнительная концентрация железа и никкеля. Таким образом более или менее вся поверхность контакта змеевиков и юрских осадков оказывается рудоносной, причем наиболее богатые и надежные скопления руд приурочены к котловинам и впадинам, существовавшим на поверхности змеевиков.

Разведанность и запасы месторождения.

Месторождение открыто геологом А. П. Герасимовым в 1915 г. во время геологической съемки района. Выхода железной руды были обнаружены по обеим сторонам р. Малки в трех местах: на левом берегу р. Малки, на правой стороне речки Гитче-Лахран и балки Темир-Кол, мощность рудного слоя 1—2 м; на правой стороне р. Малки в балке Чегет-Лахран, где мощность рудных слоев доходит до 7 м при содержании железа в 40,71%, и балке Ашлы-Кол, правому притоку балки Гедмыш, где мощность достигает 4,9 м, а содержание железа 44,5%, хрома 2,39% и следы никкеля.

В этих выходах руда состояла из магнетита, гематита и бурого железняка. Для последнего характерно оолитовое сложение.

Собственно геолого-разведочные работы на месторождении были начаты в 1928 и 1929 г., когда легкого типа геолого-разведочной партией, под руководством инж.-геол. А. А. Глазковского была обследована часть месторождения на левой стороне р. Малки, между балками Гитче-Лахран и Таза-Кол, в трех его участках: на левой стороне Гитче-Лахран — 1,5 км, у Таза-Кол 1 км и в верховьях Таза-Кол 0,5 км.

Содержание металлов для первого участка выражается в следующих цифрах: железа 20 — 25%, никкеля 0,45 — 0,81%% и хрома 0,40 — 0,70%. По

¹ А. А. Глазковский, Минеральные ресурсы СССР, никкель. 1931.

² В. П. Ренгартен и И. Г. Кузнецов, Материалы фонда ГГРУ.

работам 1929 г. для этого же участка были получены дополнительные результаты: железо от 22,56 до 28,03%, никкель от 0,12 до 0,65%, хром 0,48% и марганец 0,04%. Такого же примерно порядка получены данные и для второго участка.

Третий участок оказался безрудным.

Преимущественно руда представляет собой лимонит оолитового сложения.

К этому же году относятся первые две пробы, высланные из первого участка в институт Механобр для производства испытаний.

Химический анализ, произведенный в институте Механобр, показал, что в руде имеется:

	Проба 2	Проба 3		Проба 2	Проба 3
Fe ₂ O ₃	41,29	34,04	MgO	2,44	2,79
Ni	0,55	0,20	MnO	0,08	0,05
Co	0,06	0,14	Cr ₂ O ₃	1,40	1,12
SiO ₂	21,88	33,23	TiO ₂	0,76	0,96
Al ₂ O ₃	15,76	14,17	P ₂ O ₅	0,03	0,04
CaO	1,25	1,05	Потеря при прокалив.	11,45	9,11

Гигроскопической влаги оказалось 2,8 и 5,2%

Сравнивая цифры содержаний металлов, заключаем, что присланная для испытаний руда является характерной и средней для данных участков месторождения.

В 1930 г. разведочные работы были продолжены партией ГГРУ, под руководством инж.-геол. С. И. Талдыкина, и с этого же времени было начато систематическое обследование месторождения. Разведка производилась в крайней западной части месторождения, на участке между балками Уллу-Лахран и Гитче-Лахран, где на протяжении 11,5 км было пройдено 80 канав и расчисток в рудоносной зоне и взято 183 пробы.

По данным С. И. Талдыкина были получены следующие результаты.¹

По характеру рудоносности месторождение можно разделить на две части. В одной из них (нижней) рудная часть представлена никкель и хром содержащими минералами и связана с змеевиками. Железо для данной части не является характерным и фигурирует поскольку оно имеется в самих змеевиках.

Характер руды представляется в следующем виде: в участках, где верхняя часть змеевикового массива изменена слабо, среднее содержание металлов выражается — для никкеля в 0,14%, для хрома в 0,20%, для участков более интенсивного изменения среднее содержание по обоим металлам увеличивается вдвое — для никкеля 0,29—0,30% и хрома 0,43%. Указанные цифры относятся к зоне мощностью от 0,35 до 1,91 м.

Согласно 25 анализов на никкель и 16 на хром, на руду с содержанием никкеля от 0,3 до 0,7% падает около 30% запаса, и от 0,6 до 1,00% хрома — 20%.

В другой части (верхняя зона) руда кроме никкеля и хрома содержит значительное количество железа и залегает или непосредственно над змеевиками, или, в более редких случаях, отделяется от них слоем кварцитов (вторичные) мощностью до 1 м. В свою очередь эта рудная толща делится также на две разновидности.

Первая, имеющая наибольшее развитие, содержит железо в виде глинисто-охристых разностей руд, плотного, тонкослоистого и частичного оолитового сложения. При средней мощности в 1,80 м эта разновидность имеет следующее содержание металлов: никкеля 0,3%, хрома 0,6% и железа 12,6%.

Местами содержание железа поднимается до 37,5%.

¹ С. И. Талдыкин. Малкинское железо-хром-никкелевое месторождение. Находится в печати.

Согласно 12 анализам на никкель, 8 на хром и 7 на железо, на руду с содержанием никкеля от 0,3 до 0,5% падает 17% с содержанием хрома от 0,6 до 1,3% — 50% и с содержанием железа от 25 до 37% около 30%.

Вторая разновидность железных руд представлена лимонитовыми и магнетитовыми разновидностями оолитового и массивного сложения. Они обычно залегают в виде пластов от 0,5 до 8,5 м мощности, имея размеры по простиранию (выходам) от 225 м до 1 км.

Содержание металлов в этих рудах выше, чем в предыдущих сортах. Среднее содержание никкеля 0,32%, хрома 1,61% и железа 36,45%. Согласно 27 анализам на никкель, 20 анализов на хром и 20 анализов на железо, количество руд с содержанием никкеля от 0,30 до 0,60% — 63%, хрома от 1,5 до 3% — 65% и железа от 35 до 50% — 75%. Количество серы по нескольким пробам — от 0,03 до 0,09% и фосфора — от 0,2 до 0,07%.

Из этой разновидности, имеющей преобладающее значение на данном участке, институтом Механобр получена проба руды для испытаний по обогащению, которая и прорабатывается в настоящее время.

В отношении запасов руд по месторождению существует несколько мнений.

И. Г. Кузнецов, на основании геологических наблюдений и данных А. А. Глазковского, определяет общий запас в 144 млн. т руды.

А. А. Глазковский, на основании разведочных работ 1928 и 1929 гг., определяет ориентировочный запас в 40—50 млн. т.

С. И. Талдыкин, на основании работ 1930 г., охвативших $\frac{1}{10}$ часть всего рудоносного района, для всего месторождения определяет запас в 30 млн. т.

Разведочные работы прошлого года (1931), произведенные Северо-Кавказским геолого-разведочным управлением, продолжают систематическое обследование остальных участков месторождения с одновременным уточнением результатов прошедших лет на уже затронутых разведкой и рассмотренных участках, причем особое внимание обращается на тщательное разделение рудной толщи на отдельные горизонты, на основании физических свойств и содержания металлов.

Характер оруденения и техническое опробование месторождения.

Насколько важна задача, поставленная разведке этого года, можно видеть из приведенных данных содержаний отдельных металлов, а равно из описания нескольких сортов руды. Все говорит за то, что мы имеем довольно сложную картину оруденения, в особенности потому что она меняется не только в вертикальном направлении, но не выдерживается и по простиранию рудоносной толщи.

В большинстве случаев низкое содержание в рудах как основного элемента — железа, так и примесей — никкеля, хрома и кобальта требует применения методов обогащения для получения качественных концентратов для дальнейшей металлургической обработки на металл.

Поэтому весной этого года, в специальном заседании НИГРИМа ГГРУ было решено более широко привлечь институт Механобр не только к работам по испытанию руд Малкинского месторождения, но и к консультации по техническому опробованию наиболее типичных сортов руды, выделенных по минералогическим и физико-химическим свойствам.

Это решение всецело совпало с желанием института Механобр серьезно подойти к разрешению проблемы обогащения малкинских руд, так как предварительные опыты обогащения с двумя пробами (отмеченные выше) не дали отчетливых результатов. В связи с этим, по предложению Северо-Кавказского геолого-разведочного управления, автор был командирован на месторождение в сентябре 1931 года.

Прежде чем перейти к рассмотрению характера оруденения, а следовательно и к определению наиболее типичных сортов руды, необходимо указать, что работы в этом направлении крайне затруднялись во-первых полным отсутствием результатов химического анализа секционного опробования рудоносной толщи в столь многочисленных канавах, шурфах и штольнях, проведенных для целей разведочного и технического опробования, а во-вторых неизученностью минералогического состава руды.¹

Первые попытки определения минералогического состава были предприняты институтом Механобр с оолитовой разностью руд участка левого берега Гитче-Лахран, правда имеющих значительное распространение в месторождении. Руда состояла из массы оолитов лимонита разнообразной величины (от 1 см до 2 мм), сцементированных темно-бурой глиной с примесью кварца и серпентина, окрашенными окислами железа также в бурый цвет. Оолиты лимонита неоднородны и содержат в себе массу мелких зерен жильного минерала. При концентрическом сложении прослойки нерудного минерала и лимонита чередуются между собою. Местами лимонит вкраплен в жильный минерал и очень редко наблюдается каемка обрастания лимонита вокруг нерудных минералов.

Второй рудный минерал — хромистый железняк отмечен отдельными неправильными зернами только в оолитах лимонита. Что касается никкеля, то последний встречен лишь в виде никкелевой зелени, связанной как с окислами железа, так и с серпентином. Таким образом наблюдаем довольно сложную картину оруденения.

Железо представлено в руде не только в виде самостоятельного минерала, но и в виде окислов, распределенных во вмещающей породе. Оолиты, главная составная часть руды, значительно загрязнены и, будучи выделены при обогащении, не могут дать достаточно высокого по качеству продукта. Никкель, не говоря уже о кобальте, не имеет отчетливо выраженного минерала и требует детального изучения.

Таким образом даже на примере одного сорта руды наблюдаем довольно сложную и неясную картину минералогического состава. Поэтому на основании осмотра месторождения и ознакомления с геолого-разведочными работами было предложено провести специальное минералогическое опробование в наиболее типичных по своему разнообразию и распространению разрезах рудоносной толщи. Оно заключалось в отбойке непрерывной колонки — столбика по всей мощности рудного тела, начиная от покрывающих пород — известняков и песчаников, и кончая массивными, неизмененными змеевиками. Размер колонки установлен 10×7 см.

В том случае когда один сорт руды превышал по мощности 1 м, колонка заменялась рядом ориентированных образцов. Так как почти 50% материала колонки состояло из рыхлого материала, при отбойке производилась тщательная зарисовка и описание, фиксировавшие распределение и взаимоотношение различных включений (оолитов, магнетита, различных выцветов вмещающей породы), их размеры, твердость, цвет и т. д.

Кроме колонок были взяты отдельные образцы, где возможно было получить дополнительные сведения, например о вкрапленности хромита в руде, различных по цвету продуктах разрушения змеевика, различной окраске плотных глинистых руд. Минералогическим опробованием, согласно разработанной инструкции, охвачены все основные участки месторождения. В итоге этой работы должно быть получено около 100 м колонок и до 20—30 проб (весом от 0,5 до 4 кг) отдельных продуктов рудного материала, не считая ряда образцов.

Весь полученный материал предназначается для химического и минерало-

¹ Поэтому при дальнейшем описании руд приводятся лишь полевые наблюдения, которые не могут претендовать на большую точность, и в последующем изучении в лабораторных условиях могут быть изменены.

гического изучения в целях выявления характера оруденения и выяснения вопроса распределения входящих в состав руды элементов.

Для примера приведем несколько полевых зарисовок отдельных типичных разрезов рудоносной толщи с описанием характера рудного материала.¹

На фиг. 2—участок Гитче-Лахран (канавы 47): 1—глина от зеленовато-желтого до красного цвета; 2—глинистая плотная разность руды; 3—то же, но перемежается с желтыми, бурыми и зеленоватыми прослойками; 4—глинистая, плотная руда с раковистым изломом, коричневого цвета; 5—то же, что и 3; 6—то же, что и 4; 7—крупнооолитовая разность, сцементированная продуктами разрушения змеевика, белого цвета; 8—то же, что 4 и 6; 9—оолитовая разность подобная 7; 10—измененный змеевик, буро-красного цвета, трещиноватый.

На фиг. 3—участок Гитче-Лахран (канавы 65): 1—разрушенный известняк; 2—оолитовая разность с песчано-глинистым цементом; 3—прослоек измененного змеевика, темно-бурого цвета, рыхлый; 4—то же, что и 2, но более густо окрашенная; 5—лимонито-гематитовая разность с кварцевым цементом; 6—трещиноватый песчаник, сцементированный окислами железа, красно-бурого цвета; 7—массивный, малоизмененный змеевик.



Фиг. 1.

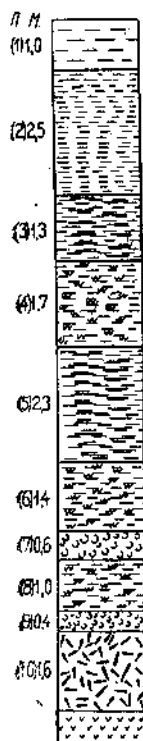
с примазками „зелени“ и прослойками продуктов разрушения змеевика; 3—оолитовая разность руды, где слагающие оолиты лишь сверху покрыты рудным веществом; размер оолитов от 1 до 10—15 мм; слабый глинистый цемент, пропитанный окислами железа; 4—змеевиковый оолит, желтовато-зеленого цвета; 5—змеевиковый оолит, где отдельные оолиты лишь сверху покрыты рудным веществом; 6—магнетитовая разность руды; магнетит распределен в виде сплошных прослоек, линз, скоплений и вкрапленности в массе измененного змеевика; 7—измененный змеевик желто-зеленого цвета, трещиноватый; 8—массивный змеевик.

На фиг. 5—участок Тазы-Кол (район канавы 28, шурф 1): 1—глинистая плотная разность с прослойками „зелени“ и карбонатов белого цвета, мощность в 1—2 см; 2—оолиты в глинистом цементе; 3—глинистая плотная руда, с редкими оолитами; 4—оолиты в глинистом цементе с прослойками „зелени“; 5—глинистая плотная разность буро-красного цвета с прослойками и линзами „зелени“; рудная залежь продолжается в глубину.

На фиг. 6—участок Кзыл-Кол сверху вниз имеем: 1—покрывающие известняки; 2—плотная глинисто-охристая разновидность руды, светло-желтого цвета, массивного сложения, с равномерно-рассеянными, частыми включениями магнетита (размер от 1 до 5—6 мм); 3—разрушенный змеевик, светло-бурого цвета, богатый окислами железа; 4—массивный подстилающий змеевик.

¹ Первая вертикальная строка цифр — порядковые номера, вторая — мощности, выраженные в метрах.

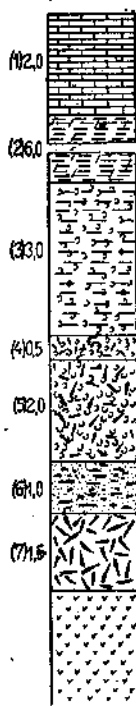
Приведенный характер оруденения далеко не исчерпывает всего разнообразия сортов руды, присутствующих в месторождении. Наиболее важной задачей ближайшего времени является выяснение связи между минералогическим составом и физическими свойствами руды с количественным содержанием наиболее важных элементов: железа, хрома, никкеля и кобальта. Только после систематического опробования как минералогического, так и химического составов станет возможным установить точную классификацию отдельных сортов руды. Вслед за этим и попутно должна идти количественная оценка выделенных сортов руды в отдельных участках. Надо думать, что работы настоящего года, вместе с данными прошлых лет, дадут исчерпывающий материал для разрешения обоих, наиболее актуальных вопросов.



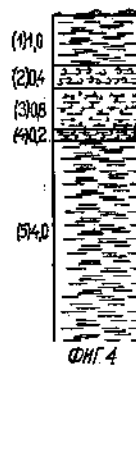
Фиг. 2.



Фиг. 3.



Фиг. 4.



Фиг. 5.



Фиг. 6.

Одновременно с минералогическим опробованием был намечен план технического опробования месторождения, который сводился главным образом к взятию достаточных по весу проб из разностей (сортов) руды для производства полупромышленных испытаний по обогащению.

Техническим опробованием охвачены следующие участки месторождения (кроме тех, которые были уже опробованы ранее): участок Хабаза, Рых-Кол, западный Тазы-Кол, восточный Тазы-Кол, правый Гитче-Лахран и Гедмыш. Пробы взяты и частью берутся из следующих разновидностей: 1) магнетитовая;¹ 2) плотная глинистая, с включениями магнетита; 3) оолитовая (змеевиковая) с включениями магнетита; 4) плотная глинисто-охристая; 5) мелкооолитовая с охристо-лимонитовым цементом; 6) смешанная плотная глинисто-охристая и оолитовая, и 7) змеевиковая с повышенным содержанием никкеля (свыше 0,6%).

¹ Вкрапленная и сплошная.

Исходное весовое количество каждой пробы колеблется в пределах от 51 до 32 т, а конечное — от 1 до 2,5 т в зависимости от характера руды. Таким образом в результате работ должно быть получено 7 отдельных проб, общим весом около 10—12 т руды.

Все предусмотренные пробы характерны для обширного участка месторождения на левом берегу Малки и частью для участка Гедмыш на правом берегу. Возможно, что при развешивании дальнейших разведочных работ на столь же обширной площади правого берега могут оказаться еще новые сорта руды, однако по условиям характера оруденения и залегания руд ожидать больших изменений в этом отношении нет оснований, а потому выработанная методика обогащения на этих сортах руды возможно окажется вполне достаточной основой для разрешения проблемы обогащения руд Малкинского месторождения в целом.

В заключение остановимся вкратце на перспективах исследования и обогащения малкинских руд.

В деле изучения руд значительную роль должны сыграть минералогические и в особенности химические исследования слагающих компонентов. Наиболее трудной задачей является изучение никкеля, который по предварительным данным представлен в руде изоморфной примесью, а не выражен в виде самостоятельных минералов, причем сравнительно равномерно распределяется между рудными и нерудными минералами: 25% с лимонитом; 2—3% с хромитом; 45% с охристой разностью руды и 27% с мало измененным змеевиком.¹

Дальнейшее изучение этого вопроса должно идти не только на рудах богатых железом, но и на рудах с повышенным содержанием никкеля (свыше 0,6%), в которых железо не является характерным, а находится лишь в самих змеевиках.

Эта категория может быть отнесена к бедным никкелевым рудам, для использования которых возможно потребуются применение химических методов извлечения металла.

Следующим компонентом является хром, который повидимому нацело представлен хромистым железняком. Концентрация хрома методами механического обогащения повидимому не даст положительных результатов вследствие низкого содержания его в руде, и потому следует направить работу на возможное понижение его содержания в концентратах железа. Что же касается железа, то повидимому путем применения мокрого процесса обогащения, или путем предварительного восстановительного обжига и магнитной сепарацией, или того и другого вместе, можно рассчитывать на получение надлежащих концентратов для доменной плавки.

Возможно окажется, что в результате ряда технологических процессов будут получены богатые никкелем хвосты (до 1,5—2%), которые в свою очередь могут быть рассматриваемы как никкелевая руда.

Наконец нельзя не отметить одно существенное благоприятное свойство малкинских руд перед их аналогом — халиловскими рудами — это значительно меньшее содержание фосфора, что выгодно выделяет эту руду в отношении ее использования.

Лабинское месторождение марганца.

Месторождение находится в Северо-Кавказском крае, в 55 км грунтовой колесной дороги, от жел.-дор ветки Лабинская-Курганная, отходящей от главной линии Ростов-Армавир-Сочи, и расположено в лесистых предгорьях Кавказского хребта (фиг. 7).

¹ Данные В. В. Доливо-Добровольского.

Рельеф местности западного Хамкетинского района месторождения, состоящего из трех участков: Якунька, Мансурка и Бекет, носит чрезвычайно изрезанный характер вследствие пересечения его глубокими (свыше 100 м) балками, заросшими трудно проходимым кустарниками. Восточный район—Губский, отстоящий от первого на 12 км и включающий два участка: Кунак-Тау и Джигитлевку, имеет более спокойный рельеф. Месторождение расположено в населенной местности, и один его район—Хамкетинский непосредственно примыкает к большой станции того же названия. Более или менее крупными водными источниками могут служить реки Фарс и Ходзь, притоки Лабы, отстоящие однако на 6—7 км от участков месторождения.

Месторождение является типичным осадочным и представляет собой несколько (от одного до трех) рудных пластов, мощностью от 0,3 до 1 м, среди Чокракских слоев рыхлого песка.

Первые сведения о месторождении относятся к 1916—1917 гг., когда было сделано два химических анализа руды и отправлено 70 т руды для заводской плавки, результаты которой остались неизвестны.

Сравнительно крупные разведочные работы под руководством В. А. Сельского были произведены лишь в 1925 г.¹

В результате этих работ были получены следующие данные. Для Хамкетинского района:

1. Участок Якунька—действительный запас руды 3 000 000 т на продуктивной площади в 1 кв. км, при средней мощности пласта 1 м. Среднее процентное содержание металла в руде—40%.

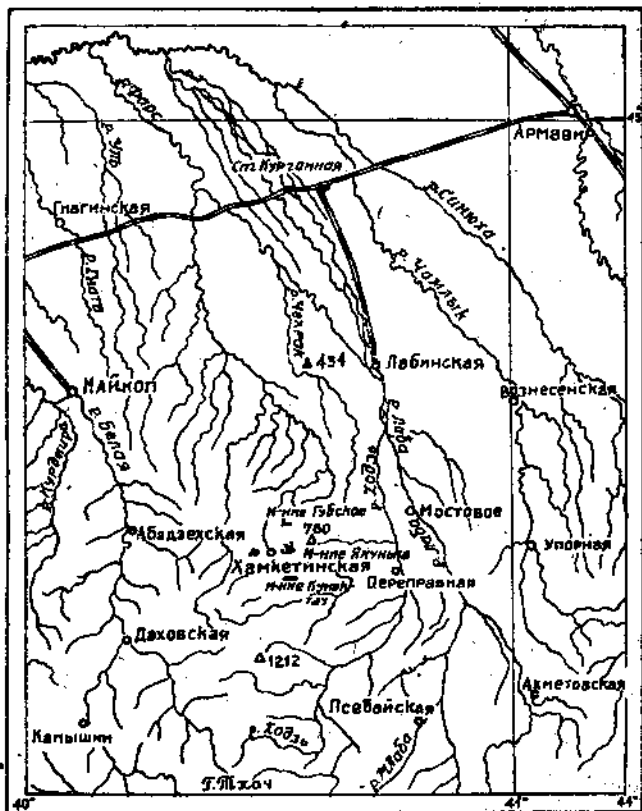
2. Участки Мансурка и Бекет—вероятный запас на площади 2,3 кв. км около 7 000 000 т. Среднее содержание металла в руде—то же.

Для Губского района:

1. Участок Джигитлевка—вероятный запас 6 000 000 т на площади в 4 кв. км и средней мощности пласта 0,5 м. Среднее содержание металла в руде—30%.

2. Участок Кунак-Тау, запас 18 000 000 т на площади в 6 кв. км и средней мощности в 1 м. Среднее содержание металла в руде—30%.

К тому же году относится получение институтом Механобр пробы руды для испытаний. Однако недостаточное количество материала, отсутствие уверенности в том, что присланная проба является средней и вполне правильно взятой, позволили получить лишь предварительные данные по обо-



Фиг. 7.

¹ В. А. Сельский. Кубанское месторождение марганца, 1927.

гашению, которые отнести к рудам всего месторождения не представляется возможным.

Весной 1931 г. разведочные работы на Лабинском месторождении были возобновлены партией Северо-Кавказского геолого-разведочного управления под руководством инж. С. И. Куликова. В задачу работ входило главным образом разведочное (химическое) и техническое опробование наиболее освещенных участков месторождения с целью проверки данных прежних разведок. Мотивами проведения работ именно в этом направлении послужили сомнения в правильности подсчитанных запасов и выведенного среднего процентного содержания металла в руде. По данным 1925 г. „среднее выведенное“ содержание марганца по месторождению гораздо выше содержания металла по приведенным В. А. Сельским отдельным пробам.

Согласно заключенного договора в 1931 г. с СКРГРУ, в задачу института Механобр входило наряду с проведением испытаний по обогащению также и осуществление консультации по вопросу технического опробования. С этой целью автор был командирован на месторождение в августе 1931 г., к каковому сроку в основном все работы партии были закончены.

Характер рудной залежи и техническое опробование.

Работы проводились на трех участках: Якунька, Мансурка и Бекет, в которых характер рудной залежи имеет много общего. Марганцевые руды залегают в виде пластов, полого падающих на север (около 4—5° на СВ), и в различных местах имеют неодинаковую мощность.

На участке Якунька имеются три рудных пласта и ряд небольших прослоек. Верхний и средний пласты во многих местах смыты, наиболее устойчивым является третий, наиболее мощный (около 90 м), который собственно и нужно считать рабочим. Расстояния по вертикали между двумя верхними, меньшими по мощности (от 0,20 до 0,40 м) колеблются от 0,5 до 2 м, между вторым и третьим пластами около 11—12 м. Промежутки выполнены почти исключительно сероватыми и желтоватыми, иногда слабо железистыми, мелкозернистыми песками. В смеси с глиной эти части трудно поддаются кайловой работе.

На участках Мансурка и Бекет, непосредственно прилегающих к участку Якунька, выявлены два рудных пласта, повидимому соответствующие первым двум пластам Якуньки.

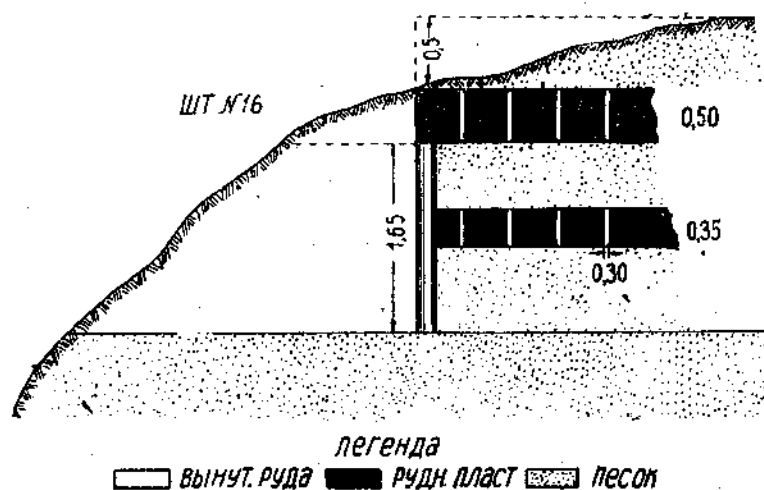
В виду того что рудная залежь на всех участках оконтуривается глубокими балками, рудные пласты легко прослеживаются на их склонах и требуют лишь незначительных расчисток. Метод разведки был прост и заключался в проведении ряда штолен и частично шурфов, которые закладывались на месте старых, небольших расчисток, непосредственно на выходах пластов. Штольни проводились длиной по 10 м каждая, а расстояние между ними варьировало от 150 м до 400 м. На наиболее разведанном участке Якуньке таким образом проведено 9 штолен и 3 шурфа, оконтуривающих равномерно со всех сторон выход пластов. На двух других участках проведено всего лишь 5 штолен и шурфов в наиболее типичных местах для целей технического опробования.

Штольни проходились без крепления, а потому один из пластов, вследствие слабости вмещающих пород, почти всегда оставался в кровле. Этот дефект в работе не позволил впоследствии выполнить всех требований технического опробования, при котором одними из обязательных условий являются: получение рудного материала, отвечающего нормальной горно-эксплуатационной проходке, и вовлечение в опробование значительных масс руды.

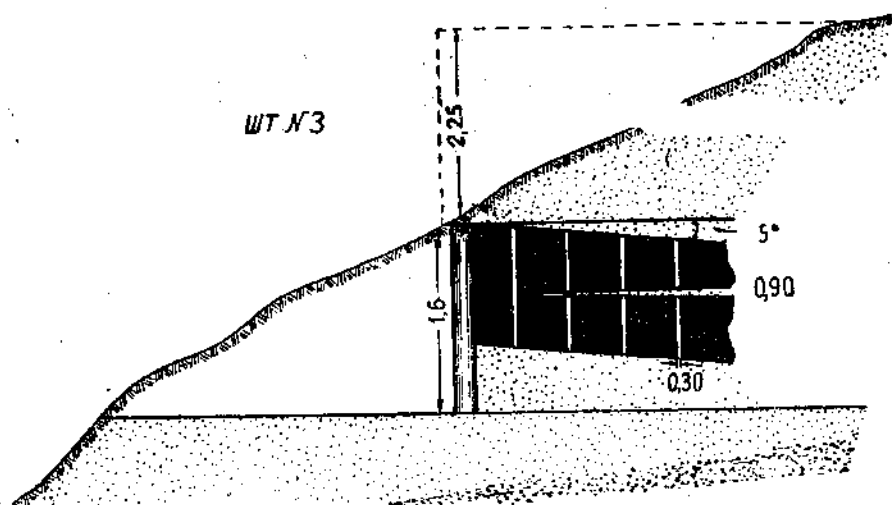
В данном случае набор материала в технические пробы производился без всякого сокращения, путем выемки колонки, столбика руды по мощности пласта или в кровле выработки, или в боку, или в забое,—в зави-

симости от условий проходки. Размеры колонки обычно не превышали 30×16 см (фиг. 8 и 9). В зависимости от мощности пласта вес колебался от 20 до 100 кг. Материал набирался через равные промежутки в 2 м. Учитывая возможную в будущем эксплуатацию, встречающиеся пропластки песка или галечники свыше 5—10 см выбрасывались.

Попутно в тех же местах аналогичным путем отбивались меньшего размера (15×5 см) колонки для разведочного (химического) опробо-



Фиг. 8.



Фиг. 9.

вания. Таким образом было взято 138 химических проб, и в стольких же пунктах был взят материал для технических проб. По характеру руд имелась возможность выделить три основных сорта: 1. Наиболее богатая руда мощного пласта участка Якуньки—ячеисто-ноздреватого сложения (проба 2). 2. Наиболее бедная руда двух верхних пластов участка Якуньки, мелкозернистая, рыхлая (проба 1). 3. Сходная по характеру с предыдущими, руда двух участков—Бекет и Мансурки (проба 1-в).

Соответственно выработкам и выделенным сортам весь вынутый материал был подразделен на три отдельные технические пробы. Кроме этого из отвалов штолен № 16 и 3 была взята комбинированная проба первых двух сортов в соотношении 1:4 в пользу первого сорта, согласно запасам их в месторождении.

Примененный метод технического опробования вполне гарантирует правильность определения среднего содержания металла в пробах, но не дает возможности судить о количественных соотношениях материала по крупности. Частично этот пробел был восполнен грохочением 6 т первого сорта и 1 т второго, для получения соответствующих характеристик рудного материала по крупности.

Если не считать некоторых отклонений, техническое опробование в общем было проведено правильно и может отвечать поставленным задачам испытаний руд технологическими процессами.

Минералогическое опробование и характер оруденения.

В дополнение к техническому опробованию, в виду неизученности минералогического состава руд Лабинского месторождения, было проведено минералогическое опробование. Оно заключалось в отбойке непрерывных колонок по мощности рудных пластов и проводилось в типичных разрезах их, где наблюдались наибольшие изменения в характере оруденения. Всего взято 12 отдельных колонок по 4 для каждого из выделенных сортов руды. Полученный материал вместе с зарисовками послужит для систематического изучения минералогического и химического состава руд.

В настоящее время параллельно с испытанием обогатимости уже произведено предварительное изучение минералогического состава руд по отдельным образцам, взятым из технических проб.

Вкратце получены следующие данные.

Проба 1-а, участок Якунька.

Химический анализ средней пробы устанавливает: Мп — 13,45%; Fe_2O_3 — 6,09%; SiO_2 — 54,12%; Al_2O_3 — 4,44%; P_2O_5 — 0,33%; S — 0,09%; H_2O — 3,01%; MgO — 0,85%; CaO — 2,11%; активный O₂ — 3,83%.

Макроскопически слагающие пробу куски руды можно подразделить на три основные типа: плотные (55%), песчанисто-рыхлые (35%) и пористые (10%). Первые отличаются большим удельным весом, имеют синевато-черный цвет, металлический блеск; рудная часть обычно плотно сцементирована песком буровато-желтого цвета. Для них характерны крупные (от 2 мм до 21 мм) и мелкие (до 1,5—2 мм) поры и пустоты, выполненные рыхлым, мелким кварцевым песком. К этому же типу нужно отнести плотные рудные оолиты и желваки, снаружи и внутри сцементированные мелким, желтым песком, пропитанным окислами марганца и железа.

Второй тип представляет собой слабо сцементированный песчаник, серовато-черного цвета, пропитанный окислами марганца и в меньшей степени железа.

Для третьего типа является характерным небольшой удельный вес, незначительная твердость, большое количество мелких (3 мм) пор, выполненных песком, и буровато-черный цвет. Лишь некоторые участки обладают металлическим блеском.

Микроскопическое исследование показало, что рудная часть состоит из следующих минералов: 1) вада (15%) 2) пиролюзита (15%); 3) псиломелана (5—6%) и 4) землистого вещества вмещающей породы, пропитанного окислами марганца (20—22%).¹

¹ Просмотр шлифов производился сотрудником минералогического кабинета — Н. А. Яблонской. Количественные соотношения — приблизительные, по замерам в микроскопе.

Существенно преобладает вад и пиролюзит, которые находятся в тесном срастании друг с другом. Трудно различимый даже при больших увеличениях переход одного минерала в другой указывает на процесс взаимного замещения. Интересно отметить меняющуюся твердость их от 1—1,5 до 3—3,5. Эти минералы наиболее характерны для плотной разновидности руды, где цементируют зерна вмещающей породы, главным образом кварца.

Псиломелан занимает подчиненное положение и встречается во всех разновидностях руды. Наряду с цементационной часть его имеет облитовую структуру.

Остальная часть марганца представлена его окислами, тонко пропитывающими землистое вещество, трудно различимое под микроскопом.

Вмещающая (пустая) порода в основной своей массе (40%) состоит из следующих минералов: 1) кварца (33%); 2) полевого шпата (3—4%); 3) хлорита (1—2%); 4) слюды — незначительное количество и 5) фэйрфелдита, $\text{Ca}_3(\text{Mn,Fe})_2(\text{PO}_4)_2 + 2\text{H}_2\text{O}$ — незначительное количество. Последний может объяснить присутствие в руде фосфора.

Главным жильным минералом является кварц, имеющий отчетливую зернистую структуру, в отличие от цементационной и натечно-скорлуповатой структуры рудных минералов. Обычно зерна кварца окатаны, часто разрезаны и покрыты трещинами, заполненными охристой массой окислов марганца и железа.

Размер зерен кварца и других минералов вмещающей породы колеблется от 0,01 и до 1,5 мм, наиболее часто встречаются зерна от 0,03 и до 0,35 мм.

Резюмируя изложенное, отметим характерные особенности пробы 1а:

- 1) руда бедна включениями марганцевых минералов;
- 2) руда представляет собой мелкозернистый песчаник различной плотности, сцементированный марганцевыми минералами, а также окислами марганца и железа;
- 3) главными рудными минералами являются участки изоморфной смеси вад и пиролюзита. Кристаллические разности пиролюзита отсутствуют.

Проба 1б (смешанная) из участков Мансурка и Бекет.

Химический анализ средней пробы устанавливает: Mn — 19,47%; Fe_2O_3 — 4,71%; SiO_2 — 45,70%; Al_2O_3 — 6,53%; P_2O_5 — 0,44%; S — 0,10%; H_2O — 3,98%; MgO — 0,71%; CaO — 1,98%; активный O_2 — 5,12%.

Руда обоих участков микроскопически в общем сходна с тем, что рассмотренной рудой пробы 1а и имеет тот же минералогический состав, но отличается количественными соотношениями входящих компонентов.

1. Более высокое содержание марганцевых минералов за счет увеличения включений псиломелана, цементирующего песчаник, в плотных разновидностях руды.

2. Более часто встречается облитовая структура, преимущественно у вад и пиролюзита.

Проба 2 участок Якунька (мощный пласт).

Химический анализ средней пробы устанавливает: Mn — 19,66%; Fe_2O_3 — 5,40%; SiO_2 — 48,46%; Al_2O_3 — 5,55%; P_2O_5 — 0,41%; S — 0,11%; H_2O — 3,74%; MgO — 0,74%; CaO — 1,57%; активный O_2 — 5,19%.

Руда представлена плотной (63%) и песчанисто-рыхлой (37%) разновидностями.

Плотная разновидность, в отличие от предыдущих, характерна мел-

кими порами и пустотами (от 1,5 мм и меньше), выполненными песками и в меньшей степени жезлаками.

Состав рудных минералов в порядке их убывания следующий: 1) пиролюзит (30%); 2) псиломелан (14%); 3) вад (8%); 4) землистая разность вмещающей породы с окислами марганца и железа (12%) и 5) браунит — незначительное количество.

Аналогично вышеописанным пробам рудные минералы цементируют преимущественно мелкие зерна (от 0,035 до 0,15 мм) нерудных минералов и значительно реже крупные окатанные зерна кварца (1 мм). Наблюдается процесс замещения одних рудных минералов другими (чаще псиломелана и вада пиролюзитом). В плотных разностях характерна высокая твердость (3—3,5) пиролюзита. Иногда наблюдается кристаллический пиролюзит и браунит.

Для песчанисто-рыхлой разности, аналогично первым пробам, характерны включения пиролюзита — вада, цементирующего мелкие зерна, преимущественно кварца.

Сравнивая результаты исследования руды этой пробы с предыдущими, находим следующие особенности:

- 1) наиболее высокое содержание марганцевых минералов,
- 2) преобладание плотных, мелкопористых разновидностей,
- 3) наличие, хотя и редко, кристаллических включений пиролюзита среди коллоидальной его массы.

В дополнение к данным химического анализа средних проб приведем результаты химического анализа секционных разведочных проб по штольням 11, 15 и 24, характеризующие состав руды участка Якунька.¹

SiO ₂	Fe	Mn	MnO ₂	S	P	H ₂ O	№ штолен
50,77	6,12	15,77	23,08	0,09	0,06	4,84	11
51,74	6,12	15,03	21,60	0,07	0,08	4,56	
44,55	8,90	18,56	26,12	0,08	0,11	4,89	
55,22	8,90	12,32	17,22	0,09	0,09	4,95	15
46,58	10,57	13,64	19,72	0,11	0,05	7,22	24

Из рассмотрения как результатов минералогического исследования, так и данных химического анализа замечаем, что руды Лабинского месторождения в общем бедны марганцем и окисью алюминия, но богаты кремнеземом и железом, чем значительно отличаются от руд Никопольского и Чнатурского месторождений марганца.

Такой состав руды определяет собой с одной стороны пределы возможности применения механических методов обогащения, а с другой намечает пути, по которым должно идти использование этих руд.

Принимая во внимание бедное содержание марганца (не свыше 20%), представленное почти исключительно в виде коллоидных разностей, тонко распределенных во вмещающей породе, ожидать хорошей концентрации в результате механического обогащения нет оснований, что до некоторой степени уже сейчас подтверждается производимыми работами.

Это обстоятельство, а также тесная связь марганцевых силикатов с кремнеземом (кварцем) и железом, и в то же время невысокое содержание глинозема позволяет предполагать использование относительно бедных марганцем концентратов руды в двух направлениях: или для получения силико-марганца, или для получения ферромарганца, что является компетенцией Института металлов.

¹ Данные инж. С. И. Куликова. Анализ произведен хим. лабораторией СКГРУ.

Взятие технических проб из Кень-Тюбе-Тогайских месторождений железных руд Казакстана.

Летом 1931 г. разведочной партией совместно с бригадой института Механобр было произведено техническое опробование Кень-Тюбе-Тогайской группы месторождений железных руд. Эта группа месторождений расположена в 45 км к востоку от небольшого города Каркалинка и в 380—400 км от ближайших железнодорожных пунктов Павлодар и Семипалатинск. Приведенные месторождения находятся в наиболее гористой восточной части Каркалинского района Казакской степи.

В геологическом строении района главное участие принимают глубинные породы, осадочных пород меньше, и они, как правило, сильно метаморфизованы.

Образование железных руд Кень-Тюбе-Тогайских месторождений генетически связывается с изверженными породами. Наиболее массивным месторождением приведенной группы является Кень-Тюбе. Оно отделено от двух других месторождений (Тогай I и Тогай II) широкой долиной речки Кадыр и отстоит от Тогай I в 3 км и Тогай II в 3,5 км.

Месторождение Кень-Тюбе представляет собой обособленную сопку высотой в 112 м над уровнем долины речки Кадыр, вытянутую почти в широтном направлении, и расположено под углом к контакту гранитов горы Кара-Чоку. Залежь с поверхности вскрыта рядом канав, пройденных вкрест простирания рудного тела, и прослежено на протяжении 1100 м. Рудное тело по простиранию разбито рядом трещин, заполненных разрушенной рудой и пустой породой. Вкрест простирания залежь сечется жилами порфира сравнительно небольшой мощности. Мощность рудной залежи весьма непостоянна — местами она расширяется до 60—90 м.

Местами сужается (в месте пережима) до 4 м и в виде узкой полосы связывает основную восточную сопку с небольшой западной сопкой (фиг. 1).

При ориентировочно принятой горизонтальной площади в 32 000 кв. м средняя мощность залежи определяется цифрой около 30 м. Падение залежи крутое. Боковые породы лежачего и висячего бока рудного тела представлены роговиками, кремнистыми сланцами и скарновыми образованиями.

Руда месторождения Кень-Тюбе состоит почти исключительно из магнетита мелко кристаллического сложения, местами сильно разрушенного, что имеет место в восточной части, начиная от сброса-сдвига до конца залежи и в месте пережима. В разрушенных разностях замечаются иногда примазки медной зелени. К западу от сброса магнетит выступает на дневную поверхность в виде плотной массивной разности (скалистая разность). У зальбандов руда разубоживается разрушенными скарновыми образованиями. По обоим сторонам залежи имеется много рудного делювия. По данным разведки 1924 г. возможные запасы железной руды по Кень-Тюбе исчисляются в 25 млн. т.

Второе месторождение Тогай II прослежено рядом канав и шурфов, и судя по данным разведки имеет форму линзы. Вмещающие залежь породы представлены роговиками и кремнистыми сланцами.

Рудные минералы здесь как и на Кень-Тюбе представлены почти исключительно магнетитом такого же сложения, как и на Кень-Тюбе. Последнее месторождение рассматриваемой группы Тогай I представлено крупно- и мелкокристаллическим железным блеском с небольшим количеством магнетита у южного края рудного тела, а с северной стороны

залежи встречается бурый железняк. Рудное тело залегает в виде неправильного штока с крутым падением. Судя по данным разведки 1931 г., залежь с поверхности претерпевает разрыв, место разрыва заполнено делювием, переходящим в охристые разности. Боковыми породами рудного тела являются кремнистые сланцы.

Возможные суммарные запасы всех трех месторождений по данным геологов М. П. Русакова и Яговкина определяются в 34 млн. т. Действительные же запасы до сих пор не выявлены, так как детальные разведки еще не закончены.

Имеющиеся в литературе указания на содержание в рудах железа 61—69% с весьма незначительным содержанием вредных примесей¹ относятся вероятно к химическим пробам, взятым с поверхности из отдельных участков и из небольшого количества разведочных единиц. По данным разведки 1930 г. (детальной разведки) содержание железа в руде взятой из разведочных канав, пройденных вкост простирания залежей Тогая I и Тогая II, колеблется от 30 до 60—62%, содержание серы от 0,34 до 2% и нерастворимого остатка от 5 до 37%. (Данные взяты из журнальных записей разведок 1930 г.).

Возможно среднее содержание по отдельным месторождениям будет ниже приводимых в литературе цифр (55—69%), и возможно содержание вредных примесей будет больше, чем это необходимо для получения хороших сортов железа. Необходимо оговорить, что многих анализов детальных разведок в распоряжении партии не имеется. Поэтому судить о среднем содержании в руде компонентов по всему месторождению, особенно по Кень-Тюбе, где нет ни одного анализа детальных разведок, не представляется возможным.

Таким образом приведенные выше месторождения до настоящего времени (до лета 1931 г.) еще не получили достаточного освещения с горнопромышленной стороны ни в смысле учета запасов, ни в смысле качества руды по отдельным месторождениям.

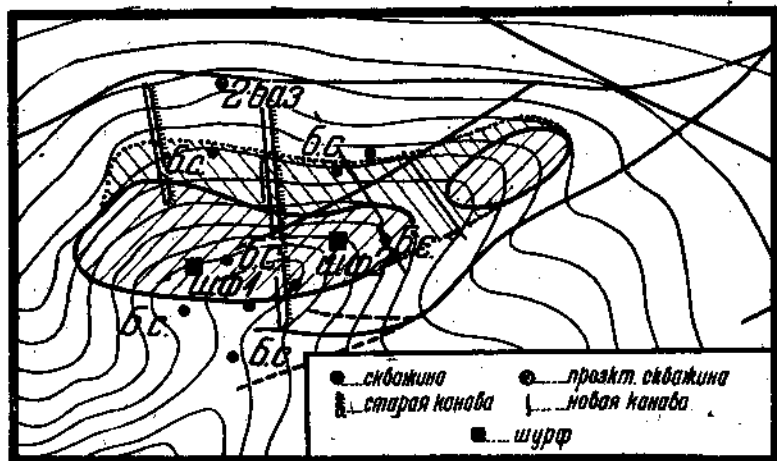
В виду отсутствия достаточной характеристики качества руд отдельных месторождений и участков методика взятия технических проб для целей обогащения и характер их определялся наружными признаками, главным образом сложением и цветом.

¹ Русаков, М. П. Железорудные месторождения Кень-Тюбе и Тогая восточной части Каркалинского района.

Как приводилось в описании месторождений, руда Тогай II и Кень-Тюбе представлена почти исключительно магнетитом, существенно по наружному виду мало отличающимся друг от друга, поэтому техническому опробованию подверглось Кень-Тюбе как наиболее важное месторождение. Вторым объектом опробования было месторождение Тогай I, представленное в основном железным блеском.

Руководясь внешними признаками из залежи Кень-Тюбе были взяты пробы, от разрушенной и плотной скалистых разностей магнетитовой руды.

Территориально эти разности более или менее обособлены. Кроме этих проб была взята проба из скарновой зоны. В момент технического опробования месторождение было вскрыто рядом канав. Пробы из канав были взяты способом сплошной заделки вкrest простирания залежи.



Фиг. 2.

Полученный исходный материал объединялся, свозился в одно место и подвергался грохочению на сите с отверстиями в 50 мм. Материал крупнее 50 мм дробился до 50 мм, а затем тщательно перемешивался по методу кольца и конуса с материалом < 50 мм. Последний конус разворачивался в плоский диск, разделялся по двум взаимно перпендикулярным направлениям на две пары секторов. Одна пара противоположных секторов при этой операции сокращения квартованием выбрасывалась, а другая пара подвергалась новому перемешиванию и новому сокращению. В результате произведенных операций сокращения масса руды уменьшалась примерно до 3—4 т. По всей залежи Кень-Тюбе соответственно разновидностям магнетита были взяты 2 пробы. Из скарновой зоны проба была взята помощью шурфа. Места взятия проб и метод их отображения согласовывались с техноруком партии и его заместителем. Всех проб по месторождению Кень-Тюбе было взято 3.

По месторождению Тогай I была взята одна основная проба железного блеска и две небольшие пробы встречающихся разновидностей руды: плотной гематитовой и охристой. Проба охристой руды была взята помощью канав, пробы железного блеска и плотной разности гематита были взяты помощью шурфов.

Исходя из возможности обработки на полупромышленных аппаратах института Механобр, пробы были взяты весом от 3 до 4,5 т, разновидности Тогай I охристая и плотная гематитовая взяты были весом 0,5—1 т.

Таблица 1.

Спецификация взятых проб.

№	Наименование проб	Характер руды	Откуда взята
1	Проба 1	Плотная разновидность магнитного железняка	Канавы 8, 9, 12, 15, 17, 18, 25, 26, 27
2	Проба 2	Неплотная разновидность магнитного железняка	Канавы 2, 3, 4, 6, 7, 10, 20 и 21
3	Проба 3 из скариковой зоны	Слоевато-полосчатого строения	Взята из шурфа у канавы 19
4	Проба 4 (железного блеска)	Крупно и мелкокристаллическая разность железного блеска, с явно выраженной структурой	Шурф № 1
5	Проба 4а гематитовой разности	Структура не ясно выраженная	Шурф № 2
6	Проба 4б охристой разности железняка	—	Канавы 1 и 2

Кроме взятых проб с поверхности необходимо считать целесообразным взятие проб с глубины, так как руда, взятая из глубины, возможно будет обладать другими физическими и химическими свойствами, а следовательно и метод их обработки и использования может быть другим. Судя по данным разведок 1930 г. и ведущихся разведок 1931 г., руды с глубиной обогащаются серой. (Керны, полученные из буровых скважин, местами сильно обогащены пиритом). Для выявления всех особенностей руды проба может быть взята из проходимой в настоящее время штольни, которой предполагается пересечь рудное тело на глубине около 60 м от вершины выходов.

А. П. Квасков.

Взятие технических проб железной руды из месторождений Восточной Сибири для испытания обогатимости.

Летом 1931 г. институтом Механобр была командирована бригада для участия во взятии технических проб из железорудных месторождений Восточно-Сибирского Края, производимом РайГРУ.

В 1931 г. намечено было проведение технического опробования на месторождениях „Балбагар“ и „Сосновый Байц“, получивших актуальное значение в связи с проблемой Ангарстроя.

Месторождение Балбагар.

По склонам горы Балбагар, расположенной в 200 км к северо-востоку от города Верхнеудинска и покрытой густой тайгой, имеется целый ряд железорудных месторождений, из которых наиболее крупными являются месторождения гематитово-кварцевых руд: Федоровское и Мушкетовское.

Эти месторождения представляют собой „крутопадающие“ штокообразные залежи, заключенные в метаморфизованных осадочных породах. Происхождение рудных залежей повидимому контактово-метаморфическое, с участием в рудообразовании действия растворов и явлений метосоматизма. Граница оруднения местами обозначена весьма резко, местами же наблюдается постепенный переход от руды к пустой породе через оруденные сланцы.

Рудные штоки состоят из гематитово-кварцевой руды, представляющей собой взаимное прорастание мелкозернистого гематита и кварца.

Местами сложение руды сланцеватое, но без перемежаемости рудных и нерудных слоев. Склоны горы Балбагар сплошь покрыты мощным слоем, большей частью рудного делювия.

Новая разведка начата недавно. Проходимые неглубокие шурфы пересекали почвенные наносы и рудный делювий и останавливались в коренной породе; углубка шурфов в коренную руду или пустую породу не производилась. В последнее время приступлено к проходке канав вкрест простирания месторождения.

На основании данных предварительных разведок 1927 г. считают, что рудные штоки вытянуты в направлении простирания вмещающих пород, причем Мушкетовское месторождение имеет протяжение около 600 м, а Федоровское около 1200 м при мощности штоков от 50 до 100 м.

Химическое опробование новых разведочных выработок еще не производилось, старые же работы дают весьма разноречивые данные даже для одних и тех же выработок; так по данным инж. Бутырина (1927 г.) среднее содержание Fe в руде Федоровского месторождения равно 45%, по Домбуеву оно равно примерно 40%, а по данным последнего опробования (Волина) не превышает 36%.

Результаты химического опробования не дают основания к выделению каких-либо богатых или бедных участков месторождения для взятия из них отдельных технических проб.

Вследствие того что химические анализы с содержанием Fe свыше 55% являются одиночными, надо полагать, что обогащению будет подлежать вся руда месторождения.

Методика взятия и характер проб для опытов обогащения определялись следующими условиями.

1. Отсутствие ярко-выраженных пространственно обособленных разновидностей руды, характерных в отношении их обогатимости.
2. Наличие только поверхностных разведочных работ.
3. Развитие разведочных работ недостаточное для отобрания средних (по поверхностному слою) проб.

Несмотря на столь неблагоприятные условия для взятия проб последнее все же было произведено в виду необходимости исследовать обогатимость руды в связи с вопросами целесообразности дальнейшего развития разведочных работ и подготовки месторождения к эксплуатации.

Указанные выше обстоятельства предопределили взятие в настоящее время минимального числа технических проб, и соответственно этому—постановку предварительных испытаний обогатимости с целью выяснения технической возможности и рациональной методики обогащения балбагарских руд.

Необходимо оговориться, что в случае резкого изменения с глубиной минералогического состава руды содержания в ней железа, ими в случае появления вредных примесей, отсутствовавших в поверхностном слое, необходимо будет для разрешения поставленных вопросов испытать дополнительно глубинные пробы из будущих подземных выработок.

Переходя к вопросу технического опробования отдельных месторождений, необходимо отметить, что на Мушкетовском месторождении лучшая разведанность, большая правильность и сравнительная однородность руды позволило рассчитывать на отобрание проб более близких

к средним, в то время как неравномерность оруднения, неправильность залегания и худшая разведанность Федоровского месторождения предопределяли более случайный характер руды, отобранной в пробу.

В результате всестороннего обсуждения с геологами возможностей опробования были намечены к взятию четыре технических пробы, характеристика которых приведена в табл. 1.

Таблица 1.

Характеристика технических проб горы Балбагар.

№ проб	Наименование месторождения	Места и способ взятия пробы	Характер руды	Примечание
1	Мушкетовское	Из пяти шурфов №№ 78, 79, 80, 81, 82. Бралась углубкой забоев шурфов на 0,5—0,8 м. Количество руды из каждого шурфа бралось пропорционально характеризующей им площади	Руда преимущественно сильно разрушенная, рыхлая. Преобладает землистая мелочь. Руда шурфов №№ 78 и 79 несколько более твердая. Вкрапленность тонкая и равномерная	Вес около 2,5 т
2	Мушкетовское	Из трех канав №№ 1, 2, 3 углубкой в среднем на 0,5 м	Руда плотная мелкозернистая, с примесью пустой и слабооруднелой породы	Вес около 2,0 т
3	Федоровское	По канаве № 1 вкrest простираения месторождения, или, в случае проходки их до зимы, суммарно из канав 12, 13 и 14 западного крыла месторождения. Проба берется углубкой канав на 0,3—0,5 м	Руда твердая, плотная. Оруднение не вполне равномерное. Присутствуют вторичные рудные образования. Вкрапленность тонкая и средняя	Вследствие задержки проходки канав взятие пробы передано геолого-разведочной партии
4	Федоровское	По канаве 14 или 17, а в случае возможности проходки их до зимы суммарно из канав 15, 16, 17, 18, 20, 21 восточного крыла месторождения	То же	То же

Пробы берутся углубкой канав в коренной руде на 0,35—0,5 м. По Мушкетовскому месторождению основная проба намечена в наиболее мощной северо-восточной его части, где шурфы пройдены по линии простираения. По Федоровскому месторождению места взятия проб намечены в участке наиболее достоверно околнуренном разведочными работами, а также в месте будущей алмазно-буровой скважины, и берутся по канавам.

Предварительное техническое опробование месторождения горы Балбагар было ограничено пробами руд месторождений Федоровского и Мушкетовского, так как руды остальных гематитовых месторождений однотипны с ней, и значение этих месторождений недостаточно выяснено. По этой причине не взяты пробы из месторождений Никитинского и Пролетарского.

Месторождение „Сосновый Байц“.

Месторождение „Сосновый Байц“ находится на правом берегу р. Онот левого притока р. М. Белой в 110 км к ю.-з. от ст. Черемхово (Черемховский каменноугольный бассейн) и представляет свиту пластов железистых

и частью безрудных кварцитов, местами прорезанных жилками белого кварца.

Свита эта заключена среди амфиболитов, гранатослюдистых, тальковых и других кристаллических сланцев и обладает сильно развитой складчатостью и меняющимся падением. Простирается свита близко к ССЗ (азимут около 340°).

Разведочные работы носят еще характер поисковых и состоят в проходке канав и неглубоких шурфов, вскрывающих и прослеживающих выхода пластов. В настоящее время приступают к бурению глубоких скважин.

До сих пор удалось установить три самостоятельных рудных пласта.

1. Пласт „верхний“, состоящий из нескольких маломощных прослоев, разделенных кристаллическими сланцами, которые возможно выклиниваются на небольшой глубине.

2. Пласт „нижний“, выходящий под наносами в виде частично размытого седла антиклинали, представляет железисто-кварцевую толщу мощностью от 40 до 50 м с редкими прослойками кристаллических сланцев. Возможно, что с этим пластом связаны также кварциты, обнаруженные на ю.-з. участке месторождения.

3. Три пачки железистых кварцитов, из коих две имеют мощность в среднем по 0,5 м и одна — до 5 м.

Содержание железа в кварцитах колеблется от 25 до 45%.

При изучении месторождения и его руд совместно с техн. руководителем геолого-разведочной группы М. В. Поляковым было установлено следующее:

1. Современное состояние разведочных работ не позволяет взять технических проб, которые по своим свойствам и составу были бы средними для всего месторождения или отдельных его участков.

2. Наиболее разведанным и имеющим явно преобладающее значение по сравнению с другими встречающимися до сих пор залежами является „нижний пласт“, почему испытания обогатимости его руд для выяснения промышленного значения месторождения имеют особый интерес.

3. Оруднение железистых кварцитов не является однотипным по всему месторождению, и отдельные их разновидности различаются как по своей структуре и характеру вкрапленности, так и по составу.

Такое изменение свойств руды происходит особенно резко по мощности залежей. Изменения в направлении простираения и падения также повидимому имеют место, но, судя по результатам некоторых химических анализов, они сравнительно невелики.

4. При настоящих условиях общая картина обогатимости кварцитов „Соснового Байца“ может быть получена путем испытания проб руды, представляющих основные характерные типы оруднения кварцитов, встречающихся на месторождении.

Все нижеизложенное позволяет сделать заключение о рациональности взятия проб таким образом, чтобы они:

1) пересекали залежи (пласты) по мощности, 2) характеризовали бы руду основной залежи — нижнего пласта, 3) охватили бы по возможности все основные разновидности оруднения, могущие различаться в отношении их обогатимости.

Для взятия таковых проб является удобной канава 73 второго участка (тогда еще не вполне законченная), которая пересекает нижний пласт по всей его мощности. Отдельные участки этой канавы представлены различными типами кварцитов, заключающимися в основном все разновидности, имеющие широкое распространение на месторождении. На основании изложенного к взятию намечены были следующие пробы.

Проба 1 представляет верхнюю часть нижнего пласта и занимает верхние по склону 10—12 м канавы 73. Руда представлена мелкозерни-

стым железистым кварцитом, небольшой твердости. Оруднение значительное и равномерное, слоистости почти не наблюдается. Кварциты этой части пласта содержат повидимому некоторое количество зерен роговой обманки (зеленоватых).

Проба 2. Берется из той же канавы ниже по склону и захватывает среднюю часть пласта, отличаясь от кварцитов пробы 1 большей крупностью зерен и твердостью руды. В этих кварцитах наблюдается слоистость и табличатая отдельность.

Проба 3. Характеризует нижнюю часть пласта и берется из той же канавы 73, вниз по склону. Кварциты этой пробы заключают несколько разностей внешнего вида и объединены по общему для них важному признаку — значительному влиянию на магнитную стрелку, тогда как кварциты проб 1 и 2 не проявляют магнитных свойств.

Кроме перечисленных основных были взяты меньшие по весу пробы руды (по 200 кг) для проведения проверочных испытаний. Эти пробы брались из отдельных выработок, где были встречены кварциты несколько отличные по своим свойствам от руд, захваченных главными пробами.

Характеристика дополнительных проб.

а) Из шурфов 3 и 4, 2-го участка. Руда представлена равномерно оруднелым тонкозернистым кварцитом, мясо- или вишнево-красного цвета с „кусковой“ отдельностью. Содержание железа в этих разностях достигает 45%.

б) Из шурфа № 84, 2-го участка. Проба представляет собой зернистые кварциты в большинстве случаев значительно орудненные, с некоторой слоистостью. Цвет их серо-стальной.

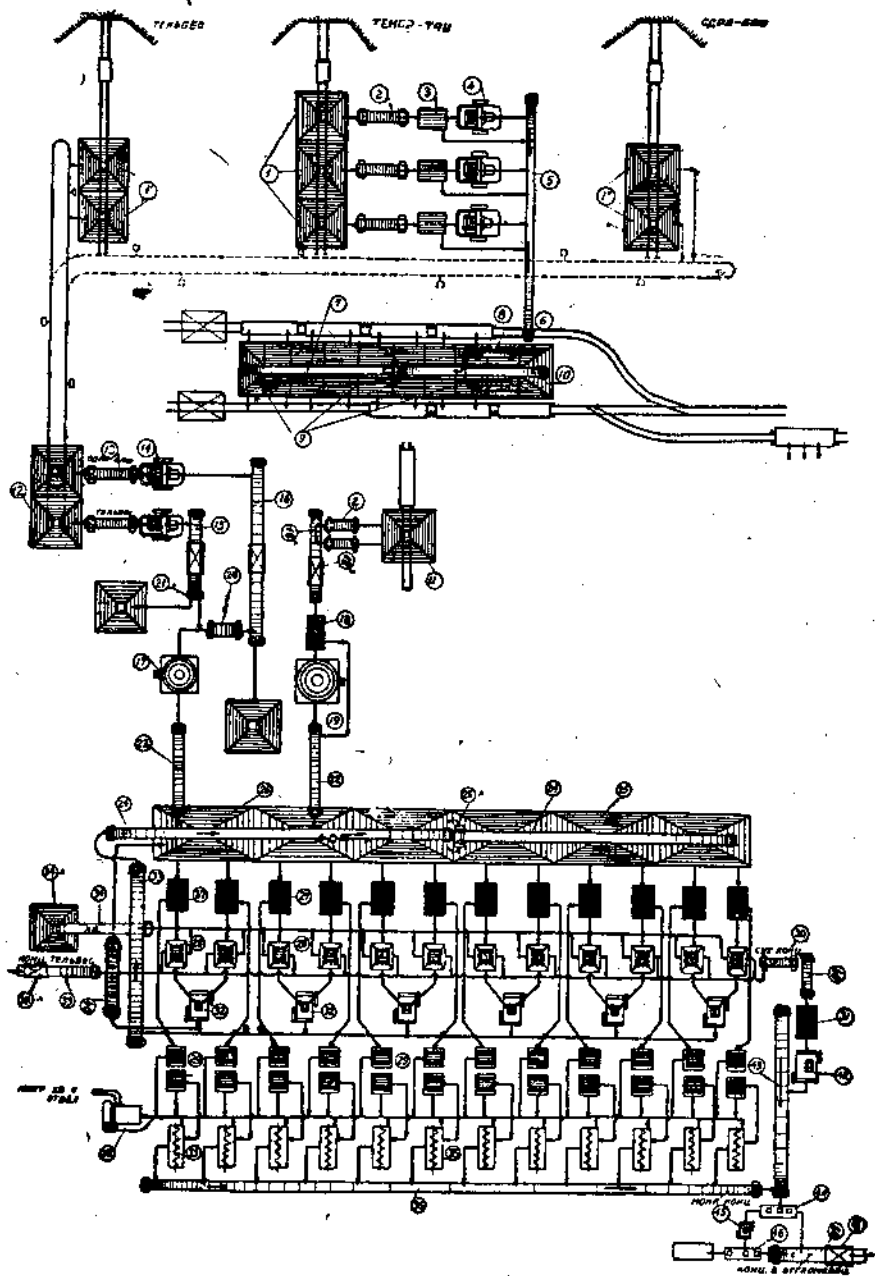
в) Из шурфа № 74, 4-го участка. Кварцит представляет плотную мелкозернистую сильно магнитную разность с частыми чешуйчатыми включениями зеленого цвета.

г) Из шурфа № 135, 4-го участка. Проба представляет также сильно магнитную разность с табличатой отдельностью и заметной слоистостью. Кварциты эти мелко переслаиваются с безрудными кварцитами и хлоритослюдистыми сланцами. Цвет их голубовато-стальной.

д) Из канавы 26, 1-го участка. Руда представлена ясно выраженными полосатыми кварцитами, отнесенными геологом Тетяевым к типу криворожских.

Эта разность распространена в разведанной части очень незначительно и повидимому не имеет промышленного значения, однако в виду обособленности этого типа кварцитов и возможности в дальнейшем встречи новых аналогичных пластов взятие этой пробы было признано необходимым.

Тельбесс Темар-Тау.



Фиг. 4. Схема цепи аппаратов обогатительной фабрики Мандыбаш и дробильной установки Темир-Тау (Тельбесский район).



Рис. 5. Схема обработки Криворожских руд.

Содержание

	Стр.
Предисловие	3
1. Железные руды Керченского полуострова.	
1. Обогащение.— <i>Н. Н. Чинкин</i>	5
2. Агломерация.— <i>С. Д. Топорков</i>	18
2. Криворожские кварциты и руда.	
1. Обогащение железистых кварцитов Центрального района Криворожского бассейна	24
2. Определение кусковатости руды.— <i>Г. И. Канторович</i>	42
3. Восстановительный обжиг и электромагнитное обогащение криворожских железистых кварцитов.— <i>И. М. Архипов</i>	52
4. Испытание спекаемости железных руд— <i>И. М. Архипов</i>	55
3. Железные руды Центрально-Черноземной области.	
1. Опытное обогащение железистых руд Липецкого района.— <i>Г. П. Быков</i>	59
2. Агломерация липецкой руды.— <i>С. Д. Топорков</i>	65
3. Испытание обогатимости руд Тульского месторождения.— <i>Н. Н. Чинкин</i>	67
4. Агломерация тульской руды.— <i>С. Д. Топорков</i>	70
4. Железная руда Карельской АССР.	
1. Обогащение туломозерской железной руды.— <i>М. К. Широкинский</i>	73
2. Испытание спекаемости туломозерской руды.— <i>С. Д. Топорков</i>	80
5. Уральские железные руды.	
1. Обогащение и агломерация железных руд Богословских месторождений Находкинского района.— <i>А. П. Квасков</i>	84
2. Агломерация магнетитовой руды Богословского месторождения.— <i>И. В. Мушин</i>	103
3. Испытание обогатимости 20 проб железной руды месторождения горы Благодать.— <i>И. П. Титов</i>	105
4. Испытание обогатимости проб руды Высокогорского месторождения.— <i>Г. И. Юденич</i>	113
5. Испытание обогатимости и агломерация 6 проб рудника имени ОГПУ Бакальского месторождения.— <i>Г. И. Юденич</i>	117
6. Агломерация бакальских черноталов.— <i>С. Д. Топорков</i>	118
7. Основные положения схемы обработки валунчатых и окисленных руд горы Магнитной.— <i>Н. Н. Котляр</i>	121
8. Агломерация концентратов магнитогорской железной руды гор Атач и Дальней.— <i>И. В. Мушин</i>	131
6. Железные руды Сибири.	
1. Испытание обогатимости железных руд Тельбесского района.— <i>П. П. Вородин</i>	135
2. Агломерация концентратов железной руды Тельбесского месторождения.— <i>И. В. Мушин</i>	141
3. Испытание обогатимости железной руды Мало-Хинганского месторождения.— <i>А. П. Квасков</i>	143
	193

7. Железные руды Кавказа.

- | | |
|---|-----|
| 1. Испытание обогатимости дашкесанской железной руды.— <i>А. П. Квасков</i> | 152 |
| 2. Агломерация дашкесанской руды.— <i>Г. Д. Топорков</i> | 160 |

8. Агломерация промышленных отходов.

- | | |
|--|-----|
| 1. Агломерация пиритных огарков.— <i>И. В. Мухин</i> | 162 |
|--|-----|

9. Опробование месторождений.

- | | |
|--|-----|
| 1. Взятие технических проб железных руд Халиловского месторождения.— <i>Г. И. Канторович</i> | 164 |
| 2. К вопросу исследования и обогащения железо-хромоникелевых руд Малкинского месторождения и марганцевых руд Лабинского месторождения на Северном Кавказе.— <i>В. А. Глазковский</i> | 170 |
| 3. Взятие технических проб железных руд из Кень-Тюбе-Тогайских месторождений Казахстана.— <i>Г. П. Быков</i> | 185 |
| 4. Взятие технических проб железной руды из месторождений Восточной Сибири для испытания обогатимости.— <i>А. П. Квасков</i> | 188 |

Сдано в набор 9 февраля 1932 г.
Поступило в печать 26 марта 1932 г.
Формат бумаги 72 × 110.
Количество печатных листов 12 1/2.
Количество печ. знаков в листе 63104.

Ответственный редактор Е. И. Фальк.
Технический редактор Р. Ароис.

Гр. 22-5-3.

Горгеология № 32.

Ленкордат № 35194.

Заказ № 194. Тираж 2000 экз.