

622.7

H-76

И.Н.ПЛАКСИН, В.И.КАРМАЗИН, В.Ф.ОЛОФИНСКИЙ
В.В.НОРКИН, В.В.КАРМАЗИН

НОВЫЕ
НАПРАВЛЕНИЯ
ГЛУБОКОГО
ОБОГАЩЕНИЯ
ТОНКОВКРАПЛЕННЫХ
ЖЕЛЕЗНЫХ
РУД

ИЗДАТЕЛЬСТВО «НАУКА»

Книга должна быть возвращена не
позже указанного здесь срока

Количество предыдущих вылач _____

1911 ~ 605
19.04.09 - 1714

6529
622.7 | 15458
H76 | Новые
направления
того обогати
| 1-19
| _____
| _____

А К А Д Е М И Я Н А У К С С С Р

Г О С У Д А Р С Т В Е Н Н Ы Й К О М И Т Е Т
П О Т О П Л И В Н О Й П Р О М Ы Ш Л Е Н Н О С Т И
П Р И Г О С П Л А Н Е С С С Р

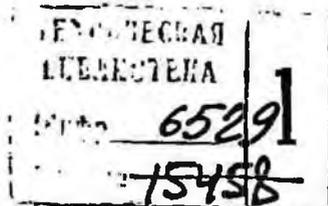
Институт горного дела им. А. А. Скочинского

V. 47 2005

622.7
H76

И. Н. ПЛАКСИН, В. И. КАРМАЗИН,
Н. Ф. ОЛОФИНСКИЙ, В. В. НОРКИН, В. В. КАРМАЗИН

НОВЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ГЛУБОКОГО ОБОГАЩЕНИЯ ТОНКОВКРАПЛЕННЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД



ИЗДАТЕЛЬСТВО «НАУКА»

МОСКВА 1964

В монографии проанализированы методы повышения степени обогащения железных руд, получения высококачественных концентратов и металлургического их использования.

Освещены результаты теоретических и экспериментальных исследований, в частности, по получению высококачественных концентратов при помощи мокрой и сухой магнитной сепарации, а также электрических и других методов.

Кроме того, приводятся данные по подготовке концентратов к металлургической переработке и непосредственной плавке.

Исследования по разработке новой техники в черной металлургии имеют важное значение для интенсификации доменного процесса и получения металла высокой чистоты.

Ознакомление специалистов обогатителей с этими результатами будет способствовать решению ряда задач в области обогащения железных руд.

Введение

Программой строительства коммунизма предусмотрено увеличение выплавки стали до 250 млн. *t/год*, что потребует значительно увеличить поставки чугуна, руд и металлодобавок для сталеплавильных цехов. Имеющиеся у нас запасы богатых руд и металлолома уже не удовлетворяют потребности сталеплавильного производства, а железорудные концентраты, получаемые в настоящее время на горнообогатительных комбинатах для доменного передела, не могут равноценно их заменить, так как содержат 12—14% кремнезема, содержание которого в руде не должно превышать нескольких процентов. Однако из руды подобного типа высококачественные концентраты могут выпускаться только при соответствующей перестройке работы этих комбинатов.

Неотложное проведение такой перестройки диктуется также и увеличением спроса на высококачественную железную руду в связи с быстрым развитием кислородно-конвертерного метода производства стали, необходимость которого отмечал Н. С. Хрущев в докладе на ноябрьском Пленуме ЦК КПСС в 1962 г.

При доменном переделе высококачественных концентратов наблюдается резкая интенсификация доменного процесса, причем рост производительности печей достигает 7—8% [1] на каждый процент повышения содержания железа в концентрате. Высококачественные концентраты являются также сырьем для процессов прямого восстановления и для производства особо чистых сплавов [2].

Из сказанного следует, что проблема промышленного производства высококачественных концентратов железа в настоящее время стала важнейшей народнохозяйственной проблемой и поэтому усилия многих обогатителей направлены на поиски эффективных методов получения таких концентратов. За последние годы в этой области проведено много лабораторных, полупромышленных и промышленных исследований, результаты которых опубликованы в периодической печати. Уже давно назрела необходимость систематизации и обобщения всех этих материалов в связи с проблемой использования высококачественных концентратов в металлургии; этому и посвящена главным образом настоящая монография.

В настоящее время горнообогатительные комбинаты выпускают концентраты для доменного передела, содержащие до 62% железа. При содержании железа от 62 до 65% концентраты называют «высококачественными». Эти концентраты резко повышают производительность доменных печей [3].

Концентраты, содержащие свыше 65% железа и не более 4% кремнезема, называют «суперконцентратами», «сверхбогатыми» и «высококачественными» концентратами. Последний термин применяется в настоящей монографии, как наиболее соответствующий содержанию этого понятия. Этими концентратами успешно заменяют богатые руды в сталеплавильном производстве. Из этой группы иногда выделяют концентраты для прямого восстановления, содержащие не более 2% кремнезема.

Высококачественные концентраты, как конечный продукт обогащения, начали получать около тридцати лет назад, но в литературе и раньше встречались упоминания о получении подобных концентратов при благоприятном сочетании технологических схем и типов руд [4].

В 1949 г. Криворожский НИГРИ по заказу Министерства черной металлургии разработал технологическую схему получения высококачественных концентратов из магнетитовых, а в 1952 г. по заказу одного из заводов — из мартитовых кварцитов Криворожского бассейна. Содержание кремнезема составляло соответственно 0,2 и 2,5%. Здесь же в эти годы проводились исследования по интенсификации магнитного обогащения, которые были продолжены в институте Механобрчермет с 1956 по 1960 г. [1, 5, 6]. Технологическая направленность этих исследований состояла в производстве высококачественных концентратов в лабораторных, полупромышленных и промышленных масштабах.

На основании этих исследований в 1961 г. институтом Механобрчермет, Украинским институтом металлов, Гипросталь и Институтом черной металлургии проведено специальное технико-экономическое исследование, подтвердившее рентабельность этих рекомендаций и проектов реконструкции обогатительных фабрик Кривбасса для перевода их на выпуск высококачественных концентратов [1]. Аналогичная работа в последние годы выполнена институтами Механобр и Гипромез.

Приведенные расчеты неопровержимо доказывают неотложность повышения степени обогащения Криворожских руд как магнетитовой, так и окисленной разности. К сожалению, при технико-экономических расчетах рассмотрены только варианты с повышением содержания железа до 64%, поскольку к моменту проектной проработки не было данных промышленного опыта производства высококачественных концентратов.

В 1955 г. институт Механобр опубликовал отчет о результатах флотации кварца в присутствии магнетита катионным флотационным реагентом ИМ-11, а в 1959 г. ЦНИИчермет — о флотации кварца талловым мылом в щелочной среде с применением сульфит-целлюлозного щелока для подавления магнетита. В дальнейшем метод обратной флотации успешно использовался при разработке флотационных схем получения высококачественных концентратов [7, 8].

Исследования по флотационному получению указанных концентратов проводились также в Кольском филиале АН СССР, в Криворожском горнорудном институте и в ИГД им. А. А. Скочинского [9, 10, 11].

Успешным для получения указанных концентратов оказался метод сухой центробежной магнитной сепарации, разработкой которого с 1957 г. занимался Механобрчермет [12], а с 1960 г. — ИГД им. А. А. Скочинского. Высококачественные концентраты были получены в ИГД также и при помощи электрических методов обогащения [13].

В 1960 г. при ГНТК УССР была создана специальная комиссия по исследованию сухих методов обогащения, в которой были представлены институты Механобрчермет, ИГД им. А. А. Скочинского и Днепропетровский горный институт. Впервые были разработаны основные процессы сухого глубокого обогащения тонковкрапленных магнетитовых кварцитов с получением высококачественных концентратов. В этих схемах применялся метод сухого селективного измельчения, способствующий получению этих концентратов, так как необходимая степень раскрытия достигается при более грубом измельчении.

Широкие исследования по получению высококачественных концентратов проводились также и за рубежом: в Швеции — Институт технологии, в США — Горное бюро, фирмы «Карпко Рисоч», «Инк Джой Манафактуринг Ко», в Канаде — Онтаро Рисоч Фаундэйшн, в Финляндии — фабрика «Отанмэки», в ФРГ — фирма «Лурги», в ГДР — Институт обогащения, во Франции и других странах. В этих исследованиях большое внимание уделялось сухим методам обогащения, особенно сухой центробежной магнитной сепарации. Следует отметить, что в последние годы многие фабрики уже переведены на выпуск высококачественных концентратов, хотя исследовательские работы там начаты позже [1, 4]. На этих фабриках выделяют самые

богатые фракции из готового уже концентрата, снижая тем самым содержание железа в остальной части продукции, что ухудшает качество сырья для доменных печей [4].

Работы советских исследователей направлены на повышение качества и извлечения как для высококачественных (70% Fe), так и для обычных концентратов (67% Fe). Повышение степени обогащения в этом случае дает двойное преимущество. С одной стороны, существенно удешевляет стоимость чугуна и стали и снижает капитальные вложения в черную металлургию на 10—15%, так как значительно сокращается расход кокса и уменьшаются вложения в развитие угольно-коксовой промышленности, а с другой стороны, повышает производительность труда в металлургических цехах, так как уменьшается выпуск шлака, увеличивается выплавка металла с одного агрегата и облегчается кибернетическое управление процессами на действующих печах. Следует учесть также и еще одно преимущество: в дальнейшем облегчается перевод металлургических заводов на непрерывные способы производства стали из восстановленных высококачественных концентратов. Обнадеживающие результаты таких опытов уже описаны в литературе [1].

Основное весьма легкообогатимое сырье для получения высококачественных железных концентратов — широко распространенные магнетитовые кварциты. Эффективность их обогащения зависит от минералогической структуры, крупности раскрытия, которое обычно колеблется в широком диапазоне даже в пределах одного месторождения.

В магнетитовых кварцитах, кроме магнетита, почти постоянно присутствуют минералы-спутники: железистый карбонат и железная слюдка, а в полуокисленных, кроме этих минералов, — мартит и гидроокись железа. В процессе магнитной сепарации часть минералов-спутников, находящаяся в сростках с магнетитом, попадает в концентрат, а часть, раскрытая при измельчении, теряется в хвостах. Таким образом, извлечение этих минералов обратно пропорционально тонине помола и величине коэффициента раскрытия сростков.

Нерудные минералы железистых пород представлены кварцем и железистыми силикатами, содержание железа в которых составляет нижний теоретический предел содержания его в хвостах. При магнитном обогащении наличие в руде силикатов и окисленных минералов железа снижает извлечение, но не отражается на качестве, а следовательно, и на возможности получения высококачественных концентратов. Тонкое прораствание кварца в кристаллах магнетита существенно снижает эти возможности.

Непрерывно ведущиеся исследования расширяют рудную базу для получения высококачественных концентратов. Уже в настоящее время удается получать их методами электрической сепарации и комбинированными методами (гравитационными, флотационными и обжиг-магнитными) из окисленных кварцитов.

Железные руды Европейской части СССР можно условно разделить на четыре группы по возрастающей трудности обогатимости: 1) кварциты Оленегорского месторождения; 2) южных участков Криворожского бассейна; 3) Курской магнитной аномалии; 4) северных участков Криворожского бассейна. Остальные месторождения можно определять по аналогии с названными. Из всех этих месторождений Криворожский бассейн имеет наибольшие запасы и наиболее разработан. Но железистые магнетитовые кварциты многих участков Криворожского бассейна являются самыми труднообогатимыми в Союзе. Этим и объясняется то, что большинство экспериментальных исследований, описанных в настоящей работе, выполнялись на рудах Криворожского бассейна, как на самом значительном и представительном объекте для исследований.

Помимо непосредственного получения высококачественных концентратов из руд, существует возможность получения их доводкой товарных концентратов действующих горнообогатительных комбинатов, то есть путем

повышения степени обогащения. Минералогический анализ показал, что в концентратах содержится только 50% чистых рудных зерен. Остальная часть представлена крупнозернистыми, богатыми по содержанию рудного минерала сростками (10—15%), тонкозернистыми бедными сростками (15—20%), нерудными кварцевыми зернистыми и весьма тонкозернистыми частицами, в которых имеются отдельные включения магнетита. В табл. 1 приведены данные о химическом и гранулометрическом составе концентратов, выпущенных Криворожскими комбинатами в 1962 г.

Т а б л и ц а 1

*Состав и характеристика крупности концентратов
горнообогатительных комбинатов Криворожского бассейна в 1962 г.*

Показатели	ЮГОК	НКГОК	ЦГОК
Содержание железа	61,3	59,6	59,8
в том числе во фракциях крупности, мк:			
+74	29,4	31,5	40,5
—74 + 50	58,3	62,5	40,5
—50	66,5	66,7	63,4
Выход фракций крупности, мк:			
+74	9,2	16,3	14,8
—74 + 50	21,5	29,0	14,1
—50	69,3	54,7	71,1

Как видно из данных табл. 1, разубоживание концентратов происходит главным образом вследствие недостаточного раскрытия фракции крупнее 50 и особенно крупнее 74 мк, содержащих до 50% кремнезема и представляющих собой почти не обогащенное сырье. Установленные на фабриках шаровые мельницы и прямоточные магнитные сепараторы при заданной плановой производительности не обеспечивают повышения раскрытия магнетита и улучшения качества концентрата. В этом случае для получения высококачественных концентратов достаточно простой классификации обычных магнитных концентратов по крупности, причем крупные классы целесообразно дообогащать после их измельчения до необходимой крупности.

Наиболее трудным участком любой технологической схемы получения высококачественных концентратов является последняя стадия обогащения, задача которой состоит в отделении чистых зерен магнетита или гематита от богатых сростков этого минерала с кварцем и силикатами. Как правило, эти сростки имеют более тонкую вкрапленность, чем вся рудная масса, и поэтому являются труднообогатимыми, равнопритягиваемыми или равнопадающими зернами. Бедные сростки малочисленны; они попадают в концентрат механически и удаляются при увеличении числа перечисток. Богатые сростки весьма близки по своим свойствам к чистому минералу и представляют особую трудность при отделении от свободных зерен полезного минерала.

Для решения этой задачи необходимо применять высокоселективные методы обогащения, эффективность которых сочетается с приемлемой производительностью. С момента появления первых исследований, посвященных проблеме получения высококачественных концентратов, и по настоящее время в исследовательской практике для этой цели применялись: магнитные, обжиг-магнитные, флотационные, электрические и гравитационные методы. Особенно полезными оказывались в ряде случаев комбинированные схемы.

В Советском Союзе успешно прошел промышленные испытания только магнитно-флотационный метод получения указанных концентратов [15], который подробно описан в соответствующем разделе. Остальные методы находятся в стадии лабораторных и полупромышленных испытаний. В Финляндии, Швеции и Канаде получил промышленное признание метод сухой центробежной магнитной сепарации при получении высококачественных концентратов из крупновкрапленных магнетитовых кварцитов, то есть весьма легкообогатимых руд.

Магнитное производство высококачественных концентратов охватывает целый ряд методов, отличающихся по среде, в которой происходит сепарация (вода, воздух, вакуум), и разделяющим силам.

Возможности мокрой магнитной сепарации в этом применении ограничиваются сравнительно большой вязкостью среды, сопротивление которой для частиц меньше 50 мк превышает магнитные силы, а при снижении скорости магнитные флоккулы захватывают сростки, разубоживая концентрат. Исследование гидродинамического режима мокрой магнитной сепарации скрывает в себе значительные возможности по повышению эффективности этого, широко распространенного, процесса. Такого рода исследования позволили обнаружить некоторые резервы этого метода.

Проводились обнадеживающие опыты по получению высококачественных концентратов в магнитных конусах путем многократных перечисток. Хорошие результаты в этом случае объясняются тем, что в данном процессе используются различия в плотности флокуляции чистого магнетита и богатых сростков, которые больше чем различия их по магнитной восприимчивости.

Сухая магнитная центробежная сепарация в наибольшей мере сочетает оптимальные условия высокоэффективного разделения: минимальное сопротивление среды, противоположно направленные разделяющие силы — магнитная и центробежная, которые можно увеличивать до очень больших значений, высокая частота магнитного поля, которая вызывает разрушение магнитных флоккул. Можно говорить о трех направлениях развития метода сухой центробежной магнитной сепарации, повышающих ее эффективность, для получения высококачественных концентратов: повышение частоты магнитного поля, увеличение разделяющих сил и применение реагентов-диспергаторов для нейтрализации поверхностных сил, вызывающих адгезионную флокуляцию [3].

Все названные магнитные методы обогащения успешно применяются и для окисленных железистых кварцитов после восстановительного обжига. Представляет интерес селективный обжиг с последующим магнитным обогащением, который применяется за рубежом для получения высококачественных концентратов [16]. Суть этого процесса в том, что обогащаемая окисленная руда восстанавливается при обжиге не полно, при этом сростки, имеющие большую поверхность кварца и меньшую магнетита, не успевают приобрести достаточных магнитных свойств и при последующей магнитной сепарации удаляются из концентрата.

Флотационные методы получения высококачественных концентратов делятся по принципу разделения на прямые и обратные. Методом обратной флотации удается получать практически чистый магнетит. Преимущества этого метода состоят в том, что при удалении богатых сростков из первичного концентрата поверхность кварца, по которому ведется флотация этих сростков, значительно меньше поверхности магнетита, что обеспечивает хорошую селективность флотации. Этот метод развивается в направлении применения более дешевых реагентов [15]. При помощи метода прямой флотации таких высоких содержаний в концентрате не удавалось получить, но содержание до 68% железа получается сравнительно легко [17, 18].

Следует отметить, что так как гематит имеет более высокую флотационную активность, а обжиг-магнитные методы отличаются пока еще высокой стоимостью, флотационные методы имеют большие перспективы

при получении высококачественных концентратов из окисленных железных руд.

Хорошие результаты получены также и при электросепарации магнетита и гематита. Содержание железа составляло в них около 70% [13].

Все перечисленные методы получения высококачественных концентратов безусловно нельзя рассматривать в отрыве от проблемы повышения общего извлечения. Для этой цели при разработке технологических схем получения таких концентратов проводились исследования по флотационному, магнитному и электрическому дообогащению хвостов с извлечением из них кондиционного концентрата.

Таким образом, можно сказать, что несмотря на большой объем проделанных работ проблема получения высококачественных концентратов нуждается в дополнительных исследованиях.

Экономическая целесообразность производства высококачественных концентратов становится все более очевидной по мере технического прогресса обогащения. Если даже не говорить об обширной области применения этих концентратов, особенно сталеплавильном производстве, где они совершенно незаменимы, то следует помнить, что при переводе доменных печей на эти концентраты, производительность их увеличивается почти вдвое и плавка идет с очень низким выходом шлака. Удаление серы при такой плавке облегчается с применением природного газа [1]. Известно, что руда — кокс в себестоимости чугуна составляет 90—92%, причем кокс расходуется главным образом на удаление кремнезема в шлак [19]. Удаление 1 г кремнезема в доменной печи стоит в среднем несколько дороже 30 руб., а в процессе обогащения стоит от 2,5 до 10 руб. даже при самой высокой степени обогащения.

В докладе на ноябрьском Пленуме ЦК КПСС 1962 г. Н. С. Хрущев отметил, что в дальнейшем следует развивать кислородно-конвертерный способ производства стали, который более экономичен чем мартеновский и позволяет в короткие сроки при меньших капитальных и эксплуатационных затратах намного увеличить выплавку стали, причем эта сталь не хуже мартеновской. Особенно благоприятные показатели кислородно-конвертерного способа получаются при использовании в качестве охлаждающих добавок вдувания порошковых высококачественных концентратов или введение железорудных окатышей из них. Это позволяет существенно увеличить выплавку стали, в несколько раз повысить использование тепла и значительно сократить простои конвертера.

Как показал опыт Криворожского завода им. Ленина, повышение содержания кремнезема в руде на 3% снижает стойкость футеровки конвертеров на 20—30 плавов и повышает угар железа не менее чем на 0,1%. Наоборот, снижение кремнезема в руде на 1% повышает производительность конвертеров на 0,5%, а мартеновских печей на 1%, причем расходы по переделу чугуна на сталь снижаются на 0,5 руб. на тонну.

Еще большие материальные и технические выгоды дает применение продукта прямого восстановления высококачественных концентратов — окисленных окатышей, содержащих 97% железа и до 3% кремнезема. В этом случае расход чугуна на 1 т жидкой стали уменьшается на 196 кг, выход жидкого металла повышается на 1,65%, удельное количество шлака снижается на 23 кг, а извести на 15 кг по сравнению со значениями этих показателей при использовании для охлаждения процесса металлургической руды. Если принять по данным зарубежной практики стоимость восстановленных окатышей равной стоимости лома, то экономический эффект работы на них при цене лома 22 руб. 05 коп. выражается снижением себестоимости стали на 1 руб. 95 коп. или на 4,75% [1,52].

Помимо этого, восстановленные окатыши, почти идентичные по составу лому железа, имеют явные технологические преимущества, состоящие в следующем.

1. Ожелезненные окатыши не вносят в конвертер дополнительного, трудно учитываемого кислорода, что позволяет успешно останавливать продувку на заданном углероде по суммирующему расходомеру дутья и облегчает борьбу с выбросами.

2. Однородность химического и гранулометрического состава окатышей определяет устойчивость охлаждающего эффекта, а значит и стандартность хода плавки.

Эти преимущества облегчают решение задачи автоматизации кислородно-конвертерного процесса и внедрения в производство современной вычислительной техники.

Вместе с тем восстановленные окатыши предпочтительнее железного лома и потому, что последний имеет два отрицательных качества: относительно трудную усваиваемость ванной и необходимость единовременной завалки его до начала продувки. Первое требует специальной разделки конвертерного лома и, по всей вероятности, может стать причиной снижения содержания его в железной части шихты по сравнению с пределом, разрешенным тепловыми возможностями процесса. Второе обуславливает холодное начало операции, сдерживающее формирование шлака, что осложняет десульфурацию и дефосфорацию металла.

Восстановленные окатыши или брикеты свободны от этих недостатков, присущих железному лому, и в то же время сохраняют почти все его преимущества. Небольшие геометрические размеры окатышей не только облегчают усвоение их ванной, но и позволяют загружать охладитель в конвертер в любой момент плавки без прекращения дутья. Это открывает возможности своевременного принятия мер к ускорению шлакообразования и организации оптимального температурного режима на всем протяжении продувки.

Все это говорит о том, что переход горнообогатительных комбинатов на выпуск высококачественных концентратов и изготовление из них на агломерационных машинах в комплексе с трубчатыми печами металлургических окатышей или брикетов и доменного самоплавкого агломерата позволяет резко повысить производительность металлургических заводов, без реконструкции перевести их на кибернетическое управление и получить большую экономию средств.

В целом, как показывают технико-экономические расчеты, проведенные в условиях южных заводов и учитывающие снижение себестоимости чугуна на 10% при переводе доменных печей на высококачественный агломерат [1, 20], себестоимость 1 т конвертерной стали будет снижена на 5—7 руб., что даст в год свыше миллиарда рублей экономии. Кроме того, при этом может быть достигнуто уменьшение капитальных вложений в металлургию, поскольку производительность доменных печей при работе на высококачественном агломерате и природном газе резко возрастает. Расчеты показывают [20], что производительность может быть представлена следующей зависимостью:

$$Q = \frac{VI}{C} = \frac{(1,395 - 1,64 \cdot \frac{\text{SiO}_2}{\text{Fe}})}{0,455 + 0,89 \frac{\text{SiO}_2}{\text{Fe}}} \tau / \text{сутки}, \quad (1)$$

где I — интенсивность хода плавки, $\tau / \text{сутки}$ кокса на 1 м^3 печи; V — полезный объем доменной печи, м^3 ; C — расход кокса на 1 т чугуна, τ .

Подставив значения содержания железа и кремнезема в (1), получим при применении малокремнеземистых агломератов (менее 5% SiO_2) увеличение производительности доменных печей на 30—70% по сравнению с применением высококремнеземистых агломератов (12—14% SiO_2). Капитальные вложения в металлургию при этом могут быть снижены на 8—10% [1]. Однако в настоящее время эти выгоды не могут быть реализованы вследствие высокого содержания кремнезема в железорудных концентратах.

Возможность сократить и улучшить горнометаллургический комплекс за счет перевода металлургии на использование высококачественных концентратов является мощным резервом народного хозяйства. Экономическая целесообразность и техническая возможность такого перехода требуют быстрой его реализации.

Высококачественные концентраты находят широкое применение в металлургии, при этом не требуется реконструкции существующего оборудования, а следовательно, и дополнительных капиталовложений. Таким образом, проблема заключается только в отсутствии этого ценного сырья.

В результате многолетних исследований в СССР успешно испытан магнитно-флотационный метод, который необходимо внедрять для массового производства высококачественных концентратов. Параллельно разработаны также другие методы, которые прошли пока только лабораторные или полупромышленные испытания. Все эти методы, включая и магнитно-флотационный, находятся в стадии непрерывных исследований по улучшению их технико-экономических показателей.

С практической точки зрения очень интересно выбрать для промышленных рекомендаций наиболее эффективные и в то же время дешевые методы получения высококачественных концентратов, но к сожалению в настоящее время, когда все эти методы находятся в стадии развития и улучшения, такой выбор сделать нельзя — в противном случае он был бы паллиативным. По этой причине в данной монографии при рассмотрении различных методов получения указанных концентратов не отдается предпочтение какому-либо из них и не содержится конкретных промышленных рекомендаций.

Задача этой монографии состоит в принципиально полном, объективном и систематическом отражении всего, что сделано к настоящему моменту советскими и зарубежными обогатителями в области получения высококачественных концентратов и металлургического их использования. Это позволит оценить перспективы рассматриваемых методов, будет способствовать координации исследований в этой области, даст возможность определить требования, которые предъявляются к концентратам различного металлургического назначения, и представить какое значение будет иметь успешное решение этой проблемы, что в конечном счете, будет способствовать научно-техническому прогрессу в обогащении железных руд.

В монографии использованы материалы промышленных исследований, выполненных большим коллективом обогатителей, агломератчиков и доменщиков [15, 20, 52, 56, 68]. Авторы выражают глубокую благодарность академику З. И. Некрасову, Г. В. Губину, В. Л. Покрышкину, Л. Р. Мигуцкому, Ю. А. Хватову, П. Е. Остапенко, С. Г. Кабищери, Л. А. Дрожилову и О. Н. Костенецкому, работы которых помогли создать эту книгу.

Степень и способ раскрытия минералов при получении высококачественных концентратов

Разработка рациональной технологии производства высококачественных концентратов из бедных руд связана с решением трех самостоятельных проблем: полного раскрытия рудных и нерудных минералов в сырье, эффективного разделения рудных минералов от нерудных и окомкования обособленных рудных минералов.

Из данных, приведенных на рис. 1, видно, что наиболее дорогими процессами являются раскрытие тонковкрапленных минералов и их окомкование.

По этой причине целесообразна постановка работ по удешевлению этих процессов или замене более экономичными (например, замена окомкования концентратов вдуванием их в печи).

1. Теоретические принципы раскрытия минералов

Теоретические основы определения возможного содержания железа в концентрате при полном извлечении рудного минерала в процессе обогащения измельченных руд в зависимости от их строения, состава и степени измельчения впервые разработаны в Советском Союзе [1].

Методика расчета раскрытия минерала в слоистых рудах с отдельными вкраплениями нерудной фазы в рудных прослоях разработана в 1946 г. [21], основы раскрытия случайно вкрапленных минералов — в 1949 г. [22]. Теоретическое возможное содержание железа при обогащении кварцитов определяется уравнением [21]:

$$\beta = \alpha + \frac{0,8}{1-\mu} \left\{ \frac{mk - (1-p)}{nk} + \frac{1}{n} \left[V\mu + (1-V) \left(\sqrt[3]{\mu} - \frac{P}{k} \right)^3 \right] \right\} (\beta_m - \alpha), \quad (2)$$

где α — содержание железа в исходной руде, %; P — число вкраплений магнетита в нерудный прослой (см. рис. 2); a — толщина нерудного прослоя;

$$\mu = \frac{\rho^3 b^3}{a^3} = \frac{n-m}{n+1};$$

$$b = \frac{a}{P} \sqrt[3]{\frac{n-m}{n+1}};$$

m — относительная толщина рудных прослоев; n — отношение объемов фаз;

$$n = \frac{ma^3 + \rho^3 b^3}{a^3 - \rho^3 b^3};$$

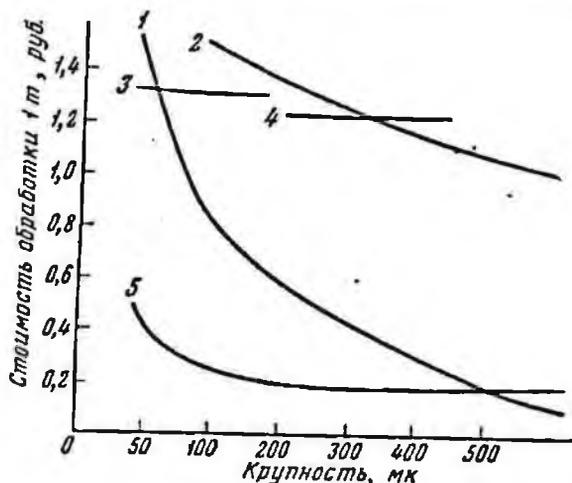


Рис. 1. Данные о стоимости раскрытия (1), агломерации (2), окомкования (3), брикетирования (4) и магнитной сепарации (5) железорудных минералов

k — крупность измельчения в долях толщины слоя; p — степень избирательности измельчения по контактам слоев; V — степень избирательности измельчения по контактам зерен внутри слоев.

Анализ приведенной зависимости показывает, что чем богаче руда рудным минералом и чем селективнее она измельчается, тем крупнее можно измельчить ее для достижения одной и той же степени раскрытия и дальнейшего эффективного обогащения. Руду слонстого строения следует перерабатывать по схемам, включающим как минимум три стадии обогащения: первую — для освобождения и извлечения легкораскрываемых нерудных зерен; вторую — для раскрытия и извлечения легкораскрываемых богатых сростков, третью — для труднораскрываемых сростков; промежуточные продукты следует различно измельчать до различной крупности, большей при крупных зернах и чистых полосках минералов и меньшей при смешанных полосках и мелких зернах.

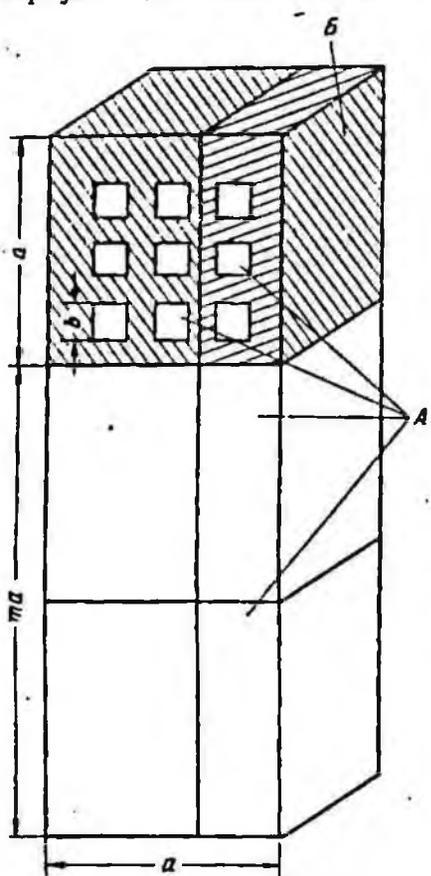


Рис. 2. Условная схема строения железной руды, состоящей из чередующихся рудных и нерудных слоев

a — ребро куба фазы B ; b — ребро куба фазы A ; A — кварцевый слой; B — рудный прослой

При обогащении железистых кварцитов (роговиков и джеспилитов) для получения отвалных хвостов в первой стадии измельчения, т. е. для 90%-ного раскрытия рудных полос джеспилитов или кварцевых полос в роговиках, крупность измельчения руды в самом неблагоприятном случае должна быть 0,40 мм. Учитывая, что при измельчении рассматриваемых пород средний диаметр рудного зерна примерно вдвое меньше верхнего предела крупности, для раскрытия нерудных зерен, согласно расчету, джеспилиты и роговики необходимо измельчать до 0,8—0 мм.

Если рудные полосы достаточно богатые, то в схему переработки руды следует ввести прием обогащения, который даст относительно дешевый зернистый концентрат и промежуточный продукт (сростки), например, схема Оленегорской фабрики, перерабатывающая мелкокрапленные кварциты, а также схемы зарубежных фабрик, применяющих сухое центробежное обогащение тонковкрапленных кварцитов. При мокром магнитном обогащении такой продукт не выделяется, вследствие невозможности

разделить его от сростков на существующих магнитных сепараторах. Из труднообогатимых железистых кварцитов в первом приеме может быть получен лишь промежуточный продукт (бедные рудные и смешанные слои) и хвосты (кварцевые слои). Однако вследствие того, что рудные и нерудные слои в большинстве случаев содержат 10—30% другой фазы, степень раскрытия руды и кварца при крупности ее 1—0 мм, как показывает и расчет и практика обогащения, составляет только 50—60%.

Для раскрытия 90% рудных зерен, выделения их во второй концентрат и промежуточный продукт необходимо измельчать их до крупности 0,10 мм при смешанных слоях и до крупности менее 0,07 и 0,05 мм — при кварцевых. Тонкое измельчение руды и обработка таких тонких фракций является наиболее дорогостоящими операциями, определяющими конечную стоимость концентрата и рентабельность обогащения. Ввиду этого становится понятной

Таблица 2

Результаты обогащения проб кварцитов различных месторождений по схемам получения высококачественных концентратов с применением измельчения в шаровых мельницах

Показатели обогащения	П р о б ы						
	Магнитные кварциты Оленегорского месторождения	Гематито-магнитовые кварциты Южно-Крымского месторождения	Гематито-магнитовые кварциты Южно-Коробковского месторождения	Сидерито-магнитовые кварциты Южно-Криворожского месторождения	Магнитные кварциты Южно-Криворожского месторождения	Магнитные кварциты Южно-Коробковского месторождения	
Исходное содержание железа, %	3,24	36,2	36,7	38,0	38,7	30,2	
Размер зерен магнетита, мм	0,10—1	0,05—0,2	0,02—0,3	0,03—0,2	0,03—0,3	0,02—0,15	

Схема А. Двухстадиальная магнитная схема обогащения
(измельчение 98% — 74 мк, 81%—50 мк)

Содержание железа, %						
концентрат	69,9	65,6	65,4	65,1	63,2	61,6
хвосты	12,5	14,0	19,4	11,7	9,8	7,8
Выход, %						
концентрат	54,7	42,9	37,6	49,2	54,2	41,6

Схема Б. Трехстадиальная магнитная схема обогащения
(измельчение 98% — 50 мк)

Содержание железа, %						
концентрат	70,2	68,2	69,3	67,5	67,5	66,3
хвосты	12,4	14,0	19,3	11,9	9,9	7,9
Выход, %						
концентрат	34,6	40,9	34,2	46,9	50,0	38,2
Извлечение железа, %						
концентрат	74,8	77,2	65,7	83,5	87,8	83,8

Схема В. Магнитно-гравитационная схема обогащения
(измельчение 98%—74 мк)

Содержание железа, %						
высококачественный концентрат	70,7	68,0	69,5	68,0	67,5	68,2
доменный концентрат	69,6	64,3	64,7	64,6	62,4	60,3
общий концентрат	69,9	65,6	65,4	65,1	63,2	61,6
Выход, %						
высококачественный концентрат	24,8	35,3	14,2	13,9	16,0	16,2
доменный концентрат	75,2	64,7	85,8	86,1	84,0	83,8
Извлечение железа, %						
высококачественный концентрат	25,1	36,6	15,1	14,5	17,1	18,0
доменный концентрат	74,9	63,4	84,9	85,5	82,9	82,0

Таблица 2 (окончание)

Показатели обогащения	П р о б ы					
	Магнетитовые кварциты Оленегорского месторождения	Гематито-магнетитовые кварциты Южно-Криворожского месторождения	Гематито-магнетитовые кварциты Южно-Коробковского месторождения	Сидерито-магнетитовые кварциты Южно-Криворожского месторождения	Магнетитовые кварциты Южно-Криворожского месторождения	Магнетитовые кварциты Южно-Коробковского месторождения

Схема Г. Магнитно-флотационная схема обогащения
(измельчение пенных продуктов >98%—50 мк)

Содержание железа, %						
высококачественный концентрат	71,4	70,2	71,2	70,1	69,9	70,0
доменный концентрат	69,2	62,8	67,3	63,7	62,6	62,4
общий концентрат	70,96	67,75	69,8	68,6	67,5	67,6
хвосты	12,4	14,0	18,8	11,6	9,5	7,6
Выход, %						
высококачественный концентрат	27,3	28,2	23,0	35,1	34,2	25,6
доменный концентрат	6,8	13,0	11,7	11,2	16,2	12,1
общий концентрат	34,1	41,2	34,7	46,3	50,4	37,7
хвосты	65,9	58,8	65,3	53,7	49,6	62,3
Извлечение железа, %						
высококачественный концентрат	60,3	54,7	44,8	64,7	61,6	59,3
доменный концентрат	14,5	22,6	21,7	18,8	26,2	25,0
общий концентрат	74,8	77,1	66,5	83,5	87,8	84,3
хвосты	25,2	22,7	33,5	16,5	12,2	15,7

крайняя затруднительность получения чистых концентратов и бедных тонковкрапленных роговиков, а также малорудных слоев в роговиках, так как для выкрошивания и раскрытия 90% отдельных рудных зерен с поперечником 0,01 мм, вкрапленных в кварцевых слоях, крупность измельчения должна достигнуть 3,5 мк при $d_{max} = 7$ мк, что невозможно достичь на аппаратах действующих обогатительных фабрик. Это подтверждается данными, приведенными в табл. 2.

Для выработки высококачественных концентратов необходимо в начальный период развития обогащения стремиться использовать легкораскрываемые их разности, обладающие большими значениями a , n , p . Таким сырьем являются относительно легкообогатимые разновидности магнетитовых кварцитов ($n \geq 1$), содержащие $Fe > 25\%$, с относительно чистыми рудными слоями и малым количеством смешанных прослоев. Поперечник вкрапленных зерен руды относительно велик и примерно равен толщине слоев a . Улучшает обогатимость естественное выщелачивание кварцитов или искусственное растрескивание их при обжиге ($p > 0$, т. е. породы с избирательной измельчаемостью по границам слоев и рудных зерен). В сидерито-силикатных разностях магнетитовых роговиков раскрытие рудной фазы также повышено. В этом случае присутствие в руде карбонатов, обладающих низкой твердостью и значительной хрупкостью, облегчает раскрытие рудных минералов. Такова же роль хрупких силикатов, нередко приуроченных к поверхности раздела рудных и кварцевых агрегатов. Наихудшее раскрытие характерно для железослюдковых лимонитизированных роговиков, что иллюстрируется данными, приведенными в табл. 3 (по Ю. Г. Гершойгу).

Таблица 3

Характеристика раскрытия рудных зерен для железослюдковых лимонитизированных роговиков

Крупность измельчения руды, мм	Степень раскрытия рудной фазы	
	Разности руды с лимонитом и железной слюдкой	Неокисленные разности с сидеритом и силикатами
—0,4 (50% —74 мк)	0,53	0,70
—0,28 (70% —74 мк)	0,62	0,74
0,07—0	0,75	0,89

2. Расчет степени раскрытия минералов

Для получения высококачественных концентратов с максимальным содержанием и извлечением железа необходимо установить потенциальную обогатимость руд и расчетным путем определить возможные конечные показатели обогащения при принятой крупности измельчения.

Железистые кварциты, содержащие обычно рудные, нерудные и смешанные прослои (рис. 3), являются смесью двух резко различных по обогатимости разновидностей руд: легкообогатимой (рудные *a* и нерудные *b* прослои) и труднообогатимой (смешанные прослои *б*).

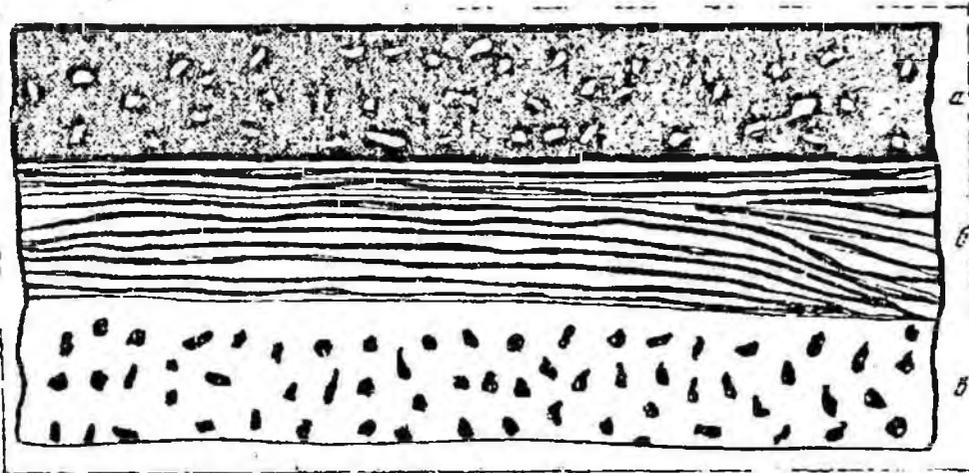


Рис. 3. Схема строения магнетитовых роговиков.

Рудные минералы рудных прослоев легко измельчаются и раскрываются, нерудные же минералы легко раскрываются, но трудно измельчаются, смешанные прослои измельчаются почти как и нерудные. Теоретический же расчет степени раскрытия затруднен из-за отсутствия данных о прочности контактов прослоев и отдельных зерен.

В данном исследовании было применено экспериментальное изучение степени раскрытия железистых кварцитов, измельченных до крупности 0,5—0 мм (соответствующей крупности продукта, поступающего на вторую стадию измельчения).

Из измельченной до желаемой крупности пробы руды отбирается 20-г навеска, которая при магнитном анализе разделяется на нерудные частицы *t* и рудную смесь C_A , представляющую собой сумму открытых рудных частиц *n* и сростков *m*. Практически в этой рудной смеси заключена вся извлекаемая магнитной сепарацией часть металла (рудная фаза).

Материал разделяется на магнитный и немагнитный продукты на мокром анализаторе при напряженности поля около 1000 э с последующей перечиской магнитной фракции на анализаторе с бегущим полем. Полученная рудная смесь C_A подвергается весовому гранулометрическому (на классы 0,4—0,28; 0,28—0,14; 0,14—0,071 и 0,071—0 мм), химическому на Fe растворимое и фазовому анализам на Fe в виде магнетита. После чего рудная смесь рассеивается. Затем подсчитывается под микроскопом количество рудных частиц и сростков в каждом указанном классе фазы. После этого рассчитываются удельные веса выделенных классов и пересчитываются объемные содержания рудных частиц (полученные при подсчете под микроскопом) на весовые проценты. Лишь затем вычисляется средневзвешенный весовой выход открытых рудных частиц и сростков для пробы в целом.

Расчет параметров степени раскрытия производится следующим образом [23].

Содержание рудной фазы по классам отсева

$$A = \frac{Fe_{\text{раств.}}}{0,72}, \quad (3)$$

где 0,72 — принятое содержание железа в магнетите, доли единицы.

Содержание нерудной фазы по классам отсева

$$B = 1 - A. \quad (4)$$

Удельный вес смеси определяется расчетом по формуле:

$$G_{\text{см}} = \frac{100}{\frac{A}{G_A} + \frac{B}{G_B}} \text{ г/см}^3, \quad (5)$$

где G_A — удельный вес рудной фазы, принят равным 5,1; G_B — удельный вес нерудной фазы, принят равным 2,7.

Для перехода от объемных содержаний рудных частиц (подсчитанное под микроскопом количество частиц, выраженное в процентах) к весовым служит формула

$$n = \frac{\varphi_n + G_A}{G_{\text{см}}}, \quad (6)$$

где φ_n — количество рудных частиц по классам отсева; G_A — удельный вес рудной фазы, принятый равным 5,1; $G_{\text{см}}$ — удельный вес рудной смеси.

Средневзвешенный весовой выход рудных частиц для пробы в целом определится из выражения

$$N = \frac{\sum B \cdot n}{100}, \quad (7)$$

где B — выход класса отсева смеси, %; n — весовое содержание рудных частиц по классам отсева, г.

Содержание железа общего в рудной смеси можно вычислить по формуле:

$$\beta = \frac{Fe_{\text{магн.}}}{0,72} + \frac{Fe_{\text{раств.}} - Fe_{\text{магн.}}}{0,70}, \quad (8)$$

где 0,72 — принятое содержание железа в магнетите, доли единицы; 0,7 — принятое содержание железа в гематите, доли единицы.

Зная содержание железа в рудной смеси и ее выход, можно определить извлекаемую рудную фазу

$$\alpha_{\text{изв.}} = Fe_{\text{раств.}} \cdot C_A. \quad (9)$$

Зная содержание железа в рудной смеси, можно определить содержание рудной фазы в пробе

$$A = C_A \cdot \beta. \quad (10)$$

Тогда содержание нерудной фазы в пробе будет равно

$$B = 1 - A. \quad (4)$$

Определяем содержание чисто рудных частиц в пробе

$$n = NC_A. \quad (11)$$

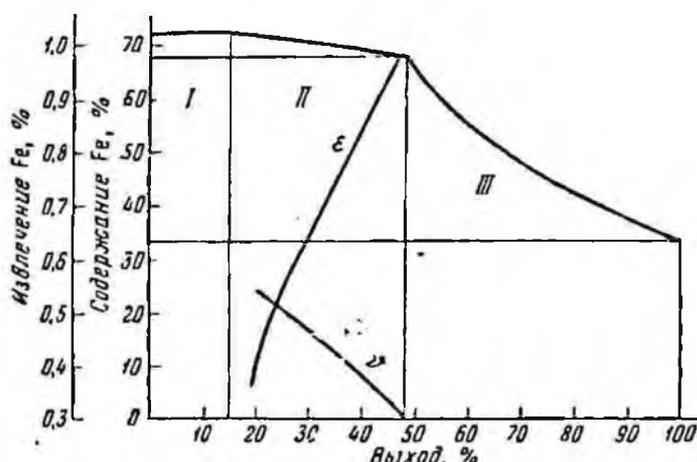


Рис. 4. Кривые обогатимости железистых кварцитов карьера Центрального горнообогатительного комбината [23]

Содержание сростков в пробе выразится формулой

$$m = C_A - n. \quad (12)$$

Весовое содержание нерудных частиц в исходной пробе равно:

$$t = 1 - C_A. \quad (13)$$

Доля рудной фазы в сростках

$$\omega = \frac{A - n}{m}. \quad (14)$$

Степень раскрытия рудной фазы определяется по формуле:

$$F_A = \frac{n}{A}; \quad (15)$$

степень раскрытия нерудной фазы по формуле:

$$F_B = \frac{t}{B}. \quad (16)$$

Зная параметры раскрытия данной минеральной фазы и ее содержание в руде, можно построить кривые обогатимости, позволяющие определить показатели β , γ и ϵ для любых заданных значений одного из показателей.

Кривая обогатимости, изображенная на рис. 4, состоит из трех участков. Участок I соответствует выходу рудных частиц и представлен отрезком горизонтальной прямой, параллельной оси γ , при значении $\beta = 1$.

Выходы для участка I находятся в пределах от 1 до n (n — выход чисто рудных частиц в пробе).

Участок II соответствует сумме выходов рудных частиц и сростков с постепенно меняющимся содержанием рудной фазы в последних (в долях от 1 до 0).

Выходы для этого участка лежат в пределах от π до C_A . Математически II участок графика выражается сложной кривой, описываемой следующим уравнением:

$$\beta = \frac{1}{\gamma} \left[A - \frac{\omega (C_A - \gamma)^{\frac{1}{\omega}}}{m \frac{1-\omega}{\omega}} \right] \quad (17)$$

Задавая значениями γ и подставляя в формулу рассчитанные параметры раскрытия, находим ординаты точек данного участка кривой.

III участок кривой представлен гиперболой, формула которой

$$\beta = \frac{\varepsilon z}{\gamma} \quad (18)$$

Он соответствует выходам смеси рудных частиц, сростков и нерудных частиц; количество последних возрастает от нуля до величины t . Выходы для участка III находятся в пределах от C_A до 100%.

Величина β в этих формулах выражена в содержании рудного минерала (в долях единицы), но для кривой пересчитывается на процентное содержание железа. Кривая ϑ строится по балансовому уравнению

$$\vartheta = \frac{\alpha - \beta_k \gamma_k}{1 - \gamma_k} \quad (19)$$

— а кривая извлечения — по формуле (18).

Результаты экспериментов и расчетов по исследованию раскрытия проб ЦГОК приведены на рис. 4. Из этих данных можно видеть, что при хорошо организованной магнитной сепарации уже в первой стадии обогащения можно получить более 30% концентрата с высоким содержанием железа. Однако на практике вследствие несовершенной работы сепараторов концентрат в первой стадии выделить не удастся, получается промежуточный продукт — механическая смесь открытых рудных зерен, богатых и бедных сростков, которые совместно подвергаются дальнейшему измельчению. Как уже указывалось,

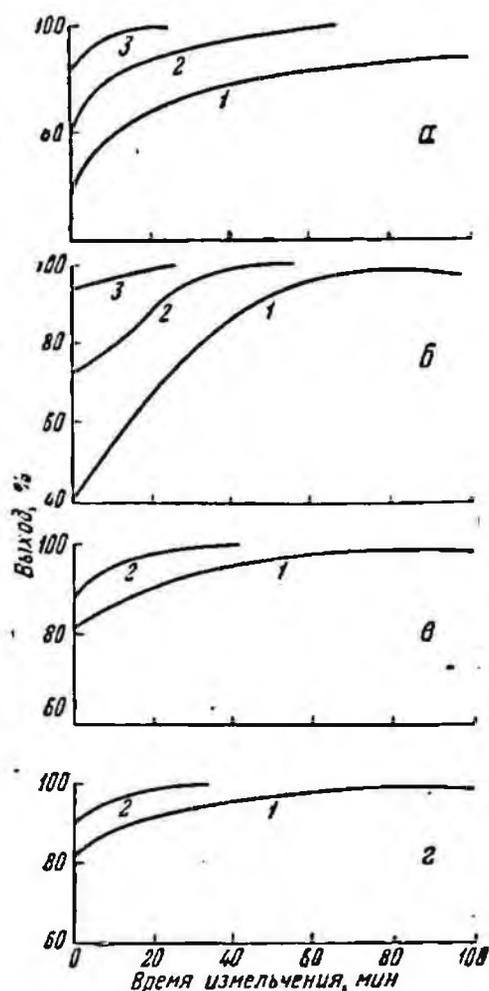


Рис. 5. Зависимость выхода классов от времени измельчения

а — промежуточный продукт с содержанием Fe 30%; б — то же, Fe 50,9%; в — то же, Fe 57%; г — магнитный концентрат с содержанием Fe 64%. 1 — класс —70+0 мк; 2 — класс —100+71 мк; 3 — класс —200+100 мк

совместное измельчение этих продуктов является большим недостатком схем действующих горнообогатительных комбинатов.

Описанный выше расчет можно проиллюстрировать примером построения характеристик измельчаемости и раскрытия различных промежуточных продуктов магнитных фракций, содержащих 64, 57, 50 и 30% железа, которые были получены на центробежном магнитном сепараторе (опыты

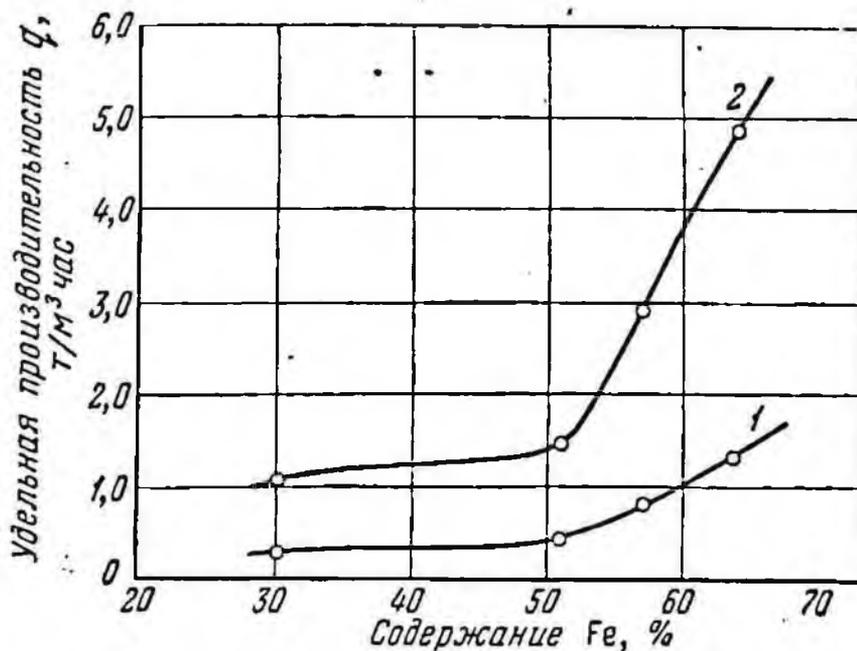


Рис. 6. Зависимость удельной производительности мельницы от содержания железа в исходном материале

Емкость мельницы: 1 — 5,5 л; 2 — 60 л

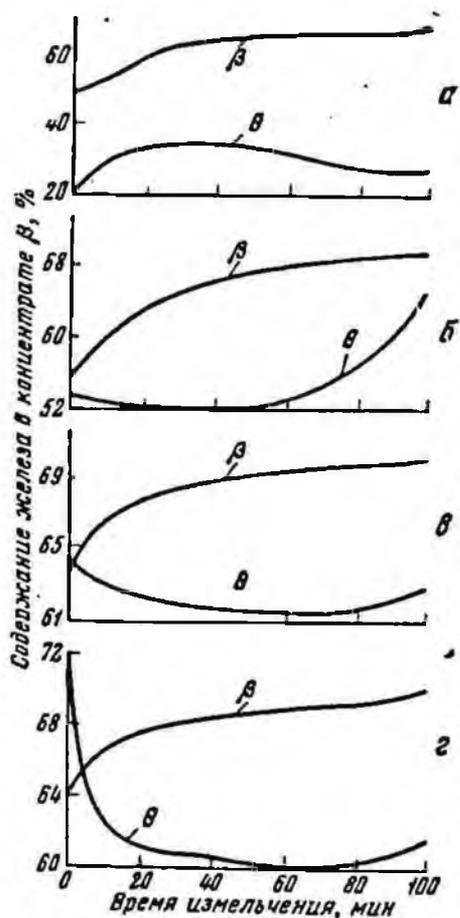


Рис. 7. Зависимость содержания железа в продуктах магнитного анализа от различного времени измельчения

а — промежуточный продукт с содержанием Fe 30%; б — то же, Fe 50%; в — то же, Fe 67%; г — магнитный концентрат с содержанием Fe 64%

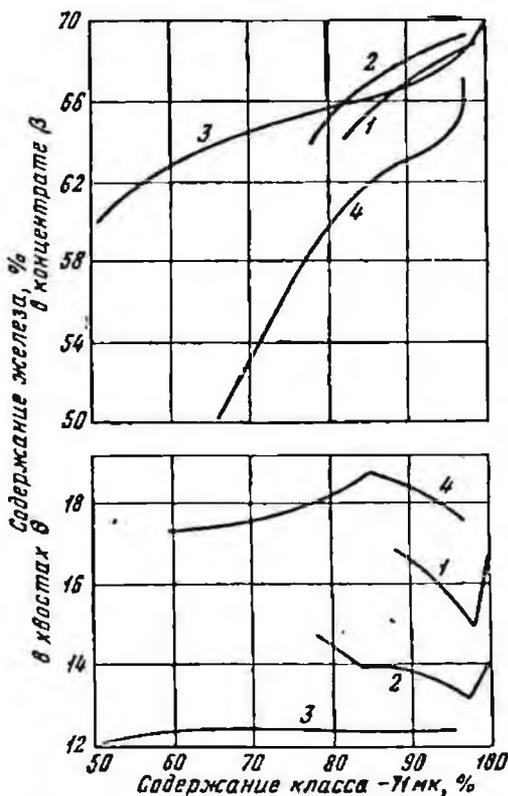


Рис. 8. Зависимость содержания железа в продуктах магнитного анализа от содержания класса — 71 мк

1 — магнитный концентрат с содержанием Fe 64%; 2 — промежуточный продукт с содержанием Fe 57%; 3 — то же, Fe 50%; 4 — то же, Fe 30%

В. И. Кармазина, Е. А. Попкова, Л. А. Цибулько и В. И. Попкова). Ситовый анализ этих продуктов в зависимости от времени измельчения в шаровой мельнице приведен на рис. 5, расчетные значения удельных производительностей мельниц — на рис. 6. Из этих данных видно, что измельчаемость промежуточных продуктов с понижением содержания железа резко снижается (см. рис. 5), причем богатые промежуточные продукты полностью раскрываются к тому моменту, когда бедные промежуточные продукты только начинают раскрываться (см. рис. 4).

Магнитные анализы проб промежуточных продуктов после различного времени измельчения (рис. 7) показывают, что богатые промежуточные продукты дают более богатый концентрат и в то же время более бедные хвосты. На основании данных, приведенных на рис. 4 и 6, построена зависимость содержания железа в продуктах магнитного анализа от крупности измельчения промежуточных продуктов с различным содержанием железа (рис. 8).

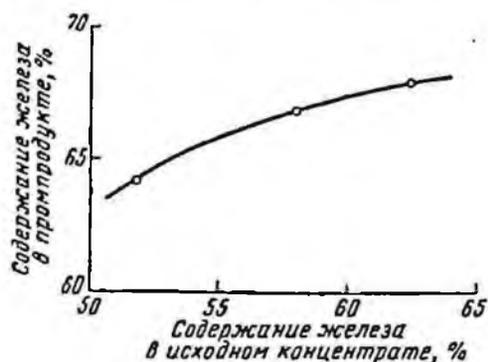


Рис. 9. Зависимость содержания железа в магнитных фракциях промежуточного продукта от содержания железа в исходном (измельчение 98% — 74 мк)

Следует обратить внимание, что самый бедный промежуточный продукт вследствие неблагоприятного строения дает самые богатые хвосты. Наиболее же бедные хвосты получены из промежуточного продукта со средним содержанием железа (50%). Интересно отметить, что из самого богатого промежуточного продукта получен концентрат с более низким качеством, чем из промежуточного продукта с 57% железа. Следовательно, целесообразно провести дополнительные исследования для

что из самого богатого промежуточного продукта получен концентрат с более низким качеством, чем из промежуточного продукта с 57% железа. Следовательно, целесообразно провести дополнительные исследования для

что из самого богатого промежуточного продукта получен концентрат с более низким качеством, чем из промежуточного продукта с 57% железа. Следовательно, целесообразно провести дополнительные исследования для

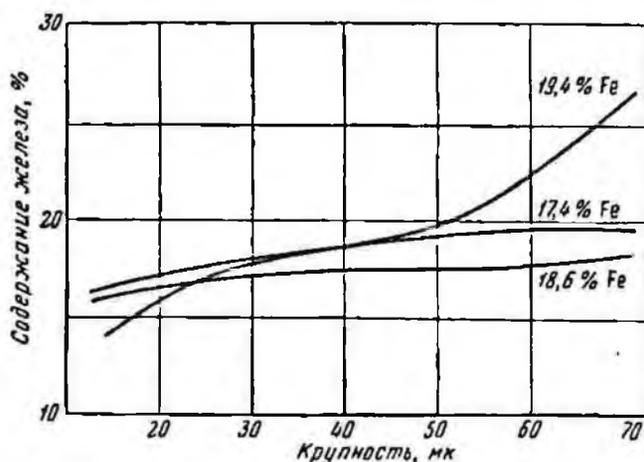


Рис. 10. Зависимость содержания железа от крупности в немагнитных фракциях, полученных при сепарации промежуточных продуктов с различным содержанием железа

уточнения характера раскрытия сростков. Сростки с различным содержанием железа, выделенные из концентрата методом обратной флотации (51,6, 57,9 и 62,5% железа), подвергались измельчению до 98% — 74 мк и магнитному анализу. Содержание железа в магнитной фракции оказалось пропорциональным содержанию железа в исходных промежуточных продуктах (рис. 9). В немагнитных фракциях концентрация железа практически одинакова (соответственно 18,6, 17,4 и 19,4% железа).

Однако наиболее крупнозернистая часть немагнитной фракции богатого промежуточного продукта оказалась относительно богатой, в то время как наиболее тонкие зерна наиболее бедными (рис. 10).

Данные подсчета процентного количества богатых, бедных сростков и нерудных зерен приведены на рис. 11. Эти данные свидетельствуют о весьма трудном раскрытии бедных сростков, даже фракции > 15 мк содержат их около 60%. Богатые сростки раскрываются несколько лучше: содержание их уменьшается с 10—15% для фракции 70 мк до 2—3% для фракции 15 мк. Интересно отметить то обстоятельство, что чисто нерудные кварцевые зерна в немагнитных фракциях содержатся в небольших количествах — 5—10%, и лишь в весьма тонких классах содержание их возрастает до 30—40%.

Таким образом, целесообразна селективная доработка богатых промежуточных продуктов для получения из них высококачественных концентратов при относительно большой производительности мельниц.

Бедные промежуточные продукты следует измельчать в особом режиме для получения очень тонкого помола, причем после обогащения из них можно получить лишь сырье для доменного производства.

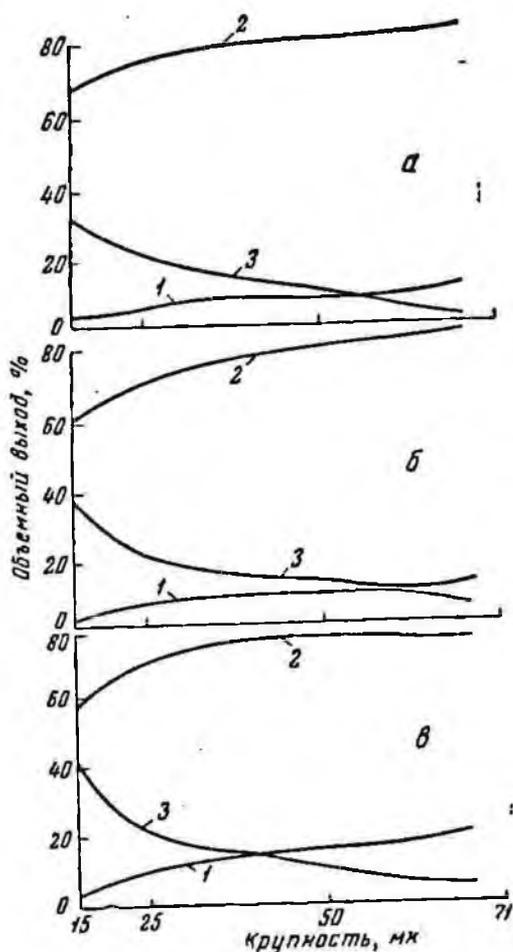


Рис. 11. Зависимость степени раскрытия немагнитных фракций промежуточных продуктов (а — Fe 18,6%; б — Fe 17,4%; в — Fe 19,4%), полученной обратной флотацией от крупности

1 — богатые сростки; 2 — бедные сростки; 3 — нерудные зерна

3. Экспериментальное изучение возможности повышения степени раскрытия сростков при различных методах измельчения

В соответствии с ранее сказанным, раскрытие сростков производилось методами: шарового, бесшарового и струйного измельчения [66]. Исходные и измельченные продукты подвергались магнитному, седиментационному и химическому анализу с определением выходов фракций и содержания железа в них. Исходным материалом для изучения раскрытия сростков служила проба товарного магнетитового концентрата Ново-Криворожского горнообогатительного комбината с содержанием железа 61,25%. Чтобы установить оптимальную схему измельчения для полного раскрытия сростков, которое необходимо при получении высококачественных концентратов, измельчению подвергался как сам материал пробы, так и выделенный из него сростковый промежуточный продукт. Этот промежуточный продукт выделялся при помощи эффективной магнитной сепарации или просеиванием на сите с отверстиями 71 мк. Сростковый промежуточный продукт при этом оставался на сите (+71 мк).

В соответствии с минералогическими исследованиями, а также согласно расчетным данным, полученным по формуле (2), полное раскрытие магнетита

достигается при крупности материала < 50 мк, поэтому в настоящих исследованиях измельчение производилось до указанной крупности.

Для изучения зависимости эффективности измельчения от применяемого способа измельчения, оно проводилось в барабанных мельницах емкостью 5,5 и 60 л (загрузка либо стальными шарами диаметром 40—50 мм, либо кусками руды размером 25—75 мм; соотношение размеров максимального куса руды и максимального шара составляло 1,5) и в струйной мельнице производительностью 0,5 т/час (конструкции ВНИИСМ). В качестве энергоносителя в струйной мельнице использовался сжатый воздух при 8—8,5 атм. Число оборотов корзины турбинного классификатора составляло 290 в минуту (минимальное).

При измельчении в барабанных мельницах время измельчения принималось равным 120, 240 и 360 мин.

Продукты измельчения (как и исходные продукты) подвергались ситовому анализу на ситах с отверстиями 1600, 800, 280, 140, 71, 50 мк седиментационному анализу (по методу Сабанина) и мокрому магнитному анализу. Кроме того, эти продукты подвергались магнитной сепарации на магнитном сепараторе с полупротивоточной ванной с определением выходов и содержания железа в продуктах сепарации.

При измельчении сросткового промежуточного продукта (+71 мк) в струйной мельнице до крупности 50—40 мк богатых сростков под микроскопом не наблюдалось, а до измельчения их было 32,9% (табл. 4). Удельная поверхность измельченного промежуточного продукта — 2440 см²/г (по данным лаборатории дисперсионного анализа ВНИИСМ). Выход класса +50 мк составил 1,6%.

Таблица 4

Микроскопический анализ промежуточного продукта до и после измельчения

Составляющие компоненты	До измельчения, %	После измельчения, %
Рудные зерна	43,5	94,0
Богатые сростки	32,9	—
Бедные сростки	23,6	1,0
Кварц	—	5,0

Класс — 71 мк этой же навески также подвергался струйному измельчению до крупности 50—40 мк. После измельчения богатых сростков не наблюдалось, а до измельчения их было 30%.

Удельная поверхность измельченного промежуточного продукта — 2900 см²/г, а крупность по данным ситового анализа — 100% класса

Таблица 5

Магнитный анализ измельченных промежуточных продуктов

Крупность промежуточного продукта, мк	Исходный продукт		Магнитная фракция			Немагнитная фракция	
	Выход, %	Содержание Fe, %	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %	Выход, %	Содержание Fe, %
+71 (измельчение в струйной мельнице)	100,0	47,0	55,2	67,5	79,4	44,8	21,8
—71 (то же)	100,0	57,5	75,4	69,8	91,5	24,6	19,9
+71 (в шаровой мельнице)	100,0	51,7	65,3	67,6	85,2	34,7	21,9

—50 мк. Результаты магнитного анализа этого продукта приведены в табл. 5. В этой же таблице показаны для сравнения результаты магнитного анализа сросткового промежуточного продукта +71 мк (51,7% Fe), измельченного в шаровой барабанной мельнице емкостью 5,5 л в течение 120 мин. до крупности — 50 мк.

Магнетитовый концентрат основной пробы, содержащий 61,25% железа и 78% класса — 71 мк, измельчался в мельнице (емкостью 5,5 л) шарами и кусками руды в течение 300 мин. После измельчения шарами в измельченном концентрате содержалось 99,5% класса — 71 мк, а при измельчении кусками руды — 99,2%. Из крупнокусковой руды 25—50 мм (дробящей среды) перешло в концентрат 6,0% и разубожило его с 61,25 до 57,2%. Результаты магнитного анализа этого продукта приведены в табл. 6.

Таблица 6

Магнитный анализ концентрата после измельчения в барабанной мельнице емкостью 5,5 л шарами и кусками руды

Измельчающая среда	Рядовой концентрат		Магнитная фракция			Немагнитная фракция	
	Выход, %	Содержание Fe, %	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %	Выход, %	Содержание Fe, %
Куски руды	54,0	57,2	38,6	70,3	73,5	15,2	25,6
Стальные шары	47,0	61,0	37,3	69,5	70,3	9,7	39,7

Аналогичный опыт по измельчению концентрата проводился и в барабанной мельнице (емкостью 60 л) стальными шарами и кусками руды. Вес шаровой, а также и крупнокусковой загрузки составлял 54 кг, навеска принималась равной 11,2 кг. Зависимость изменения крупности этого концентрата от времени измельчения крупнокусковой рудой показана в табл. 7.

Магнетитовый концентрат, измельченный шарами и кусками руды, подвергался мокрому магнитному анализу и магнитной сепарации по трехстадиальной схеме на сепараторе с полупротивоточной ванной.

Результаты этих опытов представлены в табл. 8—10.

Установлено, что при измельчении промежуточного продукта в струйной мельнице до крупности 100% 50—40 мк содержание железа в магнитной фракции было на 2,2% больше, чем при измельчении в барабанной мельнице стальными шарами до крупности 100%—50 мк. Потери железа в хвостах при измельчении стальными шарами были больше на 2%. После измельчения промежуточного продукта в струйной мельнице до 50—40 мк богатых сростков не наблюдалось (до измельчения их было 30—33%), при измельчении в барабанной мельнице стальными шарами часть сростков не была раскрыта.

При измельчении концентрата кусками руды в барабанной мельнице (емкостью 5,5 л) содержание железа в магнитной фракции было на 0,8% выше, а извлечение железа соответственно в магнитной фракции на 3,2% больше, чем при измельчении стальными шарами несмотря на то, что концентрат был разубожен в процессе бесшарового измельчения с 61 до 57,2% Fe.

Таблица 7

Динамика изменения крупности измельчаемого концентрата при измельчении в мельнице 71А-мл (60 л) кусками руды

Время измельчения, мин.	Выход классов (мк), %	
	+71	—71
0	22,2	77,8
120	2,5	97,5
240	2,3	97,7
360	2,1	97,9

Таблица 8

Магнитный анализ концентрата до и после измельчения в барабанной мельнице 71_A-мл (60 л) кусками руды

Время измельчения, мин.	Исходный концентрат		Магнитная фракция			Немагнитная фракция	
	Выход к рядовой руде, %	Содержание Fe, %	Выход к рядовой руде, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %	Выход к рядовой руде, %	Содержание Fe, %
0 (до измельчения)	47,0	61,0	40,0	67,9	73,5	7,0	20,6
120		54,3	44,5	68,6	82,2	15,2	12,0
240	59,7	51,9	46,2	68,8	85,7	18,8	10,2
360	67,0	50,9	46,1	69,1	86,1	20,9	10,7

Таблица 9

Сепарация концентрата на сепараторе с полупротивоточной ванной после измельчения его в течение 6 час. кусками руды в барабанной мельнице 71_A-мл (60 л)

Стадии сепарации	Исходный на сепарацию		Концентрат			Хвосты	
	Выход к рядовой руде, %	Содержание Fe, %	Выход к рядовой руде, %	Содержание Fe, %	Извлечение к рядовой руде, %	Выход к рядовой руде, %	Содержание Fe, %
I	67,0	50,9	50,3	63,6	86,6	16,7	12,6
II	50,3	63,6	48,7	65,1	86,0	1,6	13,5
III	48,7	65,1	46,7	67,4	85,0	2,0	13,8
Итого* . . .	67,0	50,9	46,7	67,4	85,0	20,3	12,7

Таблица 10

Сепарация концентрата на сепараторе с полупротивоточной ванной после измельчения его в течение 4 час. стальными шарами в барабанной мельнице 71_A-мл (60 л)

Стадии сепарации	Исходный на сепарацию		Концентрат			Хвосты	
	Выход к рядовой руде, %	Содержание Fe, %	Выход к рядовой руде, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %	Выход к рядовой руде, %	Содержание Fe, %
I	47,0	61,0	44,7	63,1	75,5	2,3	15,6
II	44,7	63,1	42,4	65,6	75,4	2,3	18,0
III	42,4	65,6	41,7	66,1	74,7	0,7	36,3
Итого* . . .	47,0	61,0	41,7	66,1	74,7	5,3	19,3

* Выход концентрата к рядовой руде до измельчения 47%, содержание железа в рядовой руде 36,9% (для табл. 9, 10).

Расход измельчающей среды в виде крупнокусковой фракции руды по балансовому уравнению составил 15% к исходному продукту.

При измельчении концентрата в барабанной мельнице с полезным рабочим объемом 60 л (тип 71_{А-мл.}) кусками руды с последующей магнитной сепарацией на электромагнитном сепараторе с полупротивоточной ванной содержание железа в концентрате было на 1,3% больше и извлечение железа в концентрате на 10,3% больше, чем при измельчении стальными шарами несмотря на то, что концентрат в процессе бесшарового измельчения был разубожен с 61 до 50,9% железа. Выход концентрата при бесшаровом измельчении был на 5,0% больше и потери железа в хвостах на 6,6% меньше.

Расход измельчающей среды в виде крупных кусков руды после 6 час. измельчения составил 44,6% к исходному концентрату. Повышенный расход измельчающей среды можно объяснить наличием в концентрате большого процента трудноизмельчающихся сростков и низкой удельной производительностью. Удельная производительность при бесшаровом помоле (при пересчете на диаметр промышленных мельниц и выход готового продукта — 97,7%) была 0,3 т/м³·час.

Поскольку стоимость тонкого измельчения является наибольшей статьей расходов при обогащении магнетитовых кварцитов, то их целесообразно технологически классифицировать на группы, в которых постепенно увеличивается необходимая крупность измельчения при обогащении. Размер рудных зерен и избирательность измельчения колеблются даже в одном и том же образце, поэтому, кроме теоретических расчетов, производилась экспериментальная проверка обогатимости различных типов кварцитов.

Т а б л и ц а 11

Техническая классификация железистых кварцитов различных месторождений

Типы руд	Месторождение		
	Магнитное обогащение (магнетитовые кварциты, магнетита > 3/4)	Магнитно-флотационное обогащение (смешанные кварциты, магнетита 1/4 ÷ 3/4)	Флотационное или обжиг-магнитное обогащение (окисленные кварциты, магнетита < 1/4)
I. Легкообогатимые (при измельчении 90% — 0,074 мм содержание железа в концентрате > 68%)	Оленегорское	Оленегорское	—
II. Среднеобогатимые (при измельчении 90% — 0,074 мм содержание железа в концентрате > 62%, при 90% — 50 мк > 68%)	НКГОК, ЦГОК	ЦГОК, НКГОК, КМА	—
III. Труднообогатимые (при измельчении 90% — 0,074 мм содержание железа в концентрате ~59%, для получения высококачественных концентратов необходима флотационная перемелка магнитных фракций)	ЮГОК, КМА ДнепроГОК (Горюшнеплав- ленский участок)	НКГОК, ЮГОК, СевГОК и др.	ЦГОК
IV. Труднообогатимая руда (высококачественные концентраты выделить не удастся)	ДнепроГОК (Ернстовский участок), ЮГОК (2 й участок), СевГОК	—	ЮГОК

Примечания: 1. Для маркировки рудного сырья по технологическим свойствам рекомендуется указывать также содержание в нем железа в виде магнетита, извлекаемого при данном методе обогащения. Например, магнетитовые кварциты труднообогатимые, содержащие 30% железа (в виде магнетита), будут обозначены маркой 30MIII.

2. При наличии нескольких рудных минералов содержание железа выражается в долях единицы и соответственно равно 0,95; 0,85 и 0,82.

Результаты таких исследований, проведенных институтом Механобрчермет в 1955—1958 гг., приведены в табл. 2. На основании этих и других исследований составлена технологическая классификация кварцитов [1] (табл. 11). Анализируя данные, приведенные в табл. 11, можно сделать следующие выводы.

Для выпуска высококачественных концентратов следует использовать в первую очередь легко- и среднеобогатимые типы руд.

Из труднообогатимых разновидностей руд также можно вырабатывать высококачественные концентраты, однако при небольшом выходе, используя для этого наиболее легкораскрываемую часть сростков. В этом случае приходится получать два концентрата (высококачественный — для сталеплавленного производства и доменный), учитывая, что содержание железа в доменном концентрате должно быть достаточно высоким (количество шлака не должно превышать 0,4 т на 1 т чугуна).

При обработке труднообогатимых руд целесообразно при существующих методах обогащения вырабатывать только доменный концентрат, применяя методы селективного измельчения для лучшего раскрытия сростков.

Низкое качество концентратов, вырабатываемых в настоящее время на комбинатах (на 10—13% ниже возможного, на 2—3% ниже проектного содержания железа), и низкое извлечение металла объясняется следующими причинами: а) недостаточно тонкое измельчение; б) использование труднообогатимых разновидностей вместо легкообогатимых; в) стержневые и шаровые мельницы не обеспечивают избирательности раскрытия минералов по контактам прослоев и зерен; г) смешивание в промежуточном продукте богатых сростков, для раскрытия которых необходимо сравнительно крупное измельчение, с бедными сростками, для раскрытия которых необходимо весьма тонкое измельчение (совместное измельчение этих продуктов не позволяет достаточно раскрыть рудные минералы, что приводит к разубоживанию концентрата); д) попадание раскрытых рудных зерен в промежуточный продукт, что ведет к вредному переизмельчению их и в то же время затрудняет тонкий помол сростков; е) извлечение в концентрат нераскрытых зерен магнетита и потеря раскрытых зерен слабомагнитных рудных минералов, для извлечения которых необходима либо сепарация в сильном поле, либо флотация.

Методы мокрого обогащения для получения высококачественных концентратов

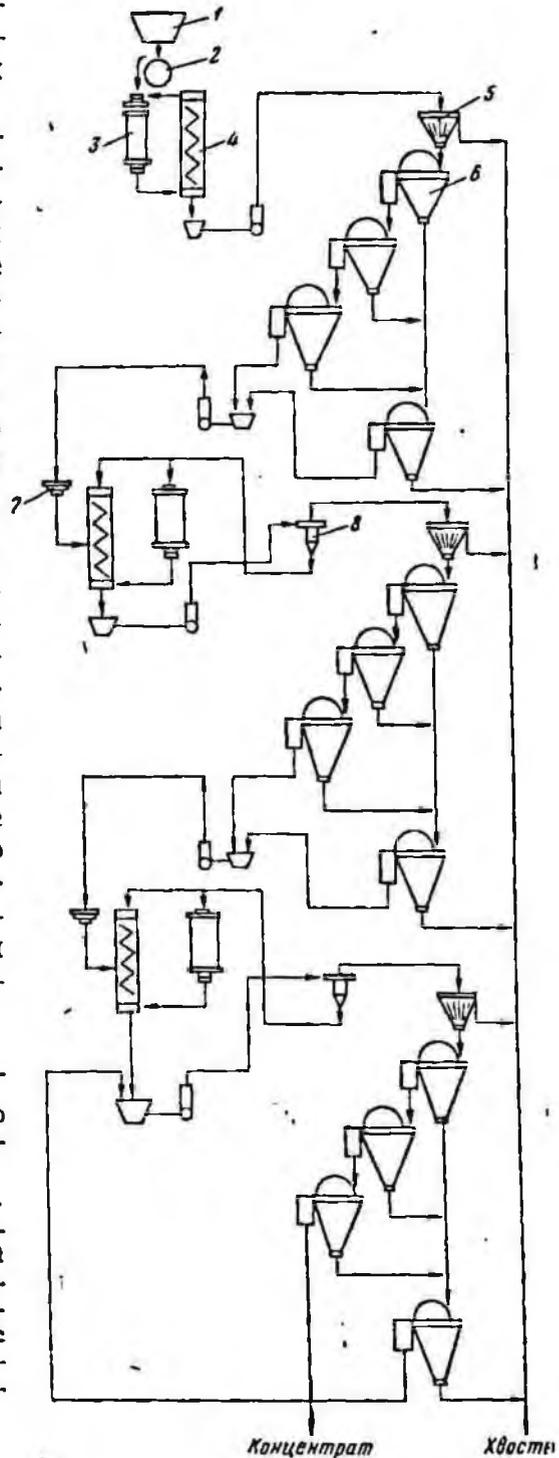
Мокрые методы обогащения в настоящее время являются основными при получении товарных концентратов железных руд и поэтому для получения высококачественных концентратов в первую очередь исследовались схемы с применением мокрых процессов обогащения.

В 1959 г. институтом Механобрчермет была проведена полупромышленная проверка наиболее эффективных схем обогащения железистых кварцитов, а затем промышленные испытания их на обогатительной фабрике Ново-Криворожского горнообогатительного комбината. Эти исследования включали разработку и испытание улучшенных методов мокрого магнитного обогащения (рис. 12) и совершенствование магнитно-флотационной схемы (рис. 13).

В Днепропетровском горном институте с 1960 г. успешно разрабатываются новые режимы мокрой магнитной сепарации. Эти исследования направлены на улучшение существующих промышленных конструкций за счет нахождения оптимального гидродинамического и силового режима разделения минералов на основе теоретического и экспериментального изучения. В настоящем разделе книги отражены, главным образом, указанные исследования, так как они представляют наибольший практический интерес.

Рис. 12. Схема цепи аппаратов непрерывно действующей трехстадийной установки мокрого магнитного обогащения

1 — бункер исходной руды емкостью 0,15 м³; 2 — барабанный питатель диаметром 90 мм; 3 — шаровая мельница (объем 60 л); 4 — односпиральный классификатор диаметром 150 мм; 5 — обесшламливающий конус диаметром 500 мм с постоянными магнитами; 6 — барабанный сепаратор с замкнутой магнитной системой; 7 — размагничивающий аппарат диаметром 20 мм; 8 — гидроциклон диаметром 75 мм



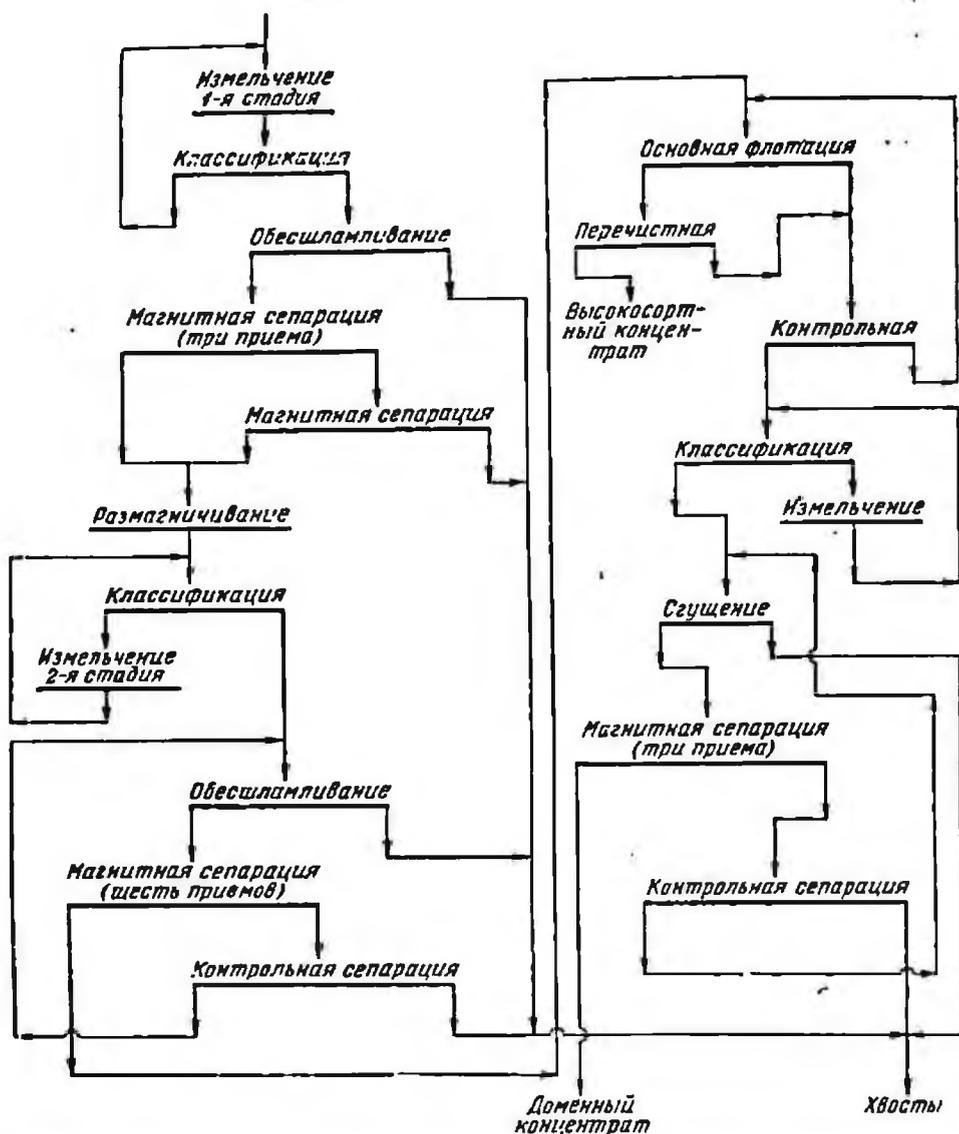


Рис. 13. Магнитно-флотационная схема получения высококачественных и доменных концентратов из магнетитовых кварцитов

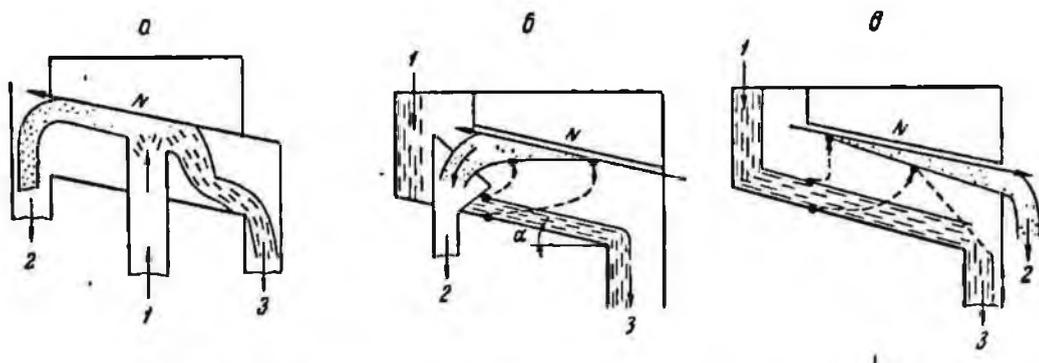


Рис. 14. Схема режимов мокрой магнитной сепарации

а — с подчехой снизу и противоположным направлением магнитной и немагнитной фракций (полу-противоточный режим); б — подача сбоку с противоположным направлением магнитных и немагнитных фракций (противоточный режим); в — подача сбоку с одинаковым направлением движения магнитной и немагнитной фракций (прямоточный режим)

1 — исходный материал; 2 — магнитная фракция; 3 — немагнитная фракция

1. Магнитное обогащение

Совершенствование метода мокрой магнитной сепарации

Как известно, существующий метод магнитного обогащения — сепарация с прямоточным режимом — даже при полном раскрытии магнетита не позволяет повысить содержание железа в концентрате. Опыт показывает, что при снижении напряженности магнитного поля (магнитной силы) можно уменьшить выход концентрата, но качество его повышается мало.

На основании анализа продуктов сепарации установлено, что в этом случае с немагнитным продуктом уносятся тонкие, богатые железом рудные частицы, а более крупные сростки в значительной своей части продолжают попадать в магнитный продукт, снижая в нем содержание железа. Главными причинами недостатков работы мокрых магнитных сепараторов являются: сильная магнитная флокуляция тонкоизмельченного магнетита в рабочем поле сепаратора, которая приводит к захвату немагнитных зерен в образующиеся флокулы и выносу их в концентрат; непостоянство магнитной силы, убывающей по мере удаления от поверхности полюсов магнитной системы даже в пределах подаваемого в сепаратор тонкого слоя пульпы; большее сопротивление водной среды движению тонких рудных зерен по сравнению с сопротивлением крупным сросткам, а также большая отрывающая сила потока пульпы, действующая на тонкие зерна. Улучшенный метод сепарации заключался в применении вращающейся эксцентричной магнитной системы из литых постоянных магнитов (сплав АНКО-4 с направленной кристаллизацией) с повышенной напряженностью поля и специального полупротивоточного режима сепарации (рис. 14). При этом режиме потоки магнитной и немагнитной фракций разводятся в противоположных направлениях, в то

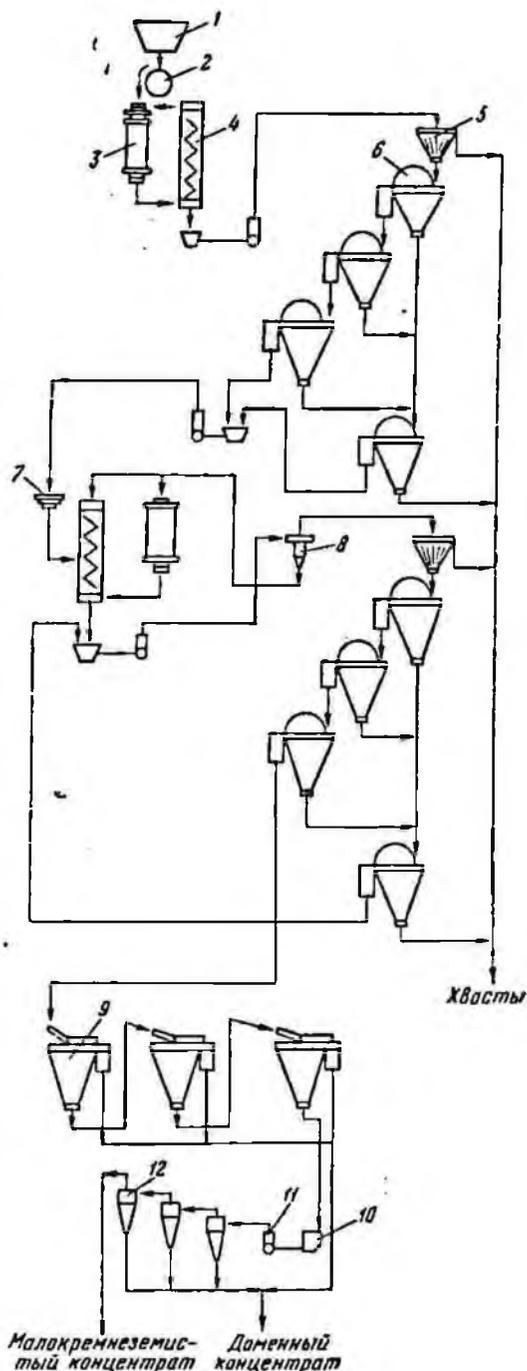


Рис. 15. Схема получения высококачественного концентрата методом мокрой магнитной сепарации

- 1 — бункер исходной руды емкостью 0,15 м³; 2 — барабанный питатель диаметром 90 мм; 3 — шаровая мельница (объем 60 л); 4 — односпиральный классификатор диаметром 150 мм; 5 — обесшламливательный конус диаметром 500 мм с постоянными магнитами; 6 — барабанный сепаратор с замкнутой магнитной системой; 7 — размагничивающий аппарат диаметром 20 мм; 8 — гидроциклон диаметром 75 мм; 9 — обесшламливательный конус диаметром 500 мм с постоянными магнитами; 10 — зумпф; 11 — песковый насос; 12 — гидроциклон диаметром 75 мм

время как при обычном проточном режиме они двигаются в одном направлении, постепенно отклоняясь один от другого [25]. Новый режим позволил, не снижая выхода концентрата, повысить его качество на 1,5% и извлечь 99,9% магнетита (табл. 12). Эти улучшения достигнуты благодаря лучшей промывке магнитной фракции от зерен породы и, одновременно, более полному извлечению тонкоизмельченных частиц магнетита, которые в данном случае лучше флокулируют и извлекаются магнитом

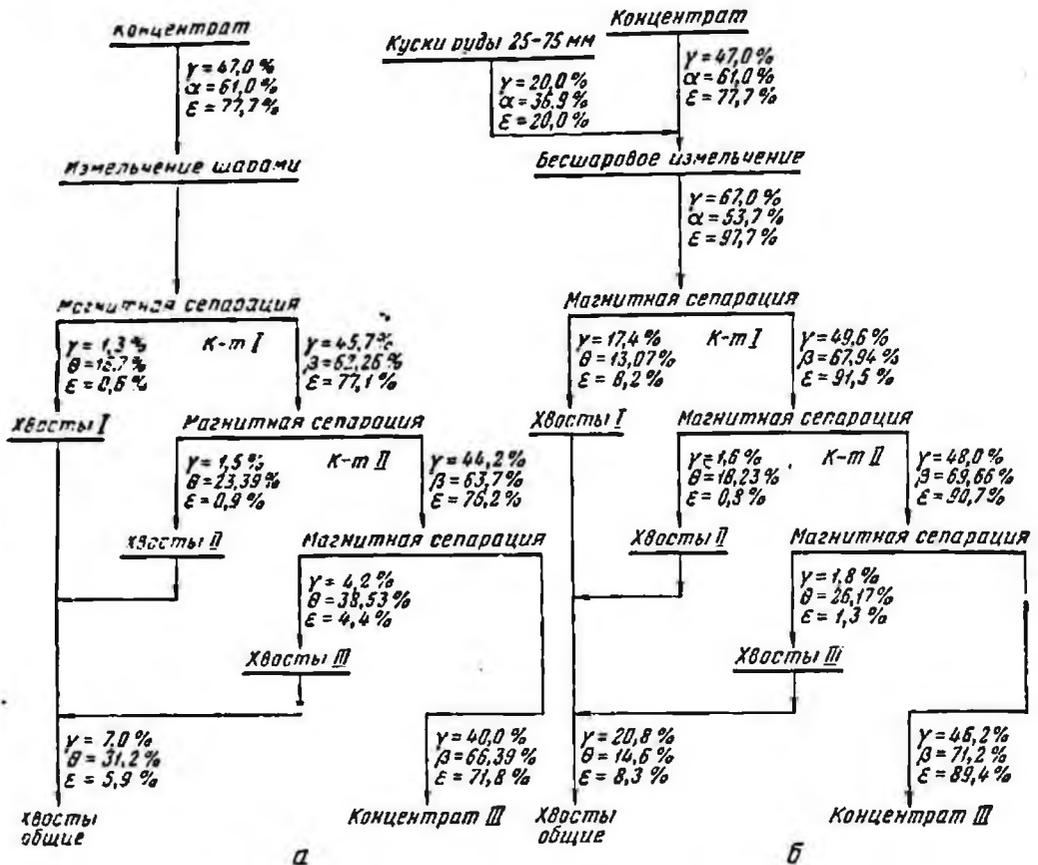


Рис. 16. Схема доводки концентрата НКГОК до высококачественного
а — при измельчении шарами; б — при измельчении кусками руды

вследствие направления потока пульпы на поверхность барабана. Проведена также селективная доработка промежуточного продукта после разделения его магнитным способом на 2 фракции — более богатую железом и менее богатую. Минералогическое исследование показало, что в богатой фракции концентрируется крупновкрапленный магнетит, тогда как в бедной — тонковкрапленный. Кроме того, в богатой фракции содержатся сростки с преобладанием магнетита, в то время как в бедной сростки представлены обломками смешанных прослоев, где преобладает кварц. Измельчение этих продуктов до одинаковой крупности дает разные результаты: в богатой фракции содержание зерен чистого магнетита нарастает быстрее, чем в бедной и из нее можно получить высококачественный концентрат без флотационной доводки (рис. 15). В бедной фракции даже при весьма тонком помоле остается значительное количество сростков. По этой причине концентрат, получаемый из бедного продукта, нуждается в перечистке флотацией. На основании этих исследований предложена улучшенная схема магнитного обогащения кварцитов, использованная для проектной проработки реконструкции действующих обогатительных фабрик. В этой схеме для удешевления процесса измельчения предусмотрено: а) самоизмельчение руды в тех же мельницах кусковатыми фракциями кварцитов вместо шаров;

б) выделение легкораскрываемых, богатых магнетитом сростков из общего промежуточного продукта (отсевом или магнитной перемешкой в слабом поле) и раздельная доработка их.

Т а б л и ц а 12

Результаты работы сепаратора с постоянными магнитами с прямоточной и полупротивоточной ванной

Показатели обогащения	Прямоточная ванна	Полупротивоточная ванна
Содержание железа, %:		
в исходном промежуточном продукте	56,8	56,8
в магнитном концентрате	60,4	61,7
в хвостах	14,7	12,5
Выход магнитного концентрата, % . .	92,2	90,0
Извлечение железа от промежуточного продукта, %	98,0	97,8
Содержание магнетита в хвостах (расчетное), %	3,3	1,0
Извлечение магнетита, %	99,52	99,93

Рекомендация применения самоизмельчения кварцитов обоснована результатами исследования, проведенного в лабораториях ДГИ в 1962 г. [66]. Эти исследования показали, что при замене шаров рудой существенно повышается качество концентрата и извлечение, вследствие лучшего раскрытия минералов (рис. 16).

Из приведенных ранее данных следует, что в этом случае повышение степени раскрытия составило 30% (по формуле 1), повышение качества концентрата — 2% и извлечение — 3% при той же тонине помола.

Для выделения легкораскрываемых богатых магнетитом сростков из общего промежуточного продукта рекомендуется установить и в промышленных условиях испытать два аппарата: 1) гидроциклон и дуговой грохот и 2) магнитный сепаратор с бегущим полем. Как показали исследования [1], граничный размер разделения на дуговом сите близок к 70 мк, что достаточно для выделения мелких богатых магнетитом сростков из общего магнитного промежуточного продукта.

При успешных результатах промышленной проверки рекомендуемого усовершенствованного варианта мокрой схемы удается существенно улучшить технико-экономические показатели мокрого магнитного способа получения высококачественных концентратов.

Магнитная сепарация промежуточных продуктов на сепараторах с неподвижной и качающейся магнитными системами

Чтобы уменьшить влияние магнитной флокуляции целесообразно применять полупротивоточный метод сепарации и подвижную магнитную систему. Опыты сепарации проводились в лабораторных условиях.

Техническая характеристика сепаратора

Производительность в зависимости от крупности сепарируемого материала, кг/час	до 75
Крупность сепарируемого материала, мм	3 и ниже
Допускаемое Т:Ж	1:4

Источник постоянного тока — выпрямительное устройство ВСА-5	
Барaban:	
диаметр, мм	327
длина, мм	185
скорость вращения, об/мин	305
Электродвигатель:	
тип	АОЛ-12-4
мощность, квт	0,18
скорость вращения, об/мин	1400
напряжение, в	220/380
Габариты сепаратора (мм):	
длина	630
ширина	315
высота	300
Вес сепаратора, кг	112
Допустимые режимы работы сепаратора при продолжительной и кратковременной эксплуатации:	
Ток обмотки, а	6,7—11
Напряжение постоянного тока в зависимости от температуры обмотки, в	25—64
Потребляемая мощность обмотки, вт	170—700
Максимальная напряженность магнитного поля на поверхности барабана, а	700—1100

Экспериментальные ванны сепараторов изображены на рис. 17—19.

I вариант изготовлен по типу полупротивоточной ванны Механобрчермета (рис. 17), *II* и *III* варианты разработаны настоящим исследованием (*II* вариант — универсальная ванна с магнитным сепаратором 167-СЭ, рис. 18). При работе на крупнозернистом материале обе делительные перегородки ставятся в горизонтальное положение, магнитная система поворачивается и занимает место в правой нижней четверти окружности барабана, и сепаратор работает как проточный.

При использовании его на грубозернистом материале (50% — 74 мк) первая делительная перегородка устанавливается вертикально, а вторая — под углом 45°, и сепаратор работает как противоточный или полупротивоточный. Для того, чтобы не допустить осаждения зерен и местного заливания ванны, сепаратор по длине разбит на четыре или больше зон, разделенных желобами с параллельным вводом питания.

При использовании ванны на весьма тонком измельченном материале делительная перегородка удлиняется за счет сдвига верхней пластины, что позволяет удлинить зону сепарации, магнитная система поворачивается в левую нижнюю четверть окружности барабана. Для повышения качества магнитной фракции в сепаратор вводится промывочная вода.

III вариант — магнитный сепаратор с подвижной магнитной системой и универсальной (полупротивоточной) ванной (рис. 19).

Вследствие вращения или колебания магнитной системы, бегущее поле перемешивает магнитную фракцию, транспортируемую наружным барабаном к разгрузке, что повышает селективность и позволяет разделять чистые зерна магнетита от сростков. Необходимая напряженность регулируется уровнем слива пульпы. Чем выше уровень, тем дальше магнитная фракция от полюсов магнитов, а значит более богатые зерна будут выноситься в концентрат. Для повышения качества магнитной фракции направление вращения магнитной системы изменяется на обратное, что создает бегущее знакопеременное поле, способствующее селективной сепарации.

При необходимости сгущения магнитных фракций (при регенерации магнетитовых суспензий) используется индуктивное устройство, состоящее из

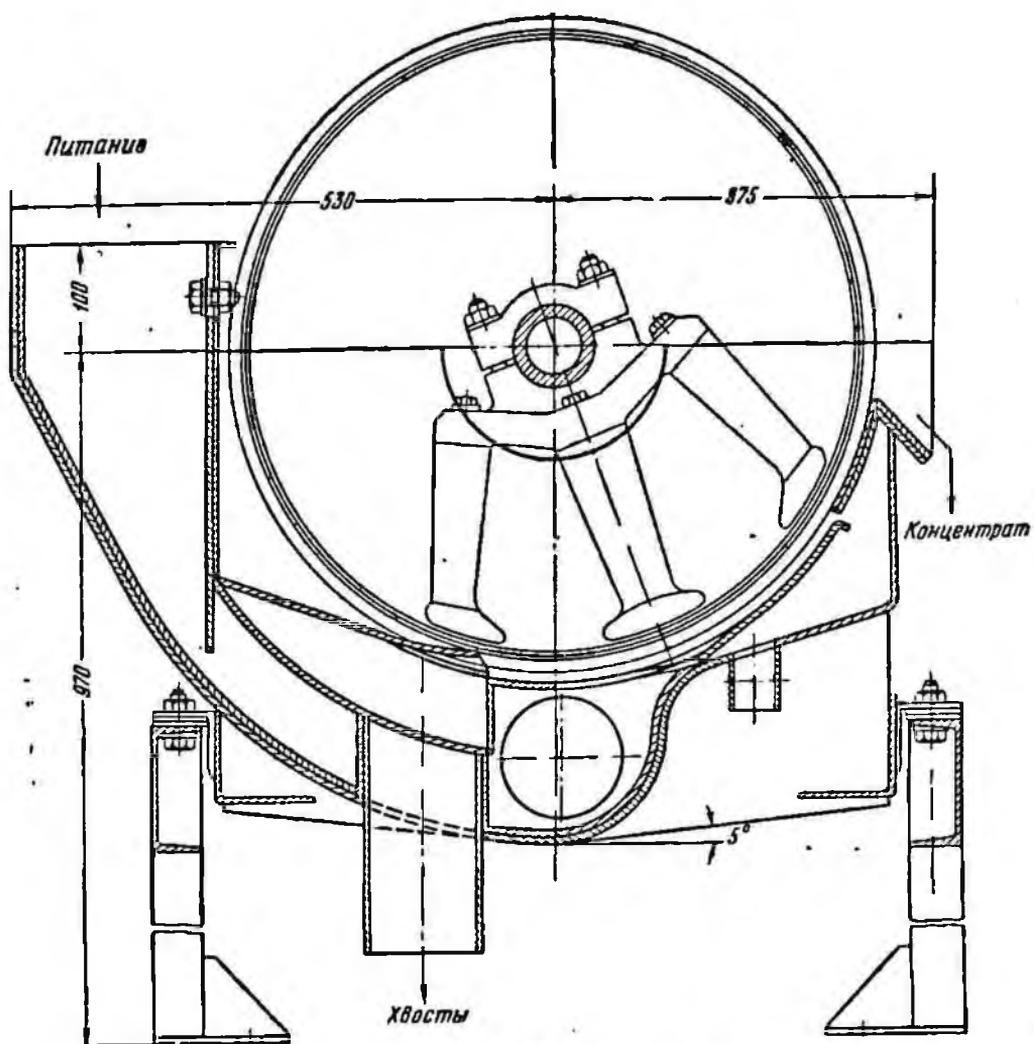


Рис. 17. Полупротивоточная ванна с барабанным сепаратором 167-СЭ

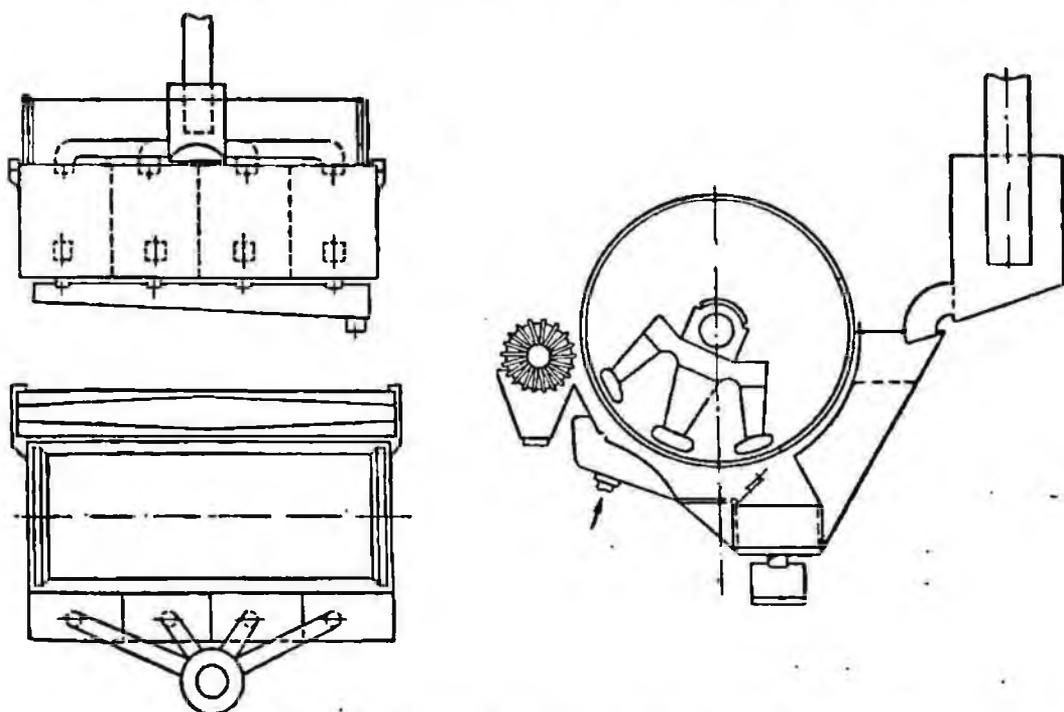


Рис. 18. Универсальная ванна с магнитным сепаратором 167-СЭ

двух усеченных деревянных конусов, составленных основаниями и покрытых железными нарифлениями или иглами.

При вращении конусов магнитная фракция притягивается к нарифлениям, а часть ее влаги стекает по поверхности конусов к краям и желобами направляется в ванну.

Результаты мокрой сепарации исходной руды крупностью 40% — 74 мк на сепараторах с прямоточной ванной и универсальной качающейся маг-

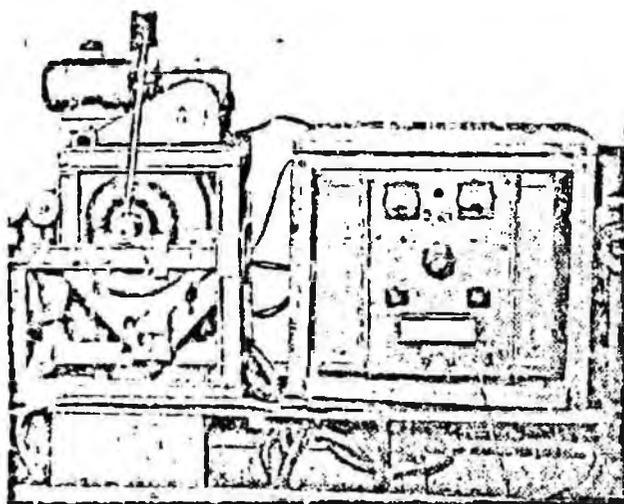


Рис. 19. Магнитный сепаратор с подвижной магнитной системой и универсальной ванной

нитной системой, приведенные в табл. 13, показывают возможность значительного улучшения показателей сепарации первой стадии и выделения крупного кондиционного концентрата.

Значительные улучшения показателей достигаются при применении сепаратора с полупротивоточной ванной и подвижной магнитной системой на тонкоизмельченном материале, особенно при самоизмельчении руды. Результаты этих опытов, приведенные в табл. 14, показывают, что в лабораторных условиях удалось достичь очень высоких показателей: содержание железа в концентрате 71,2% и в хвостах 14,6%.

Т а б л и ц а 13

Результаты мокрой сепарации исходной руды крупностью 48% — 74 мк на сепараторах с прямоточной ванной и универсальной качающейся магнитной системой

Продукт	Сепаратор прямоточный с неподвижной магнитной системой			Сепаратор полупротивоточный с качающейся магнитной системой		
	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
Промежуточный продукт I	75,5	43,2	89,6	32,5	62,5	55,9
Промежуточный продукт II	—	—	—	33,3	35,7	32,6
Хвосты	24,5	15,4	10,4	34,2	12,2	11,5
Исходный	100	36,4	100	100	36,4	100,0

В последующих исследованиях этот процесс сепарации необходимо проверить в укрупненном лабораторном и промышленном масштабах и определить допустимые значения удельных нагрузок.

Примерная технологическая схема с применением рассмотренного метода магнитной сепарации показана на рис. 20.

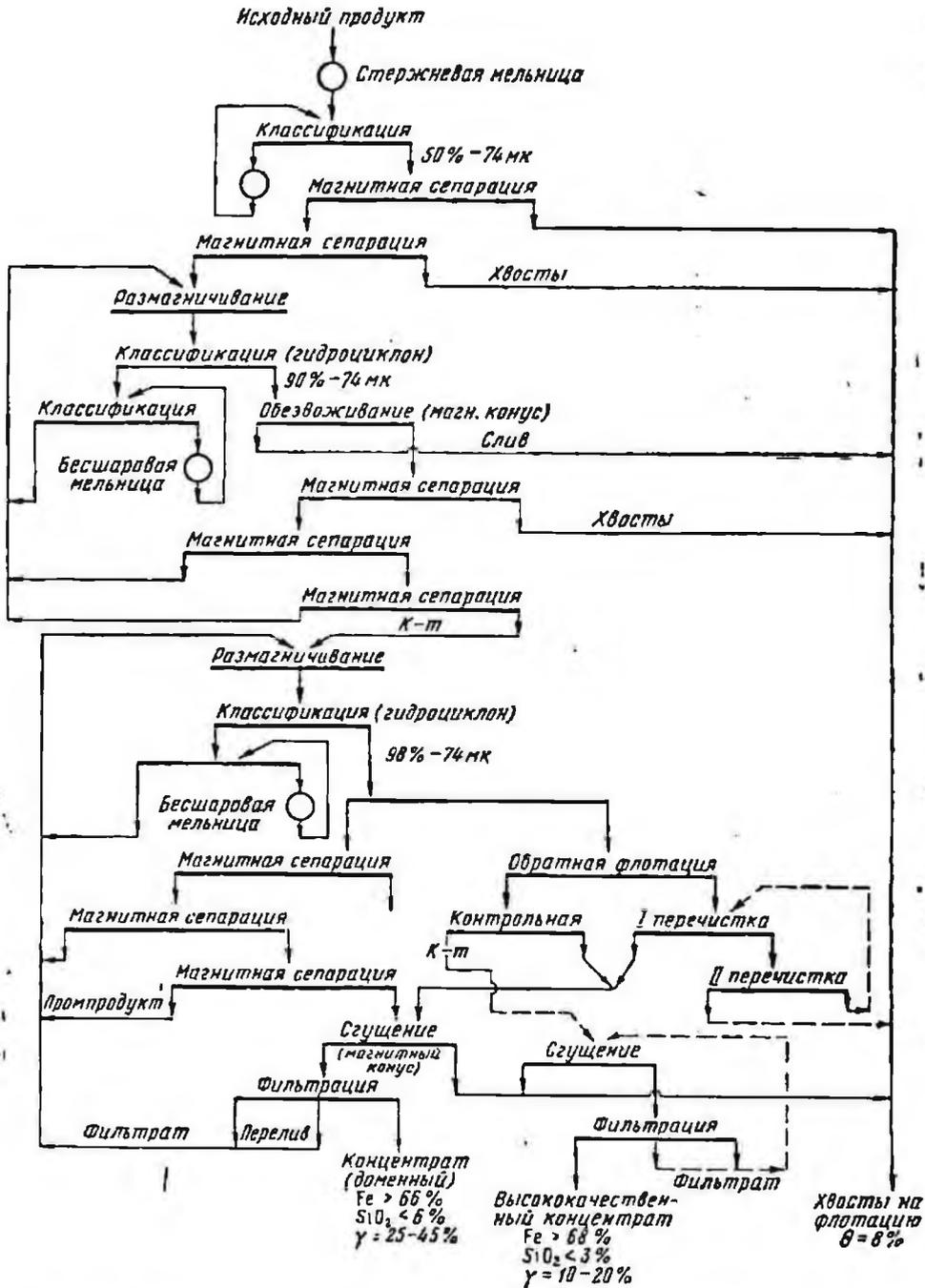


Рис. 20. Технологическая схема получения высококачественных концентратов

То, что примененное в настоящем исследовании повышение частоты магнитного поля для увеличения эффективности мокрой магнитной сепарации полностью себя оправдало, позволяет надеяться, что дальнейшее повышение частоты магнитного поля при соответствующих гидродинамических

Результаты магнитной сепарации концентрата после измельчения его в барабанной мельнице до крупности 99,5—97,7% — 71 мк

Продукт	Измельчение стальными шарами (99,5% — 71 мк)			Измельчение кусками руды (97,7% — 71 мк)					
	Сепарация на магнитном сепараторе с полупротивоточной ванной			Сепарация на магнитном сепараторе с полупротивоточной ванной			То же, но с подвижной магнитной системой		
	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлеченные Fe, %	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлеченные Fe, %	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлеченные Fe, %
Концентрат I	45,7	62,3	77,1	55,1	62,8	94,0	49,6	68,0	91,5
Хвосты I	1,3	16,2	0,6	11,9	11,5	3,7	17,4	13,1	6,2
Концентрат II	44,2	63,7	76,2	48,6	67,8	89,5	48,0	69,7	90,7
Хвосты II	1,5	23,4	0,9	6,5	24,9	4,5	1,6	18,2	0,8
Концентрат III	40,0	66,4	71,8	48,0	68,1	88,9	46,2	71,2	89,4
Хвосты III	4,2	38,5	4,4	0,6	36,1	0,6	1,8	26,2	1,3
Хвосты общие	7,0	31,2	5,9	19,0	17,0	8,8	20,8	14,6	8,3
Исходный				67,0	53,7	97,7	67,0	53,7	97,7
В том числе:									
рядовой концентрат	47,0	61,0	77,7	47,0	61,0	77,7	47,0	61,0	77,7
аппаратурное железо	—	—	—	20,0	36,9	20,0	20,0	36,9	20,0

условиях разделения приведет к еще большему повышению эффективности процесса сепарации и даст возможность получать высококачественные концентраты на существующих магнитных и обжиг-магнитных обогатительных фабриках.

2. Магнитно-флотационное обогащение

Испытания магнитно-флотационного метода

Полупромышленные испытания магнитно-флотационной схемы проводились на флотационной установке производительностью 200—250 кг/час по исходному питанию [58]. Схема цепи аппаратов ее приведена на рис. 21.

На флотацию поступал концентрат магнитной сепарации третьей секции фабрики крупностью 90—98% класса — 0,071 мм с содержанием железа 62,5—64%.

Результаты фазового анализа концентрата магнитной сепарации следующие: содержание $Fe_{\text{общ}}$ — 63,8%, Fe^{+2} — 18,93%, FeO — 24,35%, SiO_2 — 9,3%; содержание железа в магнетите — 54,7%, в мартите — 7,82%, в гематите — 0,48%, в сидерите — 0,70%.

Ситовая характеристика этого концентрата и распределение железа по классам приведены в табл. 15.

Из табл. 15 видно, что наибольшее содержание железа наблюдается в классе — 0,071 мм. Класс + 0,071 мм при различных степенях измельчения является сравнительно бедным. Минералогический анализ этого класса показал, что свободных рудных зерен в нем содержится 50—55%, сростков кварца с рудными минералами — от 30 до 35% и свободных зерен кварца с незначительной примесью карбонатов и хлорита от 10 до 12%.

Флотация осуществлялась в технической воде (жесткость 30 мг-экв/л). Содержание компонентов в воде следующее (в мг/л): $\text{Na}^+ + \text{K}^+$ — 1202; Ca^{2+} — 259; Mg^{2+} — 159; $\text{Fe}_{\text{общ}}$ — 9,7; HCO_3^- — 146,4; SO_4^{2-} — 583,5; Cl^- — 3439,6; SiO_2 — 11,6. Сухой остаток — 6678 мг/л; жесткость — 78 нем. град.

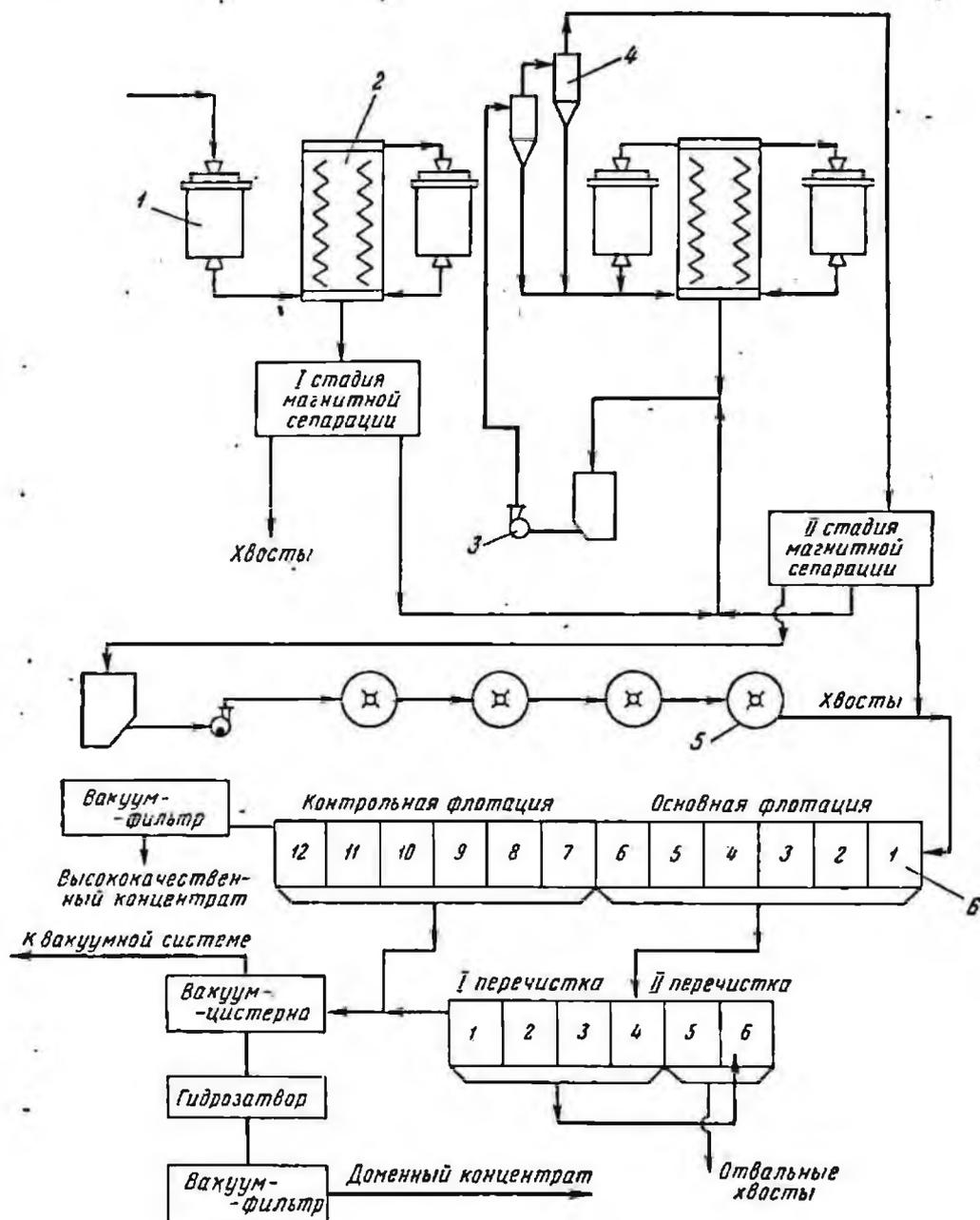


Рис. 21. Схема цепи аппаратов опытно-промышленной флотационной установки [58]

1 — [стержневая] мельница 5200 × 450 мм; 2 — двухспиральный классификатор диаметром 3000 мм; 3 — насос песковый; 4 — гидроциклон диаметром 150 мм; 5 — контактный чан; 6 — флотационная машина «Механобр 6М»

Для флотации применялись следующие реагенты: собиратель — мыло сырого таллового масла (60% в основную флотацию и 40% в контрольную); депрессор — сульфит-целлюлозный щелок, барда сульфитных щелоков, содержащая лигнин, являющаяся отходом бумажно-целлюлозного

Таблица 15

Ситовая и химическая характеристика концентратов магнитной сепарации

Крупность, мм	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
		Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂
+0,071	8,2	40,5	35,5	5,3	30,3
-0,071	91,8	65,7	7,0	94,7	68,7
Исходный концентрат	100,0	63,8	9,3	100,0	100,0

производства; регулятор среды — каустическая сода в чистом виде и в смеси с известью в соотношении 1 : 1,5 (рН среды 11,5—12,0).

Реагенты подавались в следующем порядке.

1. Депрессор минералов железа — сульфит-целлюлозный щелок — 1—1,2 кг/т (литейный концентрат, ГОСТ 6632—52).

2. Регулятор среды — каустическая сода (1,0—1,2 кг/т) или смесь каустической соды с известью при общем расходе 1,5 кг/т.

3. Собиратель — мыло таллового масла дозируется в две точки — в основную флотацию 100 г/т и контрольную 70—100 г/т.

Первые два реагента перемешивались с пульпой по 3 мин., мыло таллового масла предварительного контакта не требует.

Время флотации по операциям составляло: основная флотация 6 мин.; контрольная флотация — 3—4 мин.; перечистки по 3 мин. каждая.

В результате лабораторных опытов и полупромышленных испытаний установлено, что оптимальная скорость вращения импеллера составляет 5,2—5,6 м/сек. При более высоких скоростях селективность процесса флотации снижается.

Плотность пульпы в основной и контрольной флотации не должна превышать 30—35% (табл. 16).

Крупность питания флотации оказывала существенное влияние на качество концентрата (табл. 17). Концентрат с 68% железа получен при крупности питания не менее 95% класса — 0,071 мм, а 70% — при крупности не менее 98% класса > 0,071 мм.

Показатели работы полупромышленной установки по технологической схеме получения высококачественных концентратов (рис. 22) приведены в табл. 18.

Полупромышленные испытания показали, что флотацию концентрата магнитной сепарации с содержанием железа 62—64% можно осуществить по двум схемам с получением: 1) богатого доменного концентрата с содержанием железа 67—67,5% и выходом 90% от питания флотации, извлечение при этом составляет 96%; 2) высококачественного концентрата с содержанием железа 69—70,5% в количестве 66,0% от питания флотации и доменного концентрата с содержанием железа 60—61%. Содержание железа в хвостах повышено (20—22% Fe) вследствие потерь слабомагнитных рудных минералов и недостаточного раскрытия бедных сростков с вкраплениями магнетита.

Для улучшения показателей хвосты полупромышленной установки подвергались доизмельчению и повторной флотации, что позволило снизить в них содержание железа до 8% и дополнительно извлечь концентрат, содержащий в основном мартит, гематит и сидеропезит. В результате этих исследований [1] разработана полная магнитно-флотационная схема (рис. 23).

Таблица 16

Зависимость показателей флотации от плотности пульпы
(крупность питания 97% класса — 0,074 мм)

Плотность пульпы, % тв.	Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂
23	Высококачественный концентрат	60,3	69,8	2,3	66,8	13,5
	Пенный продукт основной флотации	19,1	42,5	34,5	12,9	64,5
	Пенный продукт контрольной флотации	20,6	62,1	10,9	20,3	22,0
	Исходный материал	100,0	62,96	10,3	100,0	100
35	Высококачественный концентрат	60,5	70,1	2,1	77,0	14,5
	Пенный продукт основной флотации	21,6	41,3	35,8	14,1	76,7
	Пенный продукт контрольной флотации	8,92	63,2	9,9	8,9	8,8
	Исходный материал	100,0	63,3	10,1	100,0	100,0
40	Высококачественный концентрат	72,4	70,6	1,7	80,1	12,7
	Пенный продукт основной флотации	23,4	43,1	34,1	15,8	32,8
	Пенный продукт контрольной флотации	4,2	62,3	10,6	4,1	4,5
	Исходный материал	100,0	63,7	9,6	100,0	100,0
45	Высококачественный концентрат	75,8	68,6	3,7	81,8	28,6
	Пенный продукт основной флотации	17,2	41,4	36,8	11,2	64,4
	Пенный продукт контрольной флотации	7,0	63,4	9,8	7,0	7,0
	Исходный материал	100,0	63,5	9,81	100,0	100,0
50	Высококачественный концентрат	79,6	67,3	5,12	85,0	39,7
	Пенный продукт основной флотации	17,0	42,8	34,4	11,5	57,1
	Пенный продукт контрольной флотации	8,4	63,7	9,6	9,5	3,2
	Исходный материал	100,0	63,0	10,25	100,0	100,0

Таблица 17

Зависимость качества высококачественного концентрата от крупности питания флотации (плотность пульпы 35% тв.)

Крупность питания флотации	Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			Fe	SiO ₂	Fe	SiO ₂
91,5% —0,071 мм	Высококачественный концентрат	81,2	66,1	6,2	86,0	46,8
	Пенный продукт основной флотации	16,2	44,1	33,2	11,5	50,0
	Пенный продукт контрольной флотации	2,6	60,8	13,3	2,5	3,2
	Исходный материал	100,0	62,3	10,76	100,0	100,0
95,3% —0,071 мм	Высококачественный концентрат	74,2	68,5	3,9	80,0	30,2
	Пенный продукт основной флотации	17,45	42,5	34,8	6,7	61,4
	Пенный продукт контрольной флотации	8,35	63,2	9,9	13,3	8,4
	Исходный материал	100,0	63,4	9,8	100,0	100,0
98,0% —0,071 мм	Высококачественный концентрат	69,6	70,5	1,8	77,2	13,2
	Пенный продукт основной флотации	22,0	41,7	34,0	14,4	8,4
	Пенный продукт контрольной флотации	8,4	63,7	9,5	8,4	8,4
	Исходный материал	100,0	63,6	9,52	100,0	100,0
90% —0,050 мм	Высококачественный концентрат	68,8	71,2	0,9	76,5	7,0
	Пенный продукт основной флотации	20,3	40,2	35,4	12,7	81,4
	Пенный продукт контрольной флотации	10,9	63,7	9,6	10,8	11,1
	Исходный материал	100,0	64,1	8,85	100,0	100,0

Следует отметить, что полученный при этом доменный концентрат, хотя и имеет пониженное содержание железа (59%), но вследствие почти самоплавкой породы является высококачественным доменным сырьем. При его плавке резко снижаются расходы известняка и кокса, и выход шлака не превышает 400 кг/т.

Магнитно-флотационная схема подвергалась также промышленной проверке [15, 58].

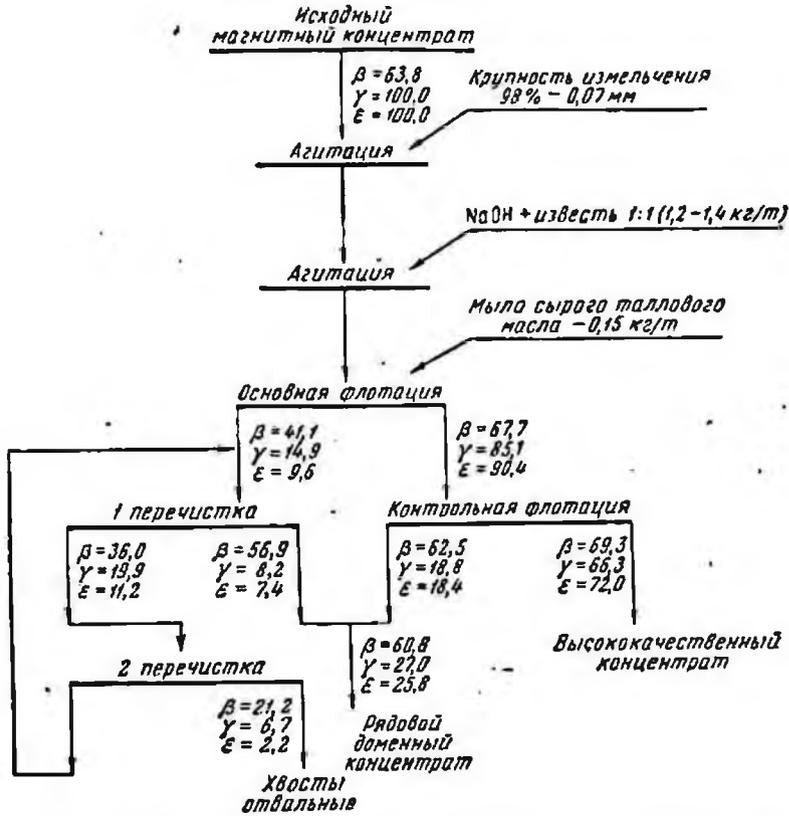


Рис. 22. Технологическая схема получения высококачественных концентратов

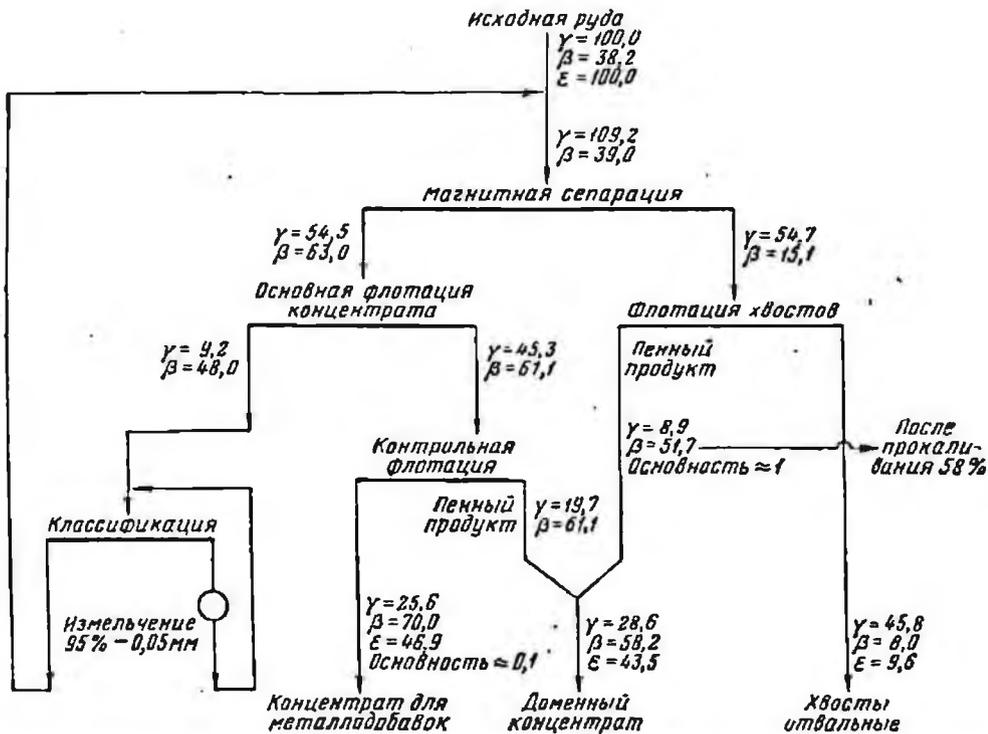


Рис. 23. Полная магнитно-флотационная схема испытаний обогатения магнетитовых, а также окисленных и сидеритовых кварцитов

Таблица 18

Средние технологические показатели работы полупромышленной флотационной установки (содержание Fe в руде 34,8%, SiO₂ 42,0%)

Продукт	Выход, %		Содержание, %		Извлечение, %			
	от пита- ния	от исход- ной руды			Fe		SiO ₂	
			Fe	SiO ₂	от пита- ния	от исход- ной руды	от пита- ния	от исход- ной руды
Высококачественный кон- центрат	64,8	23,5	70,6	1,5	71,8	47,7	10,3	0,8
Доменный концентрат	26,2	9,5	61,1	12,2	25,1	16,7	33,9	2,8
Хвосты	9,0	3,3	21,8	58,7	3,1	2,0	55,8	4,6
Исходный материал	100,0	36,3	63,7	9,44	100	66,4	100,0	8,2

Опытно-промышленная флотационная секция производительностью 70—75 т/час по исходному питанию была запроектирована институтом Механобрчермет на основании данных, полученных на полупромышленной установке (рис. 24).

Схема цепи аппаратов промышленной магнитно-флотационной секции показана на рис. 25, а проектные показатели работы ее в табл. 19.

Таблица 19

Показатели работы секции по магнитно-флотационной схеме

Операция	Продукт	Производи- тельность, т/час	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
Магнитная сепарация	Концентрат	70,0	35,0	63,8	63,8
	Хвосты	130,0	65,0	19,5	36,2
	Исходная руда	200,0	100,0	35,0	100,0
Флотация	Высококачественный концентрат	46,2	23,1	68,0	45,0
	Доменный концентрат	19,6	9,8	60,8	17,0
	Хвосты 2-й перечистки	4,2	2,1	30,0	1,8
	Исходный материал (хвосты магнитной се- парации)	70,0	35,0	63,8	63,8

Во время работы опытно-промышленной секции на фабрику поступала исходная руда с содержанием железа 33—35%. Результаты фазового анализа исходной руды приведены в табл. 20.

Производительность секции по исходному продукту составила 180—200 т/час. Выход концентрата магнитной сепарации изменялся в пределах 33—35% при содержании железа в нем 62,0—64,0%. Такое качество концентрата, поступающего на флотацию, обеспечивалось измельчением магнит-

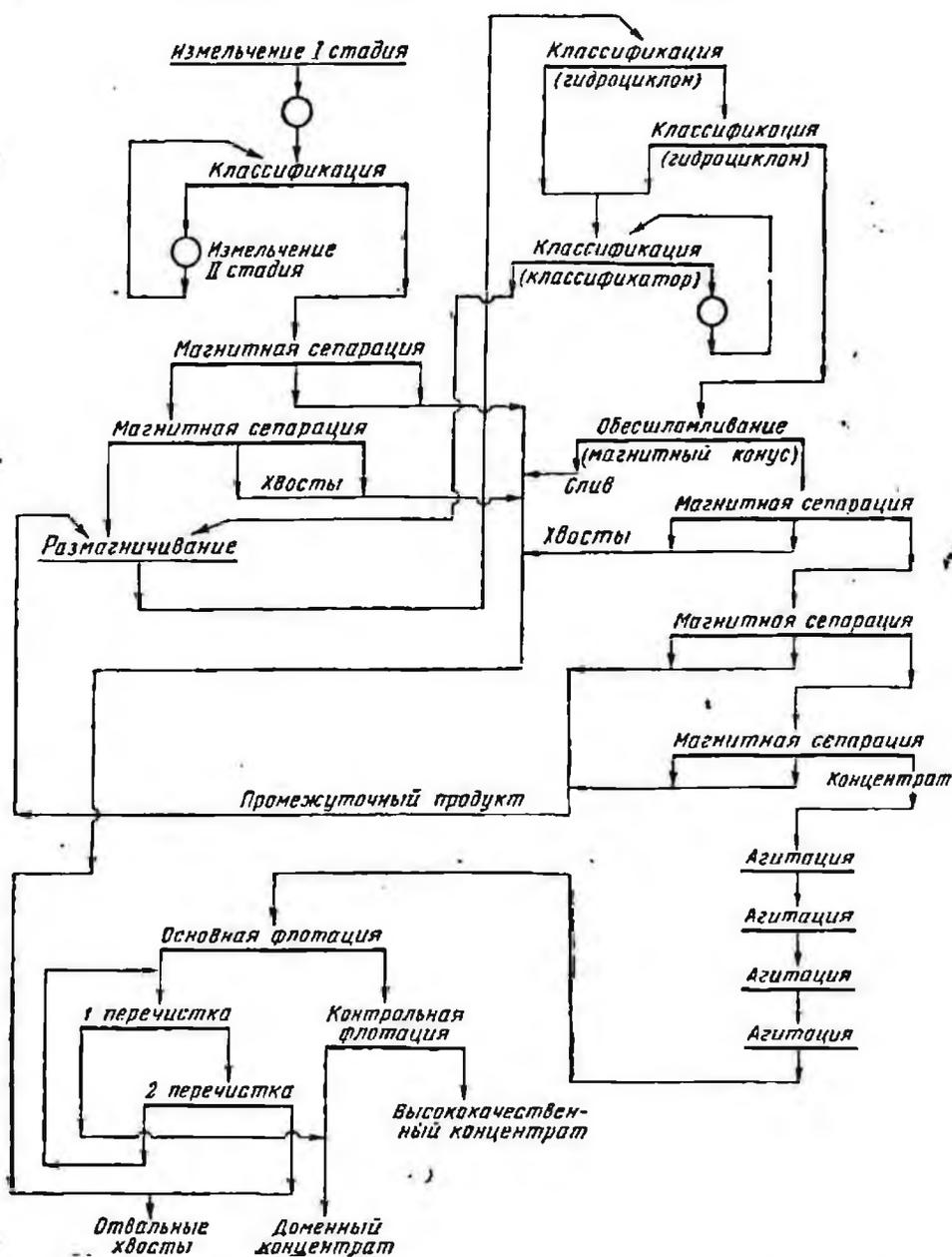


Рис. 24. Технологическая схема опытно-промышленной магнитно-флотационной секции

ного промежуточного продукта в три стадии. При этом крупность концентрата магнитной сепарации составила 92—94% класса—0,071 мм. Более тонкий помол получить не удалось из-за недостаточного фронта классификации.

Таблица 20

Результаты фазового анализа исходной руды

Fe _{общ.} %	FeO, %	Содержание железа, %			
		в магнетите	в мартите	в гематите	в сидерите
35,0	17,5	22,5	1,4	3,6	7,5
33,0	15,0	18,3	2,7	5,7	6,3
34,5	19,1	20,7	2,4	5,3	6,2

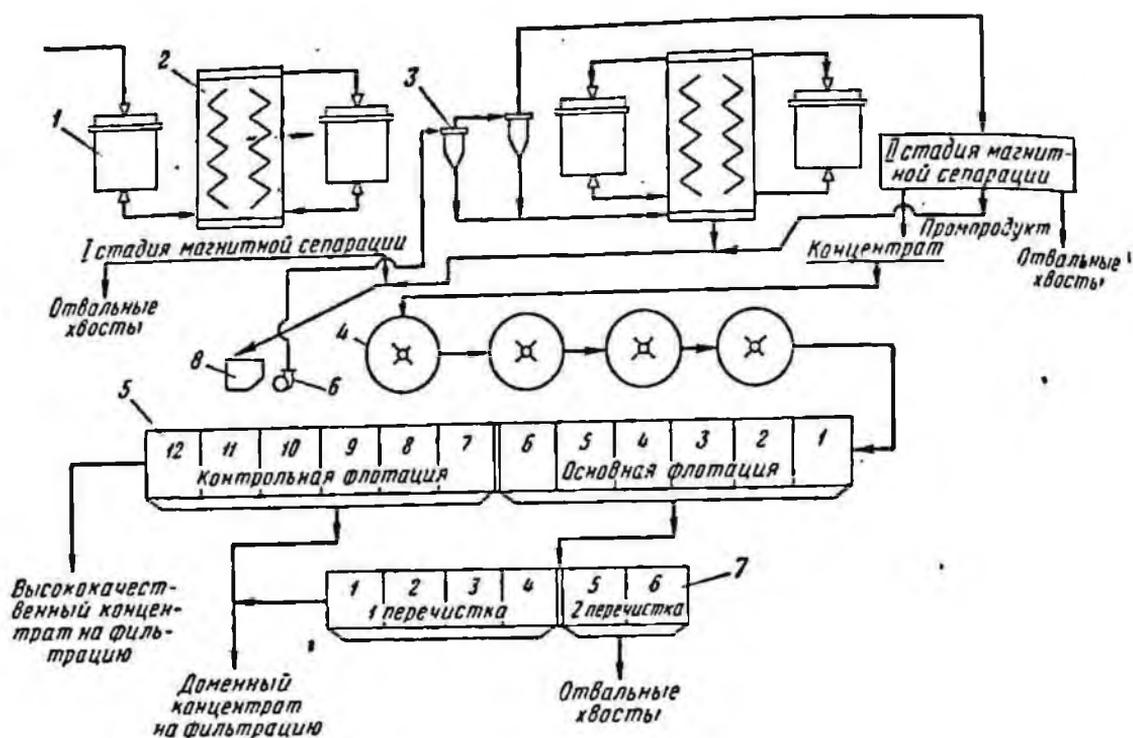


Рис. 25. Схема цепи аппаратов опытно-промышленной магнитно-флотационной секции НКГОК

1 — стержневая мельница 3200 × 450 мм; 2 — двухспиральный классификатор; 3 — гидроциклон диаметром 150 мм; 4 — контактный чай; 5, 7 — флотомашина М6В; 6 — насос песковый; 8 — зумпф насоса

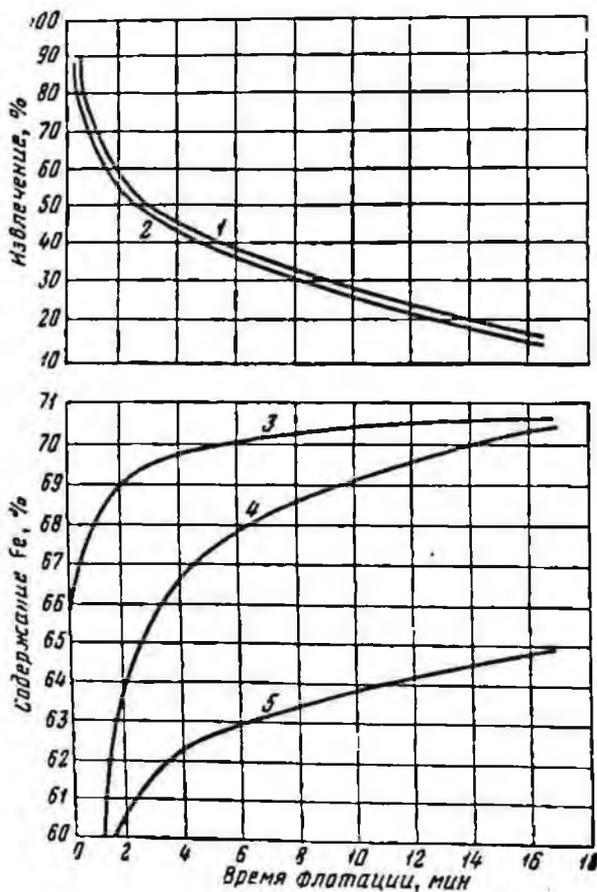


Рис. 26. Зависимость между выходом и качеством концентратов при различном времени флотации [6]

1 — извлечение; 2 — выход концентрата; 3 — содержание железа в камерном продукте; 4 — содержание железа в пенном продукте; 5 — кумулятивное содержание в пенном продукте

Анализ магнитного концентрата, поступающего на флотацию, показал, что железо сосредоточено в классах $-0,07 + 0,05$ и $-0,05$ мм. Увеличение содержания железа в концентрате магнитной сепарации с 60 до 62—63%

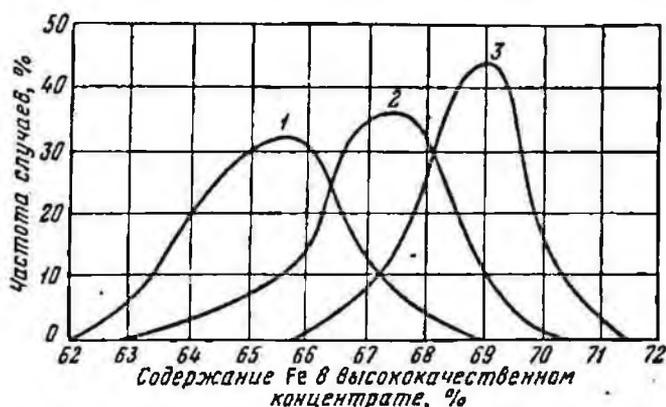


Рис. 27. Влияние тонины помола магнитного концентрата на качество высококачественного концентрата

1 — помол до 85% — 71 мк; 2 — до 85—90% — 71 мк; 3 — до 90—95% — 71 мк
(обработано 220 анализов за 55 смен)

приводило к повышению содержания железа в хвостах магнитной сепарации на 1,5—2%. Качество хвостов ухудшалось за счет потерь железа с мелкими зернами магнетита из-за переизмельчения (96% — 0,071 мм в сливе гидроциклона вместо 80—85%).

Качество высококачественного концентрата в период испытаний изменялось в пределах 67—69,5% Fe при содержании кремнезема 2—3,5% и достигало 70% Fe при 1—1,5% кремнезема.

Выход высококачественного концентрата в большинстве смен составлял 65—70%, а извлечение металла 72—76% от питания флотации.

Увеличивая время флотации, можно еще более повысить качество камерного продукта и снизить его выход (рис. 26).

Повышение степени измельчения промежуточного продукта способствует резкому увеличению содержания железа в доменном концентрате (рис. 27).

Таблица 21
Условия флотации и расход реагентов

Операции	Условия флотации			Расход реагентов, кг/т исходного		
	pH	% твердого	время агитации и флотации, мин.	сульфит-целлюлозный щелок 100%-ный	едкий натрий 100%-ный	талловое масло натуральное
Контактный чан I . . .	7,3	48—52	1,5	1—1,2	—	—
Контактный чан II . . .	11,8	48—52	1,5	—	0,8—1,2	—
Контактный чан III . . .	11,8	48—52	1,5	—	—	0,20
Основная флотация . . .	11,5	40—43	8	—	—	—
Контрольная флотация .	11,3	40—42	7—6	—	—	0,05—0,1

Флотационные испытания проводились на жесткой технической воде, солевой состав которой описан ранее (стр. 39). Условия флотации и расход реагентов указаны в табл. 21.

Плотность пульпы в процессе флотации поддерживалась оптимальной из-за отсутствия специального пульподелителя.

Таблица 22

Технологические показатели работы флотационной секции по неполной схеме (см. рис. 13)

Продукт	Выход, %		Содержание, Fe, %	Извлечение Fe, %	
	от руды	от операции		от руды	от операции
Высококачественный концентрат	23,8	68,3	69,3	47,1	73,5
Доменный концентрат . .	6,6	18,5	61,0	11,5	17,9
Хвосты флотации	4,9	13,2	42,0	5,5	8,6
Исходный продукт . .	35,0	100,0	64,1	64,1	100,0

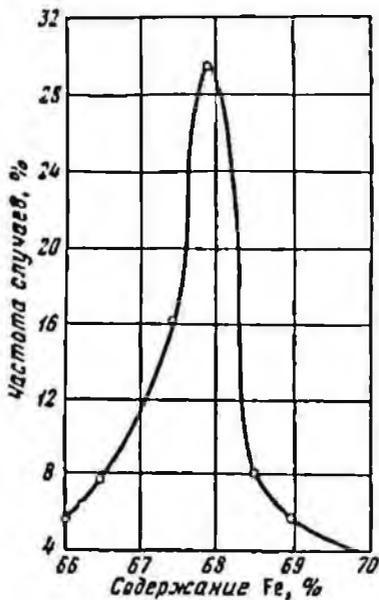


Рис. 28. Качественная характеристика высококачественного концентрата флотации

В период работы флотационной секции по проектной схеме выяснилось следующее.

1. Высококачественный концентрат насыщен мелкодисперсными пузырьками воздуха, вследствие чего производительность насосов, перекачивающих его на фильтрацию, оказалась недостаточной.

2. Пенный продукт контрольной флотации из-за вязкой, устойчивой пены перекачивать насосами на фильтрацию оказалось практически невозможным. Поэтому работа продолжалась по неполной схеме (камерный продукт контрольной флотации самотеком был направлен на фильтрацию).

Технологические показатели работы опытно-промышленной флотационной установки по неполной схеме помещены в табл. 22.

Качественная характеристика высококачественного концентрата показана на рис. 28.

Таблица 23

Результаты фазового анализа высококачественных флотационных концентратов

№ п/п	Fe _{общ}	FeO	SiO ₂	Содержание железа, %			
				в магнетите	в маршите	в гематите	в сидерите
1	68,5	27,7	4,2	60,6	7,7	0,1	—
2	69,1	27,0	3,0	63,0	5,8	0,3	—
3	69,4	24,6	2,8	55,6	12,8	0,7	0,2
4	69,4	27,0	2,8	61,0	7,2	—	0,6
5	69,9	27,4	2,4	62,0	6,9	0,4	0,5
6	70,1	27,8	1,9	64,3	5,2	0,5	0,1
7	70,2	27,2	1,8	62,8	6,5	0,7	0,2

Таблица 24

Результаты полного химического анализа высококачественных флотационных концентратов

№ п/п	Содержание, %															
	Fe _{общ}	Fe _p	FeO _{общ}	FeO _{раст}	SiO ₂	TiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	CO ₂	P ₂ O ₅	MnO	S	п.п.п	H ₂ O
1	68,3	68,3	26,4	26,4	3,2	0,04	0,5	68,2	0,6	0,3	0,5	0,02	0,020	0,02	0,6	0,09
2	68,5	68,5	25,4	25,4	3,2	0,02	0,3	70,8	0,1	0,2	—	0,01	—	0,04	0,8	—
3	70,2	—	28,4	28,4	1,3	—	0,03	68,9	0,31	0,2	0,4	0,01	0,01	0,01	0,8	—

В табл. 23 и 24 приведены результаты фазового и полного химического анализов высококачественных флотационных концентратов.

Исследование возможности интенсификации флотации

Изучение влияния температуры пульпы на результаты флотации проводилось с концентратом магнитной сепарации, измельченным до 98% — 0,071 мм [59]. Испытания выполняли на флотационной машине лабораторного типа емкостью 350 см³ со скоростью импеллера 2500 об/мин.

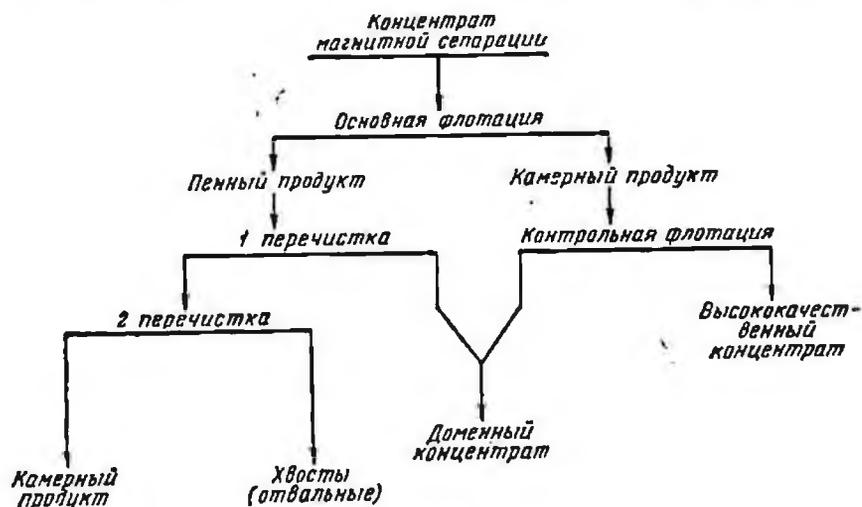


Рис. 29. Схема проведения обратной флотации магнитного концентрата на лабораторной флотационной машине

В исследованиях применяли следующие реагенты: собиратель — мыло сырого таллового масла; депрессор — сульфит-целлюлозный щелок; регулятор среды — едкий натрий.

Температурный режим пульпы: 13, 25, 30, 35, 40, 45 и 50°C.

Условия опытов. Расход сульфит-целлюлозного щелока — 1,0 кг/т, время агитации — 3 мин., расход едкого натра — 1,5 кг/т, время агитации — 1 мин., расход мыла сырого таллового масла — 600 г/т, время агитации — 3 мин. (рис. 29).

Результаты испытаний, приведенные в табл. 25 и на рис. 30, показывают, что по мере повышения температуры пульпы улучшаются показатели флотации (причем температуру 40°C следует считать оптимальной).

Замена едкого натрия известью дает возможность применять в качестве депрессора реагент ОПНБ (отходы производства нитрования бензола) [8].

Влияние температуры пульпы на результаты флотации
(содержание железа в исходном продукте 62,8%)

№ п/п	Температура пульпы, °С	Выход концентрата, %	Содержание Fe в концентрате, %	Извлечение Fe в концентрат, %	Содержание Fe в хвостах, %
1	13	60,3	65,3	62,9	27,2
2	25	62,8	66,8	66,8	25,7
3	30	64,5	68,5	70,3	23,5
4	35	65,9	68,9	72,3	22,3
5	40	66,8	69,3	73,7	21,2
6	45	68,6	69,6	76,0	20,8
7	50	68,3	69,8	75,9	20,5

Условия опытов. Расход собирателя — мыло сырого таллового масла — 0,25 кг/т, время агитации 3 мин., расход сульфит-целлюлозного щелока — 1 кг/т, время агитации 3 мин., расход извести 1,7 кг/т, время агитации 1 мин. Депрессор ОПНБ подавался фракционно.

Результаты опытов приведены в табл. 26.

Таблица 26

Влияние расхода реагентов на результаты флотации

Расход ОПНБ, кг/т	Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
1,0	Пенный	17,0	41,6	13,1
	Камерный	83,0	65,8	86,9
	Исходный концентрат	100,0	62,8	100,0
1,5	Пенный	24,7	52,4	20,6
	Камерный	75,3	66,2	79,4
	Исходный концентрат	100,0	62,8	100,0
2,0	Пенный	28,5	50,0	22,7
	Камерный	71,5	67,9	77,3
	Исходный концентрат	100,0	62,8	100,0

Исследования депрессора ОПНБ подтвердили возможность замены едкого натрия известью и возможность получения при этом высококачественных концентратов.

Пенный продукт может быть доработан магнитным способом.

Магнитный анализ пенного продукта (содержание Fe 50,0%) на анализаторе переменного тока показал, что возможно выделить из пенного продукта магнитную фракцию с содержанием Fe 64% при выходе 68%. При

этом хвосты получаются с содержанием 20,5% Fe. Были проведены также исследования по обратной флотации железной руды на лабораторной однокамерной эжекторной флотационной машине¹.

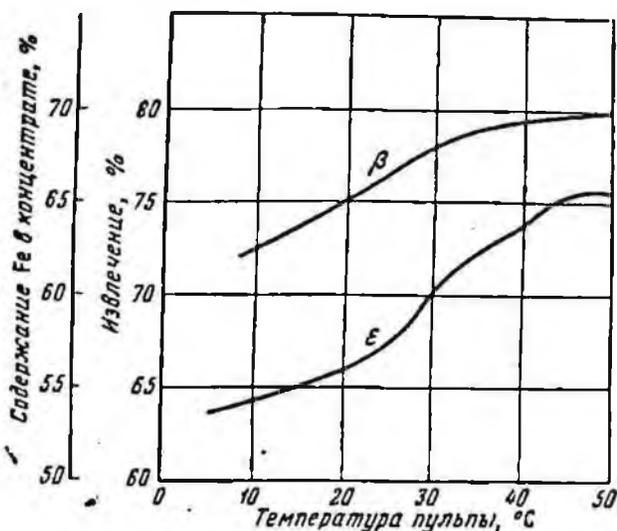


Рис. 30. Зависимость показателей флотации от температуры пульпы

Эжекторная однокамерная флотационная машина (рис. 31) состоит из пеноотделителя 1, трубки 2 с отверстиями, через которые в пеноотделитель поступает исходная пульпа. В верхней части пеноотделителя расположена трубка 3 для возврата промежуточного продукта. При помощи центробежного насоса 6 подготовленная пульпа определенной плотности из питающей воронки 7 подается через эжектор 5 в пеноотделитель. Реагенты подаются во флотационную машину через питающую воронку.

Флотационная машина имеет одну ступень. Объем пеноотделителя — 0,06 м³. Величина напора перед эжектором — 2,2 атм.

Проба была подвергнута грохочению на сите с отверстиями 0,074 мм, после чего надрешетный продукт класса + 0,074 мм обогащался на магнитном сепараторе, концентрат которого вместе с подрешетным продуктом класса — 0,074 мм направлялся на флотацию.

Исследования проводили по схеме, приведенной на рис. 32.

В период 5-минутного перемешивания исходной пульпы (30% твердого) в питающую воронку были добавлены следующие реагенты: депрессор — сульфит-целлюлозный щелок — 1 кг/т; регулятор среды — едкий натрий — 1,5 кг/т; мыло сырого таллового масла — 0,4 кг/т.

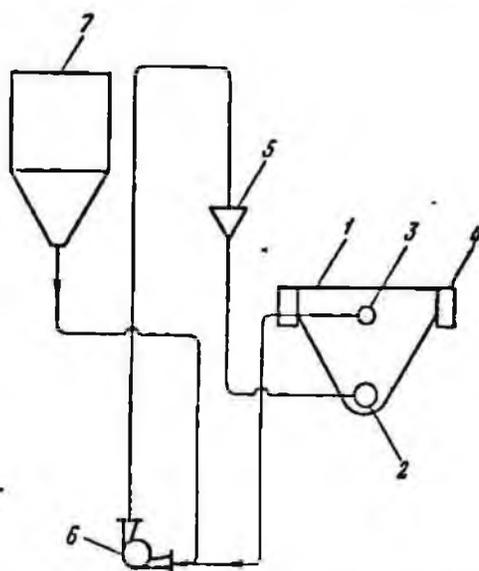


Рис. 31. Схема установки однокамерной эжекторной флотационной машины

1 — флотомашина; 2 — напорный трубопровод; 3 — возврат промпродукта; 4 — пеноприемник; 5 — воронка питающего трубопровода; 6 — основной зумпф; 7 — бункер

¹ В опытах принимали участие Н. Г. Бедраль и Ю. А. Коряков.

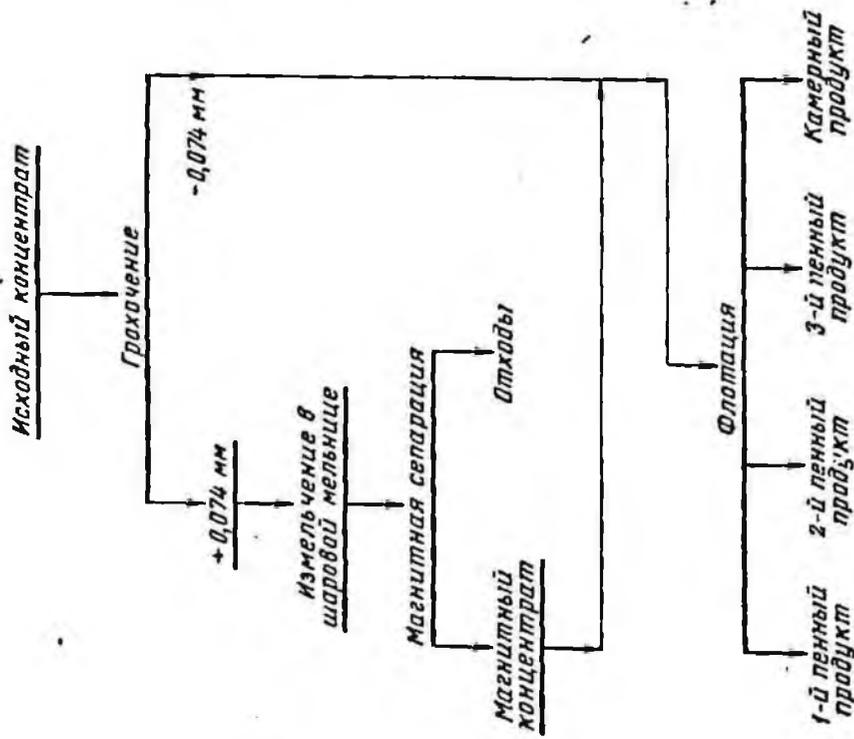


Рис. 32. Схема флотации железной руды

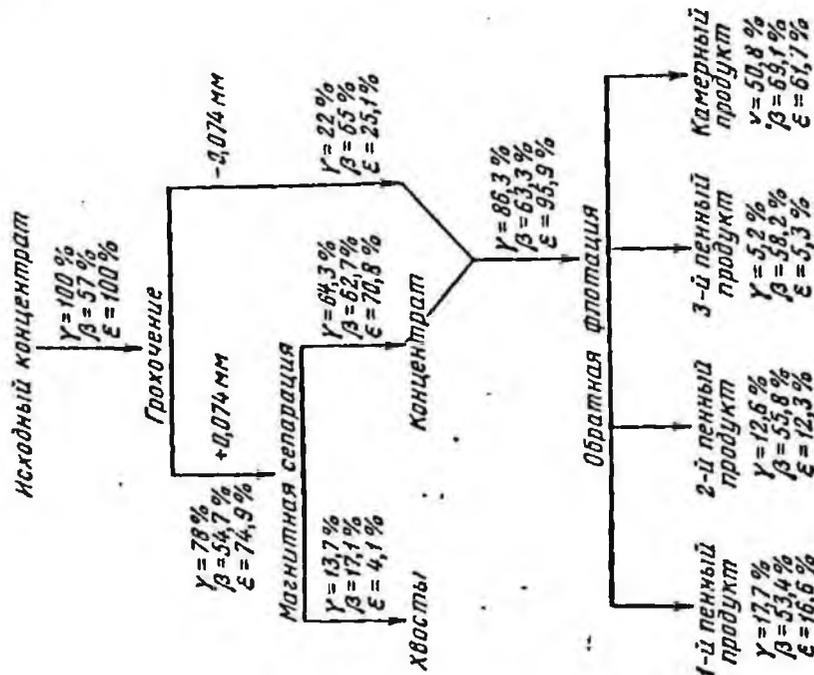


Рис. 33. Качественно-количественная флотационная схема

Вся исходная пульпа при помощи насоса направлялась в пеноотделитель в замкнутом цикле через питающую воронку.

По окончании агитации, через каждые 2 мин. отбирались пробы продуктов обогащения по схеме, представленной на рис. 32.

Результаты исследований сведены в качественно-количественную схему (рис. 33).

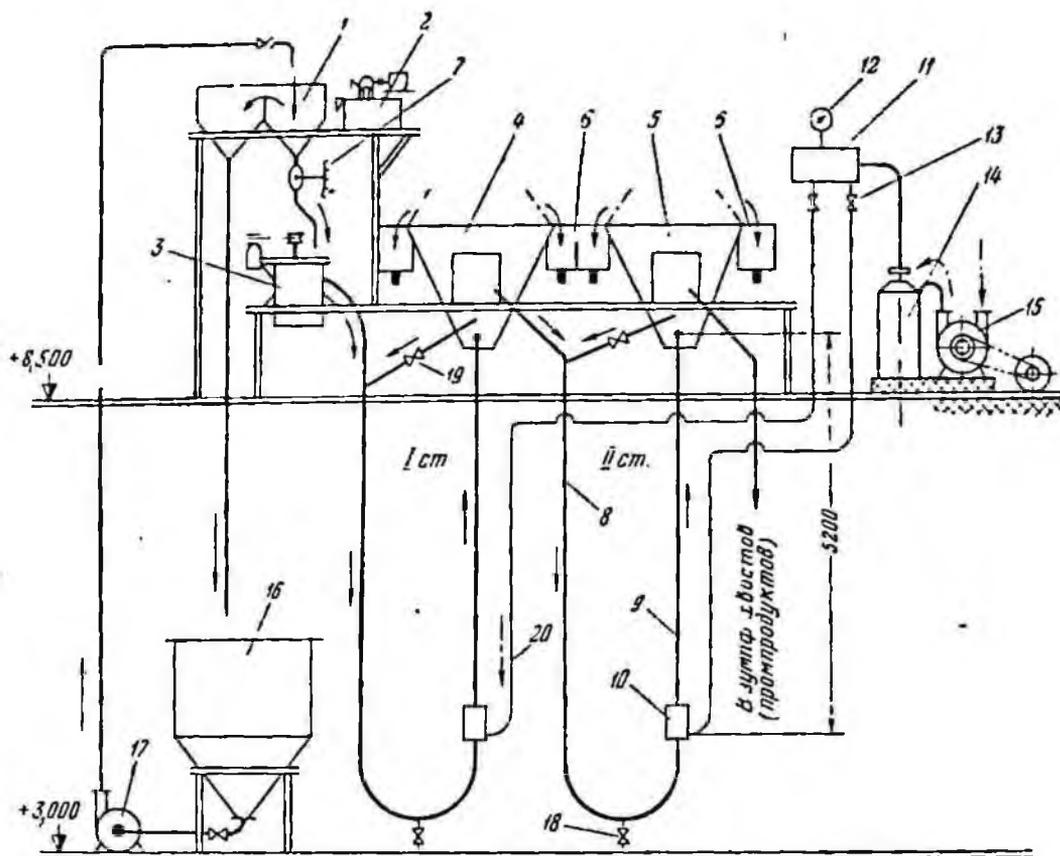


Рис. 34. Схема лабораторной эрлифтной установки

1 — питающая воронка; 2 — реагентный питатель; 3 — контактный чан; 4 — флотомашина первой ступени; 5 — флотомашина второй ступени; 6 — пеноприемники; 7 — регулировка питания; 8 — питающий трубопровод; 9 — напорный трубопровод; 10 — редуктор азэрлифта; 11 — распределительный бачок сжатого воздуха; 12 — манометр; 13 — вентиль; 14 — ресивер; 15 — компрессор; 16 — основной зумпф; 17 — песковый насос; 18 — спускной кран; 19 — песковая задвижка; 20 — воздухопровод

Исследования по флотации магнетитового товарного концентрата магнитной сепарации проводились на лабораторной эрлифтной установке. Флотация осуществлялась при непрерывной подаче исходного материала и выделении всех продуктов обогащения.

Эрлифтная установка (рис. 34) состоит из двух пеноотделителей 4, 5, установленных на отметке +8,5 м, двух пар эрлифтных труб 8, 9, пропущенных через перекрытие рамы, на которую установлены пеноотделители 4, 5, питателя реагентов 2, питающей воронки 1 с переливом и отградуированного крана 7, емкостного бачка 16 и насоса 17, установленных на отметке +3,0 м, роторной воздуходувки 15 с электроприводом, распределительного воздушного коллектора 11 с манометром 12 и регулировочными кранами 13, магистралями подвода пульпы от насоса к питающей воронке и отвода перелива воронки в емкостный бачок.

Эрлифтная установка имеет 2 ступени; объем пеноотделителя — 0,1 м³; диаметр труб эрлифта — 30 мм; высота эрлифтных труб — 3,2 м; необходимое давление воздуха на коллекторе — 0,6 атм.

Исследование проводилось по схеме, приведенной на рис. 35.
 В период 10-минутного перемешивания пульпы, в реагентной бачке были добавлены следующие реагенты: депрессор — сульфит-целлюлозный щелок — 1,0 кг/т; регулятор среды — едкий натрий — 0,4 кг/т; известь — 0,8 кг/т; мыло сырого таллового масла — 0,15 кг/т.

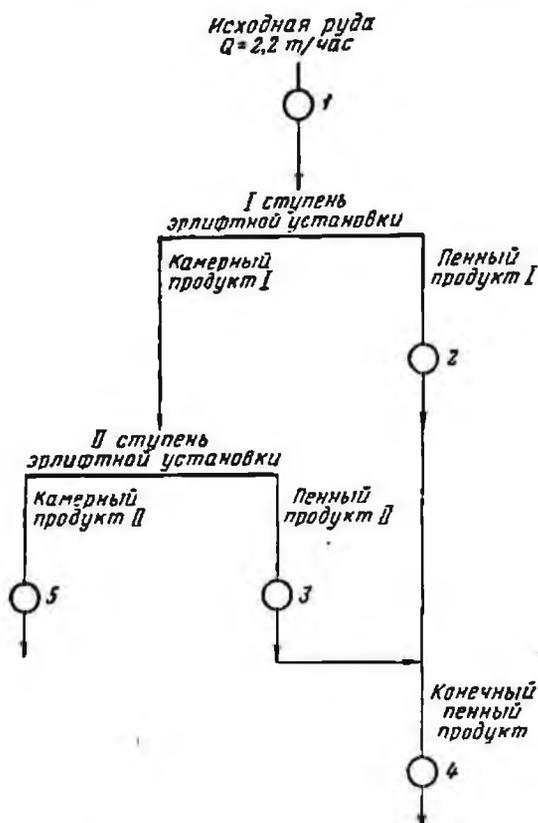


Рис. 35. Схема исследований на эрлифтной установке
 1—5— места отбора проб



Рис. 36. Качественно-количественная схема обратной флотации магнетитового концентрата на эрлифтной установке

По окончании перемешивания в эрлифтную установку было подано питание через градуированный кран воронки на производительность установки из расчета 2,5 м³/час (по исходной пульпе).

Таблица 27

Результаты обратной флотации магнетитового концентрата

Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Плотность, г/л	Извлечение Fe, %	Изменение содержания Fe, %	
					от исходного	от операции
Пенный I	19,0	40,1	269	12,9	-20,1	-20,11
Пенный II	15,4	59,1	227	15,1	-1,2	-7,25
Общий пенный	34,4	48,6	234	28,0	-11,6	-11,60
Камерный I	81,0	64,7	Не определялась	87,1	+4,6	+4,55
Камерный II	85,6	66,3	519	72,0	+6,10	+1,65
Исходный материал .	100,0	60,2	485	100,0	—	—

После установившегося режима флотации в пеноотделителях через каждые 1,5 мин. отбирались пробы продуктов обогащения по схеме, приведенной на рис. 35.

Результаты опыта приведены в табл. 27 и в качественно-количественной схеме (рис. 36).

Полученные результаты позволяют установить, что при обогащении магнетитовых концентратов на эжекторных и эрлифтных установках флотации с получением концентрата для металлдобавок (содержание Fe 69—70%), доменного концентрата (содержание Fe 58—60%) и промежуточного продукта (содержание Fe 42—46%) необходимо иметь 2 ступени эжекторных или 3 ступени эрлифтных установок, из которых первая ступень осуществляет основную флотацию, две последующих — контрольную (рис. 37).

Удельная производительность эжекторных и эрлифтных установок при ведении основной флотации 25 м³/час или 8 т/час на 1 м³ камеры пеноотделителя; для контрольной флотации—12 м³/час или 4—5 т/час на 1 м³ камеры.

Установка для вакуумного гашения пены (см. рис. 21), разработанная при проведении этого исследования, состоит из вакуумресивера емкостью 4 м³, вакуумнасоса, зумпфа, в который поступает пенный продукт из флотационных машин, сборника пульпы с флотационным концентратом и системы трубопроводов, соединяющих между собой указанные элементы установки.

Пенный продукт, поступающий по желобам в зумпф, под действием вакуума, создаваемого вакуумнасосом, засасывается по трубопроводу в вакуумресивер. Для обеспечения необходимой скорости во всасывающем трубопроводе, при которой предотвращается стекание назад в зумпф некоторой части жидкой фазы пенного продукта, в начале трубопровода имеется патрубок с вентилем, через который засасывается воздух из атмосферы в необходимом количестве. По мере продвижения пенного продукта по трубопроводу вакуум возрастает и при входе в ресивер он становится максимальным. При этом вследствие уменьшения давления воздух, находящийся в пузырьках пены, расширяется, пленка, образующая пузырек, становится тоньше при ударе об отбойный щит, установленный в вакуумресивере, против входного отверстия пузырьки пены разрушаются. Воздух из вакуумресивера отсасывается вакуумнасосом, а пульпа с флотационным концентратом стекает по трубопроводу в сборник. Удаление происходит по принципу гидростатического затвора.



Рис. 37. Схема обратной флотации магнетитового концентрата на эрлифтной установке

*Некоторые экономические сведения
по магнитно-флотационному методу*

За время промышленных исследований на флотационной секции обогатительной фабрики Ново-Криворожского горнообогатительного комбината было получено 30 тыс. т высококачественного концентрата с себестоимостью 6,72 руб. 1 т при стоимости исходного магнитного концентрата с содержанием железа 63%, равной 4,74 руб. 1 т, и расходах по переделу флотацией — 0,81 руб/т.

При установке дополнительных флотационных машин для перемешки хвостов и аппаратуры для гашения пены потери металла при обогащении можно резко сократить и себестоимость концентрата приблизить к

Т а б л и ц а 28

Себестоимость производства на флотационной установке при годовом выпуске 370 тыс. т высококачественного концентрата

Статьи расхода	Цена за единицу измерения, руб.	Количество	Сумма, тыс. руб.	Расход на 1 т концентрата с содержанием 68% Fe
<i>Сырье</i>				
Концентрат с содержанием 64% Fe, т	4,55	57 120	2598,96	1,54
<i>Флотационные реагенты</i>				
Собиранель — талловое мыло, Т	183	142,8	26,13	0,00025
Депрессор — барда (сульфит-целлюлозный шлок), Т	30	685,44	20,66	0,0012
Регулятор — едкий натрий, Т	85	685,44	58,26	0,0012
Ремонт, смазочные материалы и др.			8,00	
Итого			111,90	0,3
Электроэнергия, тыс. кат-ч	0,9	8947	80,52	0,216
Вода техническая, м ³	7,0	1228	12,09	0,03
Заработная плата:				
производственных рабочих, чел.	1400	16	22,4	
вспомогательных рабочих, чел.	1300	4	5,2	
ИТР, чел.	1900	2	3,8	
Итого		22	31,4	0,084
Начисления на зарплату и охрана труда, тыс. руб.	—	—	4,05	0,001
Амортизация, тыс. руб.	—	—	10,6	0,03
Прочие расходы	—	—	19,4	0,05
Суммы расходов				
Итого передел	—	—	269,96	0,72
Возврат от реализации доменного концентрата, тыс. руб. (общая стоимость)	6,02	370 000	2238,58	

Итого: фактическая себестоимость 1 т высококачественного концентрата при выпуске опытной партии (при себестоимости исходного магнитного концентрата с содержанием железа 62—63% — 4,74 руб.) и расходе по переделу флотации 0,81 руб. составляет 6,71 руб.

Таблица 29

Расчетные показатели магнитного обогащения (по параметрам раскрытия) сырья карьера Ново-Криворожского горнообогатительного комбината (при извлечении 90% Fe > 0,074 м.к)

Разновидность	Извлекаемая фаза	Содержание в исходной пробе		50% — 74 м.к				70% — 74 м.к				99—100% — 74 м.к			
		Fe _{общ}	Fe _{раств}	Извлече- ние, %	Соержа- ние Fe, %	Выход, %	Fe _{общ} , %	Извлече- ние, %	Соержа- ние Fe, %	Выход, %	Fe _{общ} , %	Извлече- ние, %	Соержа- ние Fe, %	Выход, %	Fe _{общ} , %
Железо-слюдковый сидерито-магнетитовый роговик	Магнитная	37,3	37,2	32,5	64,0	46,0	79	32,3	68,0	44,0	80	31,4	69,5	41,0	0,76
Сидерито-магнетитовый роговик	То же	33,1	33,1	29,1	69,0	35,0	73	26,9	70,0	32,5	69	26,0	—	—	—
То же	»	34,8	34,6	29,1	65,0	40,5	76	29,8	66,0	41,0	78	29,0	70,5	37,0	0,75
Силикатно-магнетито-сидеритовый роговик	»	25,9	25,5	14,7	66,5	18,5	48	15,5	70,0	16,0	43	16,6	—	—	—
То же	»	28,4	28,4	16,0	69,0	21,0	51	15,7	71,5	20,0	50	72,0	19,0	4,8	—
»	»	—	—	27,8	59,0	43,0	89	26,1	60,0	39,0	82	25,3	60,5	37,5	0,80
Лимонито-мартиито-магнетитовый роговик	Суммарная рудная	35,7	35,6	29,0	65,5	40,0	90	27,1	67,0	36,5	90	25,7	71,5	33,0	92
То же	Магнитная	—	—	35,6	61,5	52,0	90	33,2	66,0	45,5	84	34,0	—	—	—
Лимонито-мартиито-магнетитовый роговик	Суммарная рудная	36,1	36,0	26,2	65,0	37,0	60	25,2	66,0	35,0	64	24,1	68	31,5	59
То же	Магнитная	—	—	36,1	63,0	52,5	92	36,0	65,0	50,0	90	36,1	67,5	49,0	92

проектным данным, рассчитанным по результатам полупромышленных исследований (при годовом выпуске 370 тыс. т концентрата на флотационной установке себестоимость должна составлять 6,02 руб. 1 т; табл. 28).

По данным лабораторных исследований Центрального института черной металлургии можно снизить стоимость флотационного передела на 0,3—

—0,5 руб/т путем замены дорогих реагентов — сульфит-целлюлозного щелока и едкого натрия — дешевыми отходами производства нитробензола и известью.

Для дальнейшего улучшения показателей обогащения (при мокром способе) необходимо на основе данных промышленных испытаний разработать мероприятия по сокращению потерь металла и существенному снижению себестоимости концентрата.

Микроскопические исследования сырья (табл. 29), проведенные в Механобрчермете [26], показали, что естественная вкрапленность руды позволяет при правильном измельчении и полном извлечении раскрытых рудных зерен увеличить выход концентрата до 30—32%, т. е. в полтора раза, не увеличивая крупности помола (70%—74 мк). На рис. 38 приведено сопоставление графиков обогатимости, полученных при микроскопическом исследовании и по данным лабораторных опытов. Эти данные подтверждают возможность значительного повышения выхода высококачественных концентратов без

перезмельчения рудных частиц против размера их естественной вкрапленности. На рис. 38 приведены также кривые отпускной стоимости продукции (произведение количества концентрата из 1 т руды на его цену по прейскурранту) и кривые себестоимости выплавленного из него чугуна. Себестоимость чугуна высчитывалась по уравнению, выведенному для условий работы современных доменных печей на агломерате из Криворожских концентратов [1].

$$\begin{aligned} \mu = & \frac{100}{Fe} \left(\frac{D+O}{\tau} + 2,5 \right) + 11,45 + 29,278 \frac{SiO_2}{Fe} + \\ & + 1,89 \frac{\frac{SiO_2}{Fe} \cdot 0,89 + 0,455}{1,395 - 1,04 \frac{SiO_2}{Fe}}, \end{aligned} \quad (20)$$

где Fe — содержание железа в концентрате, %; D — стоимость добычи 1 т руды, равная 0,6 руб/т; O — стоимость обогащения 1 т руды (при концент-

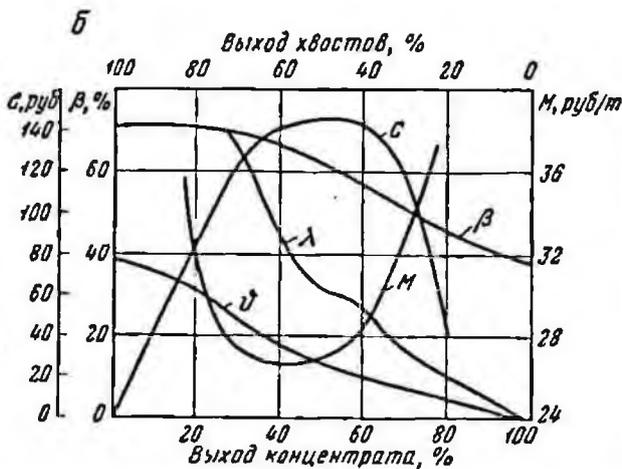
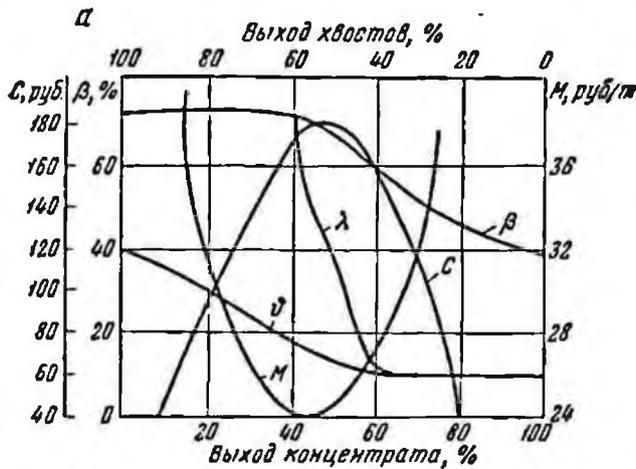


Рис. 38. Графики обогатимости криворожских магнетитовых кварцитов, измельченных до крупности 95%—74 мк

а — по данным магнитного анализа; б — по данным комбинированного магнитно-флотационного анализа

рате с содержанием Fe 59% $O = 0,8 \text{ руб/т}$; γ — выход, доли единицы; SiO_2 — содержание кремнезема в концентрате, %.

По этим данным можно определить наибольший экономический эффект и оптимальные показатели обогащения при заданной крупности измельчения руды. Эти показатели соответствуют наибольшей сумме реализации (1,8 руб. за 1 т при выходе концентрата 50% и содержании в нем железа 67%) и минимальной себестоимости чугуна (при выходе концентрата 47% и содержании железа 69,7%). Обращает на себя внимание резкое снижение экономического эффекта обогащения (суммы реализации) при уменьшении выхода и качества концентрата против возможного. Так, например, вместо суммы реализации 1,4—1,8 руб. из 1 т сырья, на действующих фабриках получается сумма реализации меньше 1 руб., т. е. на каждой тонне сырья недоиспользуется 0,5—1,0 руб. или 50 млн. руб. в год (при уровне годовой переработки около 100 млн. т сырья). Эти цифры доказывают большое народнохозяйственное значение повышения извлечения рудных зерен и селективности измельчения кварцитов без повышения тонкости измельчения и без дополнительных расходов на процесс измельчения. Проведенные в последнее время в 1961—1962 гг. исследования Криворожского горнорудного института показали возможность повышения выхода высококачественного концентрата до 44,2% при том же содержании железа (69%) в концентрате при замене магнитной сепарации прямой флотацией магнетита.

В качестве флотационных реагентов применялись: собиратель — 300 г/т (80% таллового масла и 20% несурьфированных соединений — отходы производства очищенных натрийалкилсульфатов вторичных спиртов); депрессор — серная кислота — 1200 г/т, бихромат калия — 40 г/т и жидкое стекло — 660 г/т). Несмотря на применение более дорогого процесса и более дорогих флотационных реагентов, эта схема может оказаться выгодной в связи с повышением выхода концентрата. Это подтверждается расчетом по формуле (20).

Если принять по данным современной практики себестоимость добычи сырья 0,7 руб/т, себестоимость 1 т чугуна 24 руб. при содержании железа в концентрате 69% и кремнезема 3%, то допустимая себестоимость обогащения 1 т сырья при этих условиях составит:

$$O = \frac{\gamma(\mu - 16,41) - 1,45D}{1,45} = \frac{0,442(24 - 16,41) - 1,45 \times 0,7}{1,45} = 1,61 \text{ руб/т}$$

и с повышением выхода на каждый процент увеличивается на 6 коп.

Фактическая себестоимость переработки сырья по магнитно-флотационной схеме при промышленных опытах на Ново-Криворожском горнообогатительном комбинате была порядка 1 руб/т. Таким образом, повышение выхода концентрата при флотационной схеме окупается в том случае, если повышение стоимости переработки не превышает 1,61—1,0 = 0,61 руб/т исходной руды. Целесообразно проведение полупромышленных и промышленных испытаний для уточнения технико-экономических показателей магнитно-флотационных схем.

Исследование возможности снижения потерь железа в хвостах

Фазовый анализ хвостов (проведенный по методике, разработанной В. Н. Куделиным) дает возможность сделать вывод, что без магнитной сепарации в сильном поле нельзя получить высокое извлечение металла из хвостов, поскольку минералы сидерит, мартит и гематит имеют слабую магнитную восприимчивость, а содержание магнетита незначительно. Следовательно, более эффективным является обогащение в сильном магнитном поле и флотация.

Хвосты 1-й стадии магнитной сепарации исходной руды содержат рудных минералов 5%, богатых сростков 6%, бедных сростков 19%, нерудных минералов 70%.

Гранулометрическая характеристика хвостов приведена в табл. 30.

Т а б л и ц а 30

Гранулометрическая характеристика продуктов флотации и степень раскрытия минералов в них

Продукт	Класс, мм	Выход %	Содержание, %		Извлечение, Fe, %	Степень раскрытия минералов, %			
			Fe	SiO ₂		рудные минералы	богатые сростки	бедные сростки	нерудные минералы
Камерный	+0,071	6,2	47,9	—	4,3	60—65	10—12	15—18	6—10
	-0,071	10,4	67,0	—	10,0	90—91	2—3	2—3	2—3
	+0,05	83,4	70,8	—	85,7	96—98	—	1—2	1—2
	-0,05								
Всего		100,0	69,1	2,68	100,0	—	—	—	—
Пенный	+0,071	11,3	32,3	—	6,7	27—30	8—9	40—44	18—20
	-0,071	11,8	47,0	—	10,1	45—50	3—4	27—28	15—18
	+0,05	75,9	59,1	—	83,2	75—80	—	5—10	15
	-0,05								
Всего		100,0	54,7	19,2	100,0	—	—	—	—
Исходный Магнитный	+0,071	8,3	39,4	—	4,9	53—55	10—12	20—22	15—18
	-0,071	10,9	59,3	—	10,1	75—80	5—7	8—10	4—6
	+0,05	81,1	66,1	—	85,0	80—85	—	6—10	5—6
	-0,05								
Всего		100,0	64,0	9,05	100,0	—	—	—	—

Т а б л и ц а 31

Технологические показатели сепарации на лабораторном безроторном сепараторе

Продукт обогащения	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
Концентрат	27,0	19,8	34,4
Промежуточный продукт	48,4	16,5	51,6
Хвосты	24,6	8,8	14,0
Исходный	100,0	15,5	100,0

Для извлечения металла из хвостов, полученных после 1-й стадии сепарации исходной руды в слабом поле, они были подвергнуты мокрой магнитной сепарации на лабораторном безроторном сепараторе, сконструированном ДГИ по типу сепаратора Джонса [27, 49]. Напряженность поля составляет порядка 20 000 э.

Результаты магнитной сепарации приведены в табл. 31.

Результаты фазового анализа продуктов магнитного обогащения приведены в табл. 32.

Таблица 32

Результаты фазового анализа продуктов магнитного обогащения

Продукт обогащения	Fe _{общ.} , %	Содержание Fe, %				
		в магнетите	в мартите	в сидерите	в силлините	в гематите и гидроокислах
Концентрат	20,10	2,7	0,5	7,9	1,7	7,3
Промежуточный продукт	16,30	0,3	0,1	8,0	2,5	5,5
Хвосты	8,12	—	—	4,5	1,4	2,3

В табл. 33 приводится минералогическая характеристика продуктов магнитной сепарации.

Таблица 33

Минералогическая характеристика продуктов магнитного обогащения

Продукт	Fe _{общ.} , %	Содержание, %			
		рудные минералы	богатые сростки	бедные сростки	нерудные минералы
Магнитная фракция . . .	20,1	5	6,4	18,6	70,0
Промежуточный продукт	16,3	3	4,7	19,8	72,5
Немагнитная фракция . .	8,2	—	3	17,0	80,0

Лабораторные исследования мокрой магнитной сепарации хвостов в сильном поле показали возможность выделения из них отвальных хвостов с содержанием железа около 8,0%. Кондиционного концентрата получить не удалось.

Приведенные результаты фазовых анализов магнитной сепарации хвостов показывают, что в магнитной фракции содержится еще значительное количество сростков немагнитных рудных минералов, которые можно извлечь флотацией. В данной работе концентрат магнитной сепарации с целью доизвлечения металла был подвергнут обратной флотации.

Таблица 34

Технологические показатели флотации магнитного концентрата

Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
Камерный	16,4	48,5	40,3
Пенный	83,6	14,1	59,7
Исходный	100,0	19,8	100,0

Лабораторные флотационные исследования выполнялись на флотационной машине емкостью 350 лл³ с периферической скоростью импеллера 1500 об/мин.

Во флотационных исследованиях применялись следующие реагенты: собиратель — мыло сырого таллового масла — 0,8 кг/т, депрессор — барда сульфитных щелоков — 1,3 кг/т, регулятор среды — едкий натрий — 1,5 кг/т; рН = 11,7. Результаты испытаний приведены в табл. 34.

Данные табл. 34 показывают, что при применении обратной флотации слабомагнитного концентрата можно повысить содержание железа до кондиционного для сидеритов, но отвальных хвостов при этом получить не удалось. В связи с тонкой вкрапленностью рудных минералов в сростках перед доработкой этих продуктов необходимо обеспечить их раскрытие.

В целом, схема с применением магнитной сепарации в сильном поле и обратной флотации хвостов дает более высокие показатели, чем прямая флотация хвостов, применяемая на фабрике: содержание Fe в карбонатном концентрате 48,5% против 34%, извлечение — более 10% против 7—8% от исходного [49, 95].

Методы сухого обогащения для получения высококачественных концентратов

1. Магнитное обогащение

Для получения высококачественных концентратов при помощи магнитного обогащения необходимо подобрать такой метод, в котором бы сочетались наилучшие условия разделения минералов, а именно: наличие противоположно направленных разделяющих сил, величины которых можно значительно увеличивать; минимальное сопротивление среды; устранение влияния магнитной флокуляции; независимость от внешних условий; минимальное количество регулируемых параметров и простота их регулировки.

Из всех известных методов магнитного обогащения сухая магнитная центробежная сепарация в наибольшей мере сочетает перечисленные условия. Вполне логично предположить, что достаточно полное теоретическое и экспериментальное изучение всех возможностей улучшения указанного сочетания позволит осуществить высокоэффективный процесс получения высококачественных концентратов.

Уже в настоящее время при помощи этого метода удается успешно получать высококачественные концентраты из крупновкрапленных магнетитовых кварцитов Оленегорского и аналогичных ему финских месторождений [1, 28]. По мнению советских и зарубежных специалистов, указанный процесс обеспечивает получение кондиционных концентратов железа при крупности исходного материала не ниже 0,1 мм [29].

Однако, как уже отмечалось, для получения высококачественных концентратов из железистых кварцитов основных железорудных месторождений (Криворожский бассейн, КМА и др.) в большинстве случаев требуется измельчать их до крупности ниже 50 мк [26].

Из сказанного следует, что для получения высококачественных концентратов при помощи магнитного обогащения необходимо расширить область применения такого высокоэффективного метода, как сухая магнитная центробежная сепарация, отодвинув нижний предел перерабатываемой крупности до значений, соответствующих раскрытию минералов, которое необходимо для получения высококачественных концентратов, т. е. до —50 мк.

Степень трудности разделения минералов в магнитной сепарации определяется не столько крупностью питания, сколько отношением удельных магнитных восприимчивостей, которые, при прочих равных условиях, определяют величину магнитной силы. Если для магнетита и кварца $\frac{\chi_m}{\chi_{кв.}} \gg 1$, то для магнетита и богатого магнетитом сродка это отношение стремится к единице при повышении содержания магнетита.

Прежде всего, как уже отмечалось, необходимо обеспечить максимально возможную величину разделяющих сил; что можно достигнуть именно при сухой центробежной сепарации. Если этот процесс вести в вакууме, то величины разделяющих сил, магнитной и центробежной, могут быть ограничены только конструктивными и экономическими соображениями.

Центробежный режим разделения крупнозернистых материалов

Процесс сухой центробежной сепарации крупнозернистых материалов ($\geq 0,5$ мм) в полях низкой частоты достаточно хорошо изучен теоретически и экспериментально [1, 30, 31]. Условия разделения в этом процессе

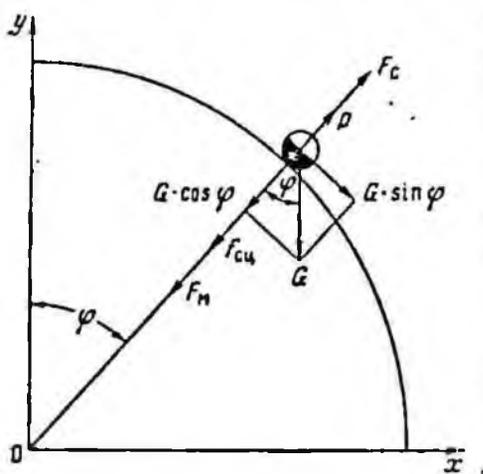


Рис. 39. Схема сил, действующих на частицу при центробежной магнитной сепарации

определяются главным образом противоположно направленными магнитной и центробежной силами и силой тяжести, направление которой изменяется в зависимости от положения частицы на барабане.

Для суммы сил, действующих на частицу в этом случае (рис. 39), можно записать:

$$F_m - F_{ц} + G \cos \varphi + f_{ц} - P = 0, \quad (21)$$

где F_m — магнитная сила; $F_{ц}$ — центробежная сила; G — сила тяжести; $f_{ц}$ — адгезионная сила; P — реакция опоры барабана на давление частицы.

Угловая частота вращения барабана $\omega_б = \frac{2\pi n}{60}$, а угол положения частицы на барабане (если пренебречь скольжением частицы по поверхности барабана) $\varphi = \omega_б t$. Считая, что частица имеет форму шара с диаметром d , можно определить радиус вращения центра тяжести частицы через радиус барабана r как $(r + 0,5d)$. В этом случае уравнение (21) можно записать:

$$c\nu \cdot \kappa H_0^2 \cdot e^{-cd} - \delta\nu \cdot \omega_б^2 (r + 0,5d) + \delta \cdot \nu g \cos \omega_б t + \frac{6As}{\pi d^2 \delta} - P = 0, \quad (22)$$

где ν — объем частицы; δ — плотность частицы; σ — поверхностное натяжение материала частиц; A — безразмерный коэффициент, учитывающий форму поверхности частиц, влажность и др.; κ — магнитная восприимчивость материала частиц.

Для крупных зерен величина адгезионной силы значительно меньше остальных сил, поэтому ею можно пренебречь с небольшой погрешностью для формулы. Разделив выражение (22) на ν и опуская $f_{ц}/\nu$ получим для этого случая:

$$c \cdot \kappa \cdot H_0^2 \cdot e^{-cd} - \delta \cdot \omega_б^2 (r + 0,5d) + \delta \cdot g \cdot \cos \omega_б t - \frac{P}{\nu} = 0. \quad (23)$$

При $P = 0$ магнитная и адгезионная силы уравновешивают центробежную силу и силу тяжести. При дальнейшем увеличении центробежной силы наступает отрыв магнитных частиц, поэтому скорость вращения барабана в момент такого равновесия можно назвать «критической». В случае сепарации крупнозернистых материалов эту скорость легко определить из уравнения (23):

$$n_{кр} = \frac{60}{2\pi} \cdot \sqrt{\frac{c \cdot \kappa \cdot H_0^2 \cdot e^{-cd} + \delta \cdot g \cdot \cos \omega_б \cdot t}{\delta (r + 0,5d)}}. \quad (24)$$

Решая уравнение (23) при $F_m = 0$ относительно угла $\varphi = \omega_б t$, можно определить угол отрыва немагнитных зерен, а также время нахождения этих зерен на поверхности барабана.

При сепарации тонкоизмельченных материалов нельзя пренебречь адгезионной силой, но если даже ее учитывать, то все равно для этого случая нельзя пользоваться приведенными выше формулами, так как тонкодисперсные ферромагнитные материалы в магнитном поле образуют флоккулы, массы и размеры которых значительно больше, чем у отдельных частиц.

Чилстэд [14] приводит результаты экспериментального определения зависимости содержания железа в получаемом концентрате от скорости вращения барабана для материалов различной крупности (рис. 40). Следует отметить, что полученные результаты (кривые 5 и 6) нельзя считать окон-

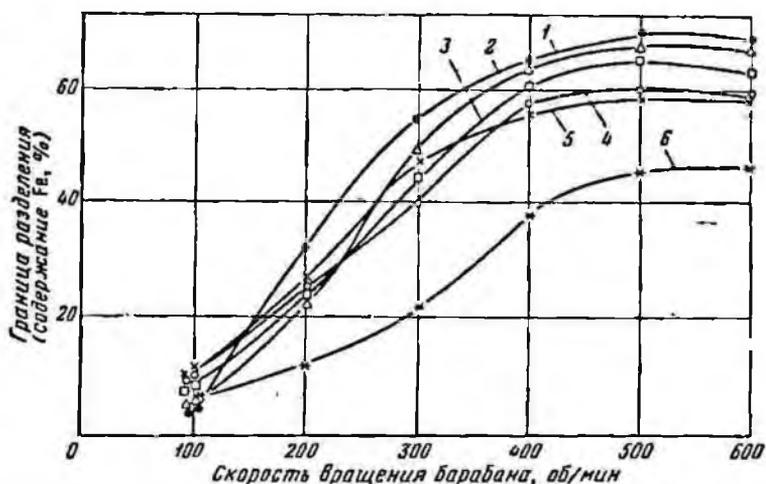


Рис. 40. Зависимость границы разделения от скорости вращения барабана
 1— класс 1,65—0,833 мм; 2— класс 0,833—0,417 мм; 3— класс 0,208—0,104 мм;
 4— класс 0,104—0,074 мм; 5— класс 0,046—0,020 мм; 6— класс мельче 0,020 мм

чательными при низкой частоте поля, а эти эксперименты проводились на сепараторе типа Мортзель Сала, т. е. при невысокой частоте. В этих условиях частицы тоньше 70 мк присутствуют в виде флокул, которые захватывают немагнитные зерна, разубоживая концентрат, и укрупняют частицы, приближая для них наступление критической скорости против ожидаемого по общей тенденции кривых (см. рис. 40).

Конструкции магнитных сепараторов

В настоящее время имеется около десятка различных конструкций аппаратов для сухой центробежной сепарации, но из них можно выделить три принципиально отличных варианта, получивших наибольшее распространение (рис. 41).

Эти конструкции можно разделить на два типа: с подвижной и с неподвижной магнитной системой. Для экспериментального изучения процесса центробежной сепарации первый тип (рис. 41, а) имеет больше возможностей. Эксцентричный сепаратор менее удобен, так как значения магнитной силы непостоянны по длине окружности барабана. Несмотря на то, что этот сепаратор позволяет получать несколько различных фракций по качеству, относительная скорость сепарации для отдельных продуктов у него значительно ниже, чем у сепаратора с индукционно-роликовой разгрузкой. Последний является наиболее универсальным, так как его можно превращать в другие типы после небольших переделок. У него широкие пределы регулировки частоты поля, что имеет большое значение при сепарации тонкоизмельченных материалов. По этим причинам для исследований по интенсификации

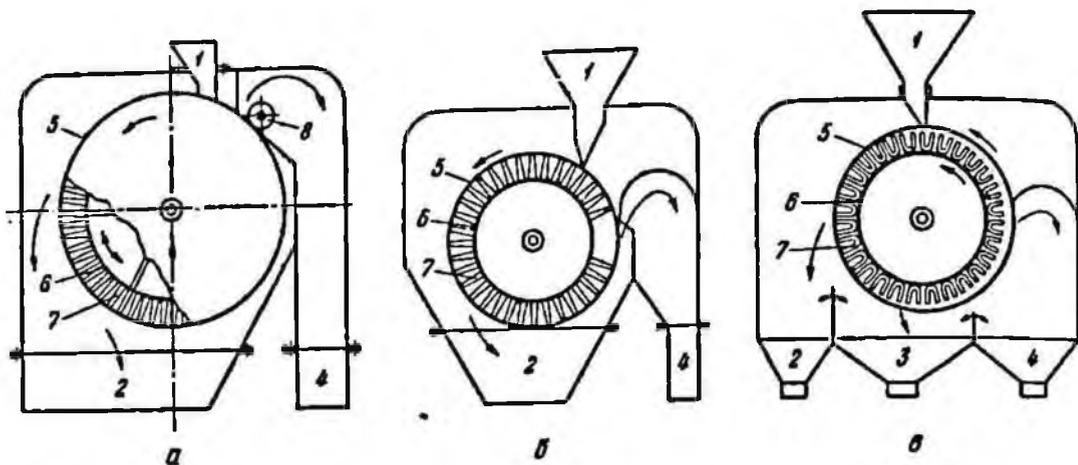


Рис. 41. Барабанные сепараторы с постоянными магнитами чередующейся полярности
a — с индукционно-роликовой разгрузкой; *б* — с центробежной разгрузкой; *в* — эксцентрический сепаратор
 1 — питатель; 2 — хвосты; 3 — промежуточный продукт; 4 — концентрат; 5 — вращающийся барабан;
 6 — вращающаяся магнитная система; 7 — зазор; 8 — щетка

процесса сухой центробежной сепарации, проводившихся в ИГД им. Скопинского с 1960 г. [96], был выбран сепаратор именно такого типа (рис. 42). Краткая техническая характеристика сепаратора 11К:

Средняя напряженность поля H , э	1000
Число полюсов магнитного шкива, шт.	24
Диаметр барабана, мм	400
Число оборотов барабана в минуту	70—400
Число оборотов магнитного шкива в минуту	135—680
Габариты сепаратора, м	1,26×0,6
Производительность, т/час	до 3
Установочная мощность, квт	1
Вес, т	0,2
Ширина питания, мм	100
Шаг полюсов, мм	50

Отечественный сепаратор такого типа 21-СВ (см. далее рис. 73) успешно прошел лабораторные и полупромышленные испытания [11].

Барабан и магнитный шкив имеют отдельные, независимые приводы, позволяющие менять число их оборотов в широких пределах. Привод состоит из электромотора, выполненного в одном корпусе с масляным вариатором, и клиноременной передачи на барабан или шкив, соответственно. Масляный вариатор скоростей позволяет получить любое число оборотов в пределах диапазона регулировки. Питание подается на барабан равномерно и с точной дозировкой при помощи вибрационного питателя с регулируемым числом вибраций.

Картина магнитного поля показана на рис. 43. Магниты — прямоугольники с поперечным сечением в форме правильной трапеции высотой 100 мм и основаниями 10 и 20 мм, обращенные узкой стороной наружу. Распределение радиальной составляющей напряженности по длине окружности барабана на поверхности его, снятое при помощи осциллографа, показано на рис. 44, причем знак его учитывает направление поля.

Магнитное поле сепаратора

Как было сказано ранее, для исследований принят магнитный сепаратор 11К, как наиболее универсальный, обладающий наибольшими удобствами регулировки и технологическими возможностями. Это барабанный сепаратор на постоянных магнитах с чередующейся полярностью. Магниты

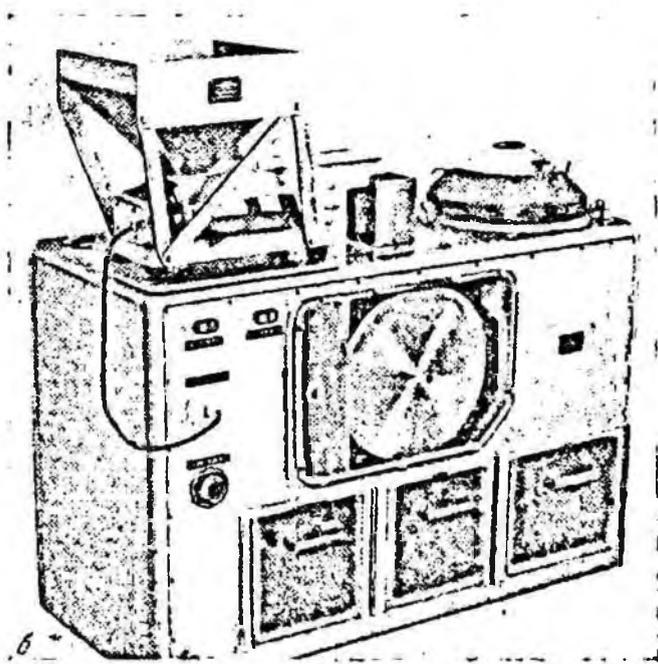
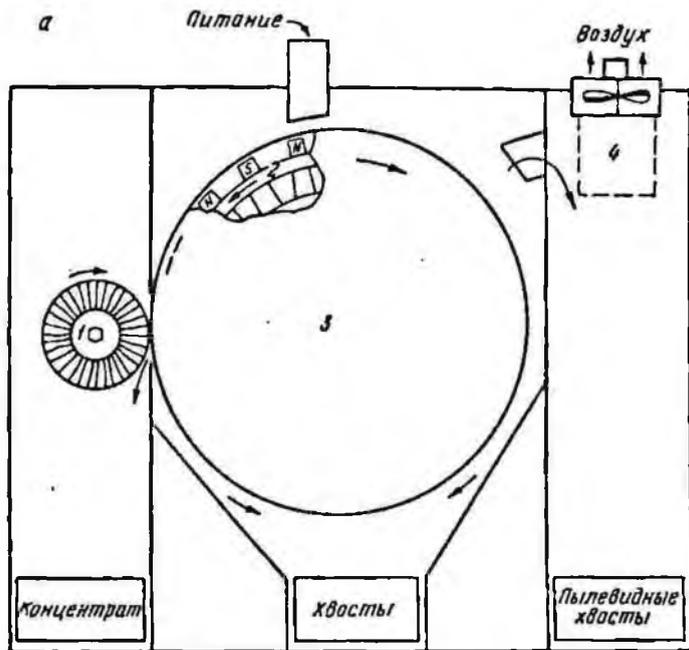


Рис. 42. Схема а и внешний вид б сепаратора 11К

1—индукционная разгрузочная щетка; 2—барабан из немагнитного материала;
3 — магнитная система; 4 — вентилятор с пылеулавливающим устройством

расположены радиально по всей окружности несущего шкива. Наружный барабан и магнитная система имеют отдельные, независимые приводы, позволяющие плавно менять скорость их вращения в любом направлении.

Картина поля такой системы достаточно хорошо описана в отечественной литературе [1, 30], однако в данном случае интересно получить аналитическое выражение для переменного поля.

На рис. 45 показана картина магнитного поля для некоторого участка магнитной системы.

Вполне очевидно, что в любой точке, расположенной над поверхностью барабана, при вращении магнитной системы или, что то же самое, при движении этой точки параллельно поверхности барабана вектор напряженности поля в этой точке совершает вращательное движение навстречу магнитной системе.

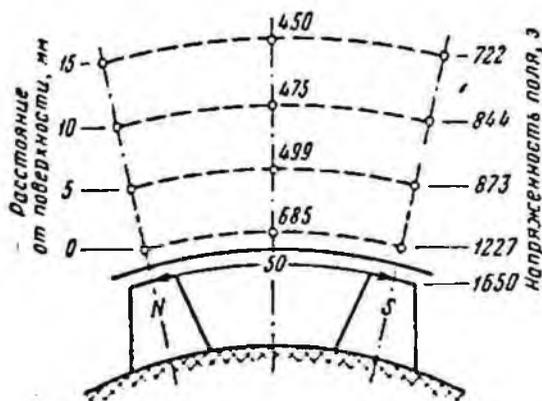


Рис. 43. Картина магнитного поля двух соседних полюсов магнитной системы сепаратора 11К (шаг — 50 мм, ширина полюса — 10 мм)

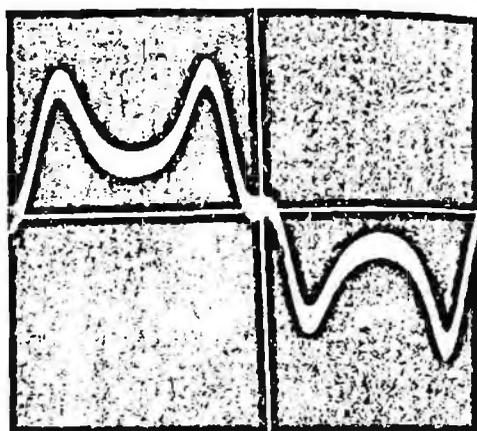


Рис. 44. Распределение радиальной составляющей напряженности магнитного поля по длине окружности сепаратора

Частота этого вращения равна частоте магнитного поля, то есть пропорциональна относительной скорости вращения барабана против магнитной системы и числу пар полюсов :

$$\nu = \frac{n_1 \pm n_2}{60} \cdot \frac{m}{2} = \frac{n_{отн}}{60} \cdot \frac{m}{2} = \frac{\omega_{отн} \cdot m}{4\pi} \text{ кол/сек}, \quad (25)$$

где n_1 — число оборотов барабана в минуту; n_2 — число оборотов магнитного шкива в минуту; m — число полюсов магнитной системы; $\omega_{отн}$ — относительная частота вращения барабана против магнитного шкива.

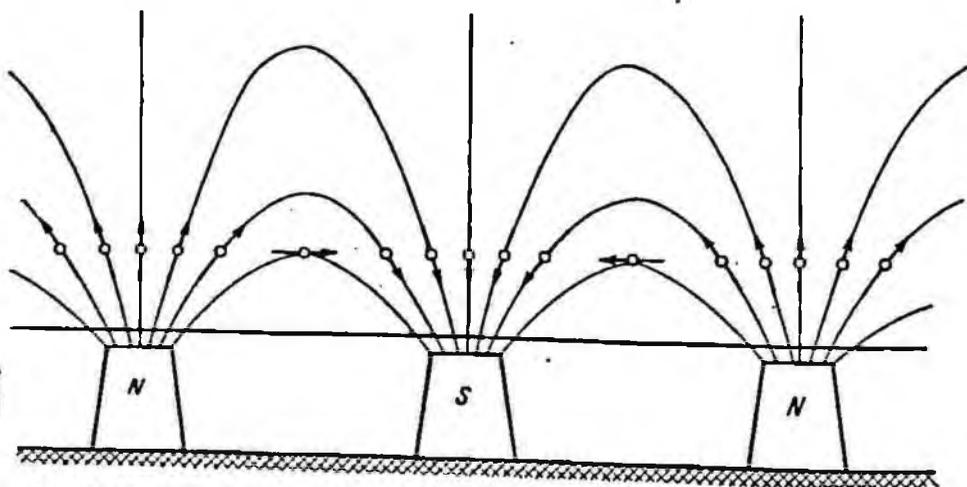


Рис. 45. Вращение вектора напряженности магнитного поля в точке, движущейся параллельно поверхности барабана (развертка)

Таким образом, угловая частота вращения магнитного поля составляет:

$$\omega = 2\pi \cdot \nu = \frac{\pi \cdot n_{отн} \cdot m}{60} = \frac{1}{2} \omega_{отн} \cdot m \text{ сек}^{-1}. \quad (26)$$

Абсолютная величина вектора напряженности магнитного поля в любой точке над поверхностью барабана для подобных магнитных систем составляет [30]:

$$H = H_0 \cdot e^{-\left(\frac{\pi}{S} + \frac{1}{R}\right) \cdot y}, \quad (27)$$

где H — напряженность магнитного поля на поверхности барабана; S — шаг полюсов магнитной системы; R — радиус барабана; y — расстояние от поверхности барабана до данной точки.

Если направить ось y радиально от поверхности барабана, а ось x в направлении часовой стрелки по касательной к поверхности барабана, то в этой системе координат уравнение данного поля можно записать в параметрической форме, проектируя вектор напряженности, взятый в произвольной точке, на соответствующие оси (рис. 46).

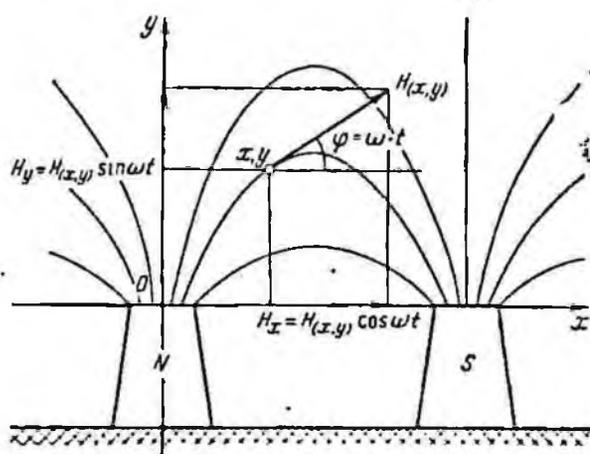


Рис. 46. Разложение вектора напряженности магнитного поля на осевые составляющие

Угол между вектором поля и осью x $\varphi = \omega \cdot t$ (где ω — угловая частота магнитного поля, а t — время от начального момента). В этом случае уравнения поля можно записать, исходя из формулы (27) и рис. 46 таким образом:

$$\begin{aligned} H_y &= H_0 \cdot e^{-\left(\frac{\pi}{S} + \frac{1}{R}\right) y} \cdot \sin \omega t, \\ H_x &= H_0 \cdot e^{-\left(\frac{\pi}{S} + \frac{1}{R}\right) y} \cdot \cos \omega t. \end{aligned} \quad (28)$$

Это уравнение справедливо для системы координат, расположенной на поверхности барабана. Для неподвижной системы координат, с учетом линейной скорости движения барабана v , обозначив расстояние от начала координат по поверхности барабана через x , получим:

$$\begin{aligned} H_y &= H_0 \cdot e^{-\left(\frac{\pi}{S} + \frac{1}{R}\right) y} \cdot \sin \omega \left(t - \frac{x}{\omega_0 \cdot R} \right) \\ H_x &= H_0 \cdot e^{-\left(\frac{\pi}{S} + \frac{1}{R}\right) y} \cdot \cos \omega \left(t - \frac{x}{\omega_0 \cdot R} \right), \end{aligned} \quad (29)$$

где ω_0 — угловая частота вращения барабана.

Для удобства практического применения ω и ω_0 лучше выразить через одну переменную $\omega_{отн}$ — относительную угловую частоту вращения барабана против магнитной системы. Согласно формуле (26), можно записать:

$$\omega = 2\pi \cdot \frac{v_1 \pm v_2}{2S} = \pi \cdot \frac{v_{отн}}{S} = \frac{\pi \cdot \omega_{отн} \cdot R}{S}, \quad (30)$$

где S — шаг полюсов магнитной системы; $v_{отн}$ — относительная линейная скорость барабана против магнитной системы.

Располагая систему координат на магнитном полюсе (т. е. система координат движется вместе с магнитной системой), получим более симметричную форму для уравнения поля:

$$H_y = H_0 \cdot e^{-\left(\frac{\pi}{S} + \frac{1}{R}\right)y} \cdot \sin \frac{\pi \cdot R}{S} \left(t - \frac{x}{\omega_0 \cdot R}\right),$$

$$H_x = H_0 \cdot e^{-\left(\frac{\pi}{S} + \frac{1}{R}\right)y} \cdot \cos \frac{\pi R}{S} \left(t - \frac{x}{\omega_0 \cdot R}\right). \quad (31)$$

Эти уравнения называются уравнениями синусоидальных волн, они отражают волновой характер изменения данных составляющих вектора поля.

Магнитные свойства тонкоизмельченных магнетитовых руд

Основным рудным минералом магнетитовых кварцитов является магнетит, а окисленных кварцитов после восстановительного обжига — искусственный магнетит, которые имеют близкие свойства. Минералами пустой породы являются кварц, силикаты и карбонаты, магнитная проницаемость которых близка к нулю.

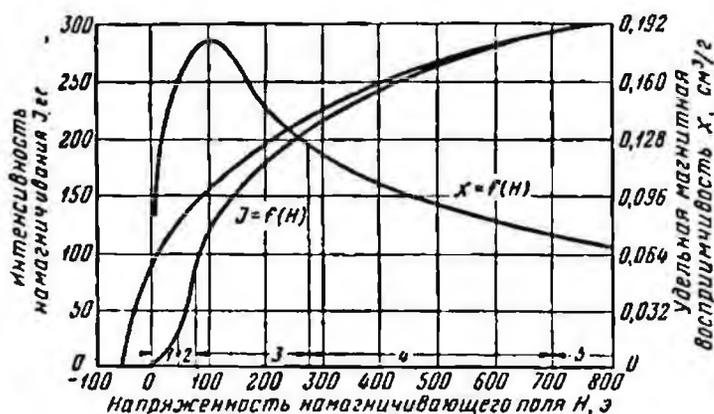


Рис. 47. Зависимость восприимчивости и намагниченности магнетита от напряженности внешнего магнитного поля при нормальном намагничивании (по данным Г. Н. Петровой)

Магнитные свойства магнетита в разных пробах заметно отличаются друг от друга даже в пределах одного месторождения. Это объясняется как генетическими особенностями, которые сказываются на строении кристаллической решетки, наличии в ней дефектов и изоморфных замещений, так и присутствием немагнитных включений и степенью окисленности [32].

Магнетит (искусственный и естественный) является сильномагнитным материалом и относится к ферромагнетикам, для которых характерны сравнительно большие значения магнитных коэффициентов μ (проницаемость) и κ (восприимчивость), а также зависимость последних от напряженности внешнего поля H (рис. 47) [30].

Кривую $J = f(H)$ можно разделить на ряд характерных участков: 1 — начальное намагничивание, 2 — область необратимых процессов, 3 — область наибольших проницаемостей, 4 — область приближения к насыщению. Насыщение у магнетита достигается при напряженностях поля порядка 4000 э.

Магнитные свойства естественного магнетита [32] следующие:

Точка Кюри θ	578° С
Намагниченность насыщения \mathcal{J}_s	92—93 гс/г при 20° С и 98,2 гс/г при 0° С
Коэрцитивная сила H_c	20 э
Начальная проницаемость * μ_0	10—70
Константа магнитной анизотропии K (отрицательная)	10 эрг/см

* μ_0 имеет два максимума: один при температуре перед точкой Кюри $\mu_0 = 500$ и другой при -138°С $\mu_0 = 275$.

С уменьшением крупности частиц магнитная восприимчивость порошка снижается, а коэрцитивная сила соответственно возрастает. Для магнетита эти изменения особенно заметны при снижении крупности ниже 20 мк (рис. 48).

Теоретически наименьшего значения восприимчивость достигает, когда размер частицы не превышает размера домена для данного материала.

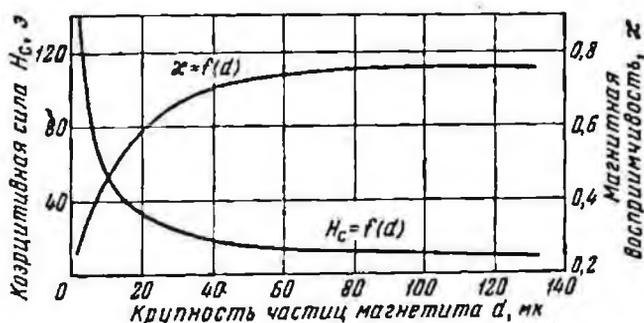


Рис. 48. Зависимость удельной магнитной восприимчивости и коэрцитивной силы магнетита от его крупности

Порядок размера однодоменной частицы Киттель [33] определил из энергетических условий. Для магнетита он составляет 10^{-5} см, т. е. доли микрона.

Так как продукты обогащения — это смеси магнетита с другими немагнитными минералами, то интересно знать эффективную магнитную восприимчивость данной смеси и зависимость ее от концентрации магнетита в последней. Этому вопросу уже уделялось внимание многих исследователей [1, 34, 35], которые находили аналитическое выражение такой зависимости. Наиболее точным выражением, полученным теоретически, является формула Е. И. Кондорского

$$\frac{\bar{\kappa}}{\kappa} = \frac{1}{A} [V(1 - B\kappa)^2 - 2\vartheta \cdot A\kappa - (1 - B\kappa)], \quad (32)$$

где $A = 2 [4\pi - N_0]$; $B = 4\pi \cdot \vartheta - N_0$; κ — магнитная восприимчивость вещества магнетита; ϑ — объемная концентрация магнетита; N_0 — коэффициент размагничивания отдельной части, для сферической частицы $N_0 = 4/3\pi$.

Эта формула получена на основании изучения данной зависимости на материалах крупностью 30 мк в поле напряженностью 20 э, т. е. в области начальной восприимчивости. В практике магнитного обогащения магнетитовых кварцитов напряженность поля составляет величину порядка 1000 э (то есть область наибольших восприимчивостей и выше). В этих условиях данные этой формулы заметно отличаются от экспериментальных.

Исследования показали, что в этой области восприимчивость пропорциональна третьей степени объемной концентрации и может быть выражена следующим уравнением [1]:

$$\kappa = \left(\frac{\vartheta + b}{a}\right)^3 \quad (33)$$

где a, b — коэффициенты, зависящие от свойств магнетита.

*Некоторые закономерности магнитной флокуляции
сильномагнитных тонкоизмельченных материалов*

Магнитная флокуляция — это процесс образования агрегатов из частиц сильномагнитных материалов под влиянием внешнего магнитного поля или за счет остаточной магнитной индукции этих частиц.

В практике магнитного обогащения решающее значение имеет наведенная магнитная флокуляция, которая возникает в рабочем поле сепаратора, препятствуя успешному разделению минералов. Поэтому в настоящей работе будет рассматриваться только этот вид флокуляции. Магнитная флокуляция, вызванная остаточной индукцией, имеет подчиненное значение в магнитной сепарации, но оказывает значительное влияние на процессы тонкой классификации, искажая результаты седиментационного анализа. Этот вид флокуляции влияет также на флотацию, сгущение, фильтрацию и измельчение сильномагнитных материалов и в этих процессах заслуживает внимания.

Магнитную флокуляцию можно рассматривать как взаимодействие магнитных масс частиц (собственных или наведенных внешним полем) на основе магнитного закона Кулона. В случае наведенных масс силу этого взаимодействия можно выразить следующим образом:

$$F = \frac{m_1 \cdot m_2}{\mu_0 \cdot r^2} \cos \alpha, \quad (34)$$

где m_1, m_2 — магнитные массы взаимодействующих частиц или флокул; r — расстояние между условными точками их сосредоточения; μ_0 — магнитная проницаемость среды (в системе СГСМ¹ для пустоты, воздуха и воды $\mu_0 \approx 1$); α — угол между вектором напряженности магнитного поля и линией взаимодействия частиц или флокул.

Понятие «магнитная масса», являясь эквивалентом заряда в электростатике, лишено такого непосредственного физического смысла, но удобно для изучения многих процессов магнитостатики. Ее можно определить из аналитических выражений намагниченности $\mathcal{J} = M/V$, $\mathcal{J} = \kappa \cdot H$ и магнитного момента $M = m \cdot a$. Таким образом,

$$m = \frac{\kappa \cdot \psi \cdot V \cdot H}{a} = \kappa \cdot \psi \cdot S \cdot H = \kappa \cdot \bar{S} \cdot H, \quad (35)$$

где κ — магнитная восприимчивость материала флокулы; H — напряженность магнитного поля в области флокулы; a, V, S — длина, объем, площадь поперечного сечения флокулы; ψ — коэффициент заполнения объема флокулы; \bar{S} — ее эффективное сечение, $\bar{S} = \psi \cdot S$.

Концентрация магнетита (естественного или искусственного) в материале флокулы влияет только на ее восприимчивость и проницаемость, но так как это влияние хорошо изучено, то здесь рассматривается флокуляция чистого тонкоизмельченного магнетита.

Микроскопические наблюдения и фотонизмерения показали, что естественные формы флокул близки к эллипсоиду вращения, полуоси которого a, b, b . Такая форма соответствует наименьшей потенциальной энергии ферромагнетика в магнитном поле [36].

Магнитное поле стремится повернуть флокулу продольной осью a по направлению вектора напряженности поля. Это означает, что на флокулу в магнитном поле действует пара сил, пропорциональная углу α (см. фор-

¹ Для всех выводов и расчетов в настоящей работе использована система единиц СГСМ, допущенная по ГОСТ 9867-61 к употреблению при научных исследованиях.

мулу (1)) и удлиненности флоккулы $\lambda = \frac{a}{b}$. При небольших значениях α эту пару можно записать так [36]:

$$P = V \cdot H^2 (\kappa_a - \kappa_b) \cdot \alpha, \quad (36)$$

где κ_a, κ_b — магнитные восприимчивости по соответствующим осям флоккул (при $a > b$ $\kappa_a > \kappa_b$).

Эта пара сил даже при малых отклонениях приобретает существенные значения. Для магнетитовой флоккулы уже при $\lambda = a/b = 2$ в поле $H = 1000$ э она превышает 1000 дин/град. Так как это единственная пара сил, действующая на флоккулу в однородном поле, то $\alpha \rightarrow 0$, а $\cos \alpha \rightarrow 1$.

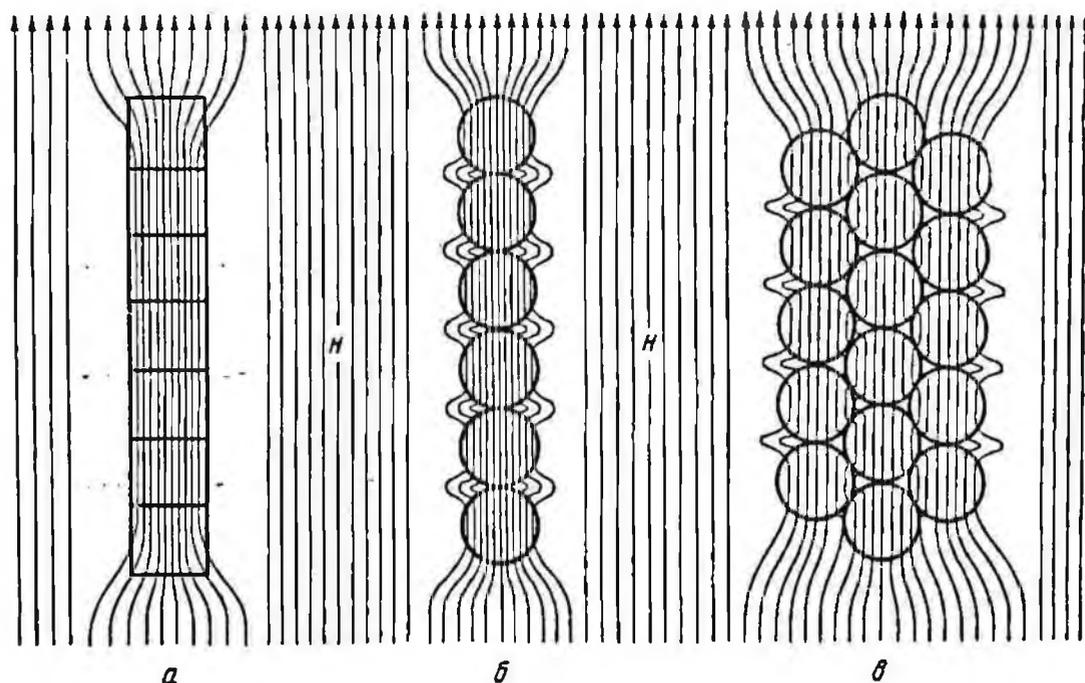


Рис. 49. Распределение магнитного потока по сечению флоккулы при образовании ее из частиц различной формы

Считая флоккулу макроскопически однородной, можно найти напряженность магнитного поля внутри флоккулы для случая однородного поля. Напряженность внешнего поля H в области флоккулы распадается на две составляющие: h — напряженность поля внутри флоккулы и $H_1 = N \cdot \mathcal{J}$ — напряженность размагничивающего поля [37].

$$H = h + H_1 = h + N \cdot \mathcal{J}.$$

Так как $\mathcal{J} = \kappa \cdot H$, то напряженность поля внутри флоккулы:

$$h = \frac{H}{1 + \kappa_a \cdot N_a} \quad \text{или} \quad h = \frac{4\pi \cdot H}{4\pi + N_a (\mu_a - 1)}. \quad (37)$$

Коэффициент размагничивания N в этой формуле учитывает влияние формы тела и зависит только от нее. Эта зависимость для большинства геометрических форм представляет значительную трудность при аналитическом выражении, однако для эллипсоида вращения получаются наиболее простые выражения. Так, при $\lambda = \frac{a}{b} \gg 1$

$$N = 1 - \frac{a \cdot b^2 \cdot \text{arth} \sqrt{\frac{a^2 - b^2}{a^2}}}{(a^2 - b^2)^{3/2}} - \frac{a^2}{a^2 - b^2} \quad [38]. \quad (38)$$

В системе СГСМ коэффициент размагничивания умножается на 4 л.

Строение флокулы и ее прочность в однородном магнитном поле. На рис. 49 изображены некоторые виды образования флокул. На рис. 49, а видно, что когда флокула образуется из одинаковых кубиков, площадь поперечного сечения остается постоянной по всей длине флокулы, вследствие чего такие флокулы состоят из одной цепочки. Это положение проверялось экспериментально на специально изготовленных ферритовых кубиках. При компоновке кубиков, такой как на рис. 49, флокулы действительно состояли из одной цепочки. В этом идеальном случае коэффициент размагничивания зависит только от длины флокулы, т. е. $N = f(a)$. Силу осевого сжатия флокулы

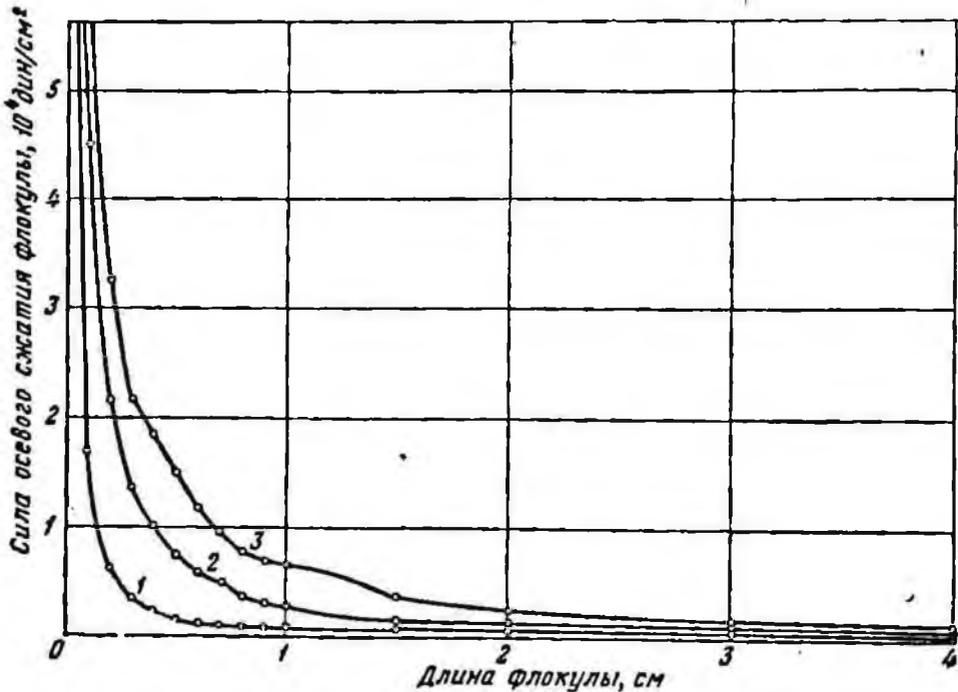


Рис. 50. Зависимость силы осевого сжатия флокулы от ее длины
1 — $x=0,1$; 2 — $x=0,3$; 3 — $x=0,5$

относительно среднего сечения в этом случае можно определить, рассматривая взаимодействие двух половинок флокулы на основе формул (34) и (35), используя при этом значение напряженности поля внутри флокулы (формула 38):

$$F_{ос} = \frac{k \cdot \chi_a^2 \cdot \bar{S}^2 \cdot H^2}{4a^2 (1 + \chi_a N_a)^2} \quad (39)$$

Графическое изображение зависимости (39) при $H = 1000$ э и $\bar{S} = 0,0314$ см² для некоторых значений χ_a показано на рис. 50. Следует отметить, что эти кривые не могут дать точной количественной характеристики для $F_{ос} = f(a)$ даже, если площадь поперечного сечения строго постоянна по длине флокулы, прежде всего потому, что закон Кулона справедлив только для точечных магнитных масс. Эту ошибку можно частично учесть применяя коэффициент $k < 1$, уточняющий расположение условной точки сосредоточения магнитной массы.

В практике магнитной сепарации описанный выше случай в чистом виде не встречается. Рудные зерна имеют неправильные округлые формы, зависящие от кристаллического строения и способа измельчения их. С теоретической точки зрения наиболее удобно рассматривать шарообразную форму частиц, составляющих флокулу. В этом случае площадь поперечного сечения периодически изменяется по длине цепочки частиц (рис. 49, б). В точках соприкосновения двух соседних частиц где площадь поперечного

сечения минимальна, магнитная проводимость цепочки резко снижается и часть силовых линий магнитного поля замыкается по воздуху, создавая участки с повышенной напряженностью поля, в которых обычно присоединяются соседние частицы, увеличивая тем самым магнитную проводимость. Это происходит до тех пор, пока не будет достигнуто равновесное эффективное сечение, зависящее от свойств материала и напряженности поля (рис. 49, в).

Наблюдения и фотоизмерения флокул в процессе сухой центробежной магнитной сепарации показали, что при изменении длины флокулы пропорциональность ее размеров приблизительно сохраняется, т. е. $\lambda = a/b \approx \text{const}$ и $N \approx \text{const}$, причем в диапазоне от 0,5 до 5 мм, который является наиболее распространенным, λ изменяется приблизительно от 1,5 до 2,2 мм. Принимая $\lambda = \text{const} = 2$, что является вполне допустимым приближением, и пользуясь примененным выше методом, можно найти силу осевого сжатия для среднего сечения и в этом случае. Первоначально необходимо найти объем половины флокулы, считая последнюю эллипсоидом вращения.

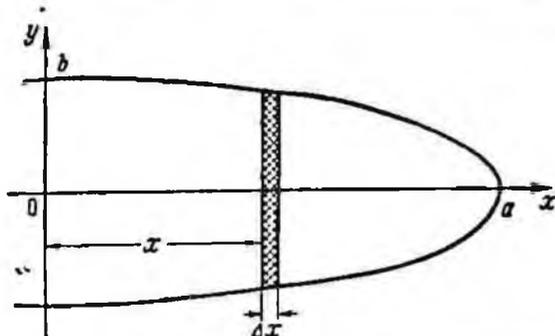


Рис. 51. Схематическое изображение половины флокулы для вычисления ее объема и центробежной силы

Как показано на рис. 51, элементарный объем половины эллипсоида ΔV составляет: $\Delta V = \pi y^2 \cdot \Delta x$. Так как для эллипса $y^2 = b^2 \left(1 - \frac{x^2}{a^2}\right)$, то можно записать $\Delta V = \pi b^2 \left(1 - \frac{x^2}{a^2}\right) \cdot \Delta x$, тогда полный объем половины флокулы составит:

$$V = \int_0^a \pi b^2 \left(1 - \frac{x^2}{a^2}\right) dx = \frac{2}{3} \pi b^2 \cdot a. \quad (40)$$

Подставляя это значение в формулу (35), находим магнитную массу половины флокулы:

$$m = \frac{\chi V \cdot H \cdot \psi}{a} = \frac{2}{3} \chi_a \cdot \pi b^2 \cdot \psi \cdot H. \quad (41)$$

Из формул (34), (37) и (41), а также из того, что $\frac{a}{b} = 2$ следует, что сила осевого сжатия:

$$F_{\text{ос}} = \frac{k \pi \cdot \chi_a^2 \cdot \bar{S} \cdot H^2}{16 (1 + \chi_a N_a)^2}. \quad (42)$$

Правильность формулы (42) можно подтвердить, находя силу осевого сжатия из выражения потенциальной энергии флокулы:

$$W = \frac{1}{8\pi} B \cdot H \cdot V = \frac{\mu_a \cdot H^2 \pi b^3 \cdot \psi \cdot a}{12\pi (1 + \chi_a \cdot N_a)^2}. \quad (43)$$

Силу осевого сжатия в этом случае можно найти дифференцируя выражение потенциальной энергии по длине флокулы: при $N = \text{const}$

$$F = - \frac{dW}{da} = \frac{\mu_a \cdot \bar{S} \cdot H^2}{12\pi (1 + \chi_a N_a)^2} = \frac{\mu_a \cdot b^3 \left(1 + \frac{x^2}{a^2}\right) \cdot \psi \cdot H^2}{12 (1 + \chi_a N_a)^2}. \quad (44)$$

Вполне очевидно, что выражения (42) и (44) почти повторяют одно другое.

Этим же методом можно воспользоваться для проверки справедливости формулы (39) в случае, когда $N = f(a)$. Но выражения потенциальной энергии трудно дифференцировать из-за сложности выражения $N = f(a)$, а полученный результат в принципе повторяет формулу (39).

Следует отметить, что рассмотренные случаи являются идеализированными. Самым общим является случай, когда $N = f(a, b)$, но для практического использования наиболее пригодны формулы (42) или (44), которые вполне справедливы в определенном диапазоне длины [39].

На самом деле размеры флокулы изменяются таким образом, что коэффициент размагничивания зависит от длины и мало зависит от диаметра флокулы. Анализируя выражение силы осевого сжатия для этого случая, можно только отметить, что она возрастает с уменьшением длины флокулы, а степень этой зависимости можно определить только на основе расчета конструкции флокулы, причем точность такого определения будет, вероятно, меньше, чем погрешности формулы (44).

Форма частиц и крупность их также значительно влияют на процесс флокуляции. В выражениях (39), (42), (44) и других это влияние в значительной мере учтено коэффициентом заполнения объема ψ , который входит в выражение эффективного сечения флокулы \bar{S} .

Длину флокулы в однородном магнитном поле очень удобно оценивать из энергетических соображений. Из выражения (43) следует, что потенциальная энергия флокулы снижается с уменьшением коэффициента размагничивания, т. е. флокула стремится вытянуться по направлению поля. Так как при бесконечном удлинении $N \rightarrow 0$, то W стремится к постоянной величине и рост флокулы прекращается. При $N = 1$ (материал располагается слоем постоянной толщины, бесконечно распростертым и перпендикулярным к направлению поля) потенциальная энергия уменьшается при снижении восприимчивости или проницаемости порошковой смеси, которые в свою очередь уменьшаются при снижении концентрации магнетита в этой смеси. В этом случае материал собирается в отдельные участки с повышенной напряженностью магнитного поля.

Оценку длины флокулы можно произвести также и на основе выражений для силы осевого сжатия. При значительном увеличении длины флокулы площадь поперечного сечения устанавливается постоянной и коэффициент размагничивания зависит только от длины флокулы. Этот случай описан формулой (39) (см. также рис. 28), т. е. при бесконечном удлинении сила осевого сжатия асимптотически стремится к нулю. Таким образом, длина флокулы не может быть бесконечной — ее предел обусловлен наличием определенной разрушающей силы, которой могут оказаться силы тяжести, трения и др. Если эти силы незначительны, то длина флокулы может быть очень большой, порядка нескольких сантиметров.

Процессы формирования флокул можно описать при помощи законов магнитной цепи. Магнитный поток остается постоянным по длине флокулы и состоит из суммы потоков отдельных частиц:

$$\Phi = B \cdot S = B_a \cdot \sum_{i=1}^n S_1 + S_2 + \dots + S_n, \quad (45)$$

где B_a — эффективная индукция во флокуле; S_i — поперечное сечение отдельной частицы.

С другой стороны, согласно магнитному закону Ома:

$$B_a \cdot \bar{S} = F \cdot G, \quad (46)$$

где F и G магнитодвижущая сила и магнитная проводимость данного участка соответственно.

Принимая магнитную индукцию во флокуле $B_a = \frac{\mu_0 I_a \cdot H}{1 + \kappa_a N_a}$ и зная остальные величины для поля и материала, можно определить равновесное сечение флокулы.

Силу, которая прижимает боковую частицу с магнитной массой одного полюса m к основной цепочке в точке контакта с двумя ее частицами, магнитные массы которых m_1 и m_2 , можно найти как равнодействующую на основе закона Кулона с учетом вращающего действия магнитного поля на каждую пару частиц. Проекцию этой силы на продольную ось цепочки можно записать приблизительно таким образом:

$$R \approx 2 \left(\frac{m \cdot m_1}{d^2} + \frac{m \cdot m_2}{d^2} \right) \cdot \cos \alpha + 2 \cdot V \cdot H^2 (\kappa_{2d} - \kappa_d) \alpha. \quad (47)$$

Эта сила, которая растягивает флокулу, снижая ее потенциальную энергию. При $R > F_{oc}$ флокула удлиняется, а при $R = F_{oc}$ она находится в состоянии равновесия. Плотность флокуляции определяется таким образом суммой этих сил.

Магнитная флокуляция в неоднородных полях. В практике магнитной сепарации наиболее часто употребляют экспоненциальные, а в ряде случаев изодинамические магнитные поля. Например, для открытой магнитной системы с чередующейся полярностью для барабанного сепаратора радиальная составляющая напряженности поля описана следующим выражением [40]:

$$H_x = H_0 \cdot e^{-cx}, \quad (48)$$

где c — коэффициент неоднородности поля; x — радиальное расстояние от поверхности барабана.

Выражение для силы осевого сжатия во флокуле при $N = f(a)$ можно записать таким образом:

$$F_{oc} = \frac{k \cdot \kappa_a^2 \cdot \bar{S}^2 \cdot H_0^2 \cdot e^{-2ca}}{4a^3 (1 + \kappa_a N_a)^2}. \quad (49)$$

Анализируя это выражение, можно видеть, что длина флокулы в этом случае будет значительно короче, чем в однородном поле, так как с увеличением длины сила осевого сжатия убывает гораздо быстрее.

Аналогичное выражение можно получить для изодинамического поля, подставляя в формулу (39) соответствующее ему значение градиента напряженности поля.

При расчете усилий осевого сжатия во флокуле в неоднородном поле необходимо учитывать пондеромоторное действие поля. Магнитная сила F_m распределена экспоненциально вдоль оси флокулы и составляет $F_m = c \cdot v \cdot \kappa \cdot H_0^2 \cdot e^{-2cx}$ [30]. Средняя величина этой силы при нахождении флокулы на расстоянии y от поверхности барабана составляет:

$$\bar{F}_m = \frac{c \cdot v \cdot \kappa \cdot H_0^2 \cdot \int_y^{y+2a} e^{-2cx} \cdot dx}{2a}. \quad (50)$$

Условием статического равновесия в каждом сечении флокулы при нахождении ее на поверхности барабана будет:

$$F_{oc} + F_m - R - P = 0, \quad (51)$$

где P — реакция опоры барабана.

Так как сила $F_m = P$ [и сконцентрирована в нижней части флоккулы, то последняя сминается в точке контакта с поверхностью.

В процессе центробежной сепарации роль силы P выполняет центробежная сила, которая распределена равномерно по объему, поэтому флоккула в радиальном положении имеет яйцевидную форму.

Если предположить, что сила осевого сжатия постоянна, будучи равной определенному значению разрушающей силы, то можно найти зависимость длины флоккулы от напряженности поля на основе формулы (44):

$$a = \sqrt{\frac{48 \cdot F_{ос}}{\mu_a} \cdot \frac{1 + \kappa_a N_a}{H}} \quad (52)$$

Эта формула, как и формула (45), полностью справедлива только в определенном диапазоне длины, но принципиальный характер ее сохраняется

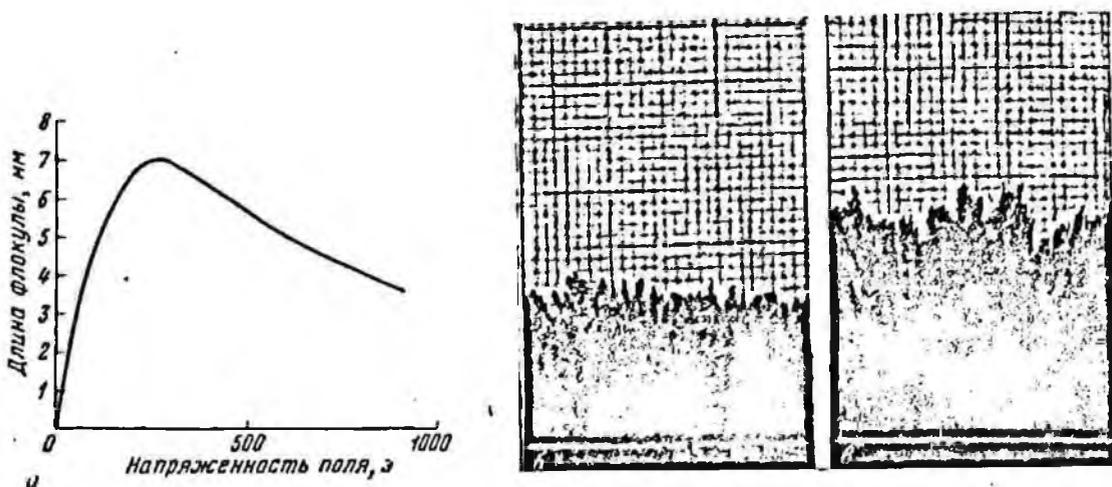


Рис. 52. Зависимость длины флоккулы от напряженности магнитного поля

а — графическое изображение этой зависимости; б — длина флоккул на поверхности барабана в поле 1000 э, в — то же при 300 э

для всей кривой. Если учесть, что μ_a и κ_a тоже являются функциями напряженности, то можно предсказать общий характер кривой. Вначале с увеличением напряженности резко возрастает $F_{ос}$ до значения, равного разрушающей силе, а затем, при дальнейшем росте H , длина флоккулы уменьшается.

Экспериментальные измерения [28] подтверждают этот вывод (рис. 52, а). На этом же рисунке показано удлинение флоккул на поверхности барабана при изменении напряженности поля от 1000 э (рис. 52, б) до 300 э (рис. 52, в).

Поведение флоккул во вращающемся магнитном поле

Как уже отмечалось ранее, при вращении магнитной системы вектор напряженности поля в любой точке над поверхностью барабана совершает вращательное движение навстречу магнитной системе с угловой частотой

$$\omega = \frac{\pi \omega_{отн} \cdot R}{S}$$

В процессе вращения поля вектор напряженности поля составит с продольной осью флоккулы угол α , который будет увеличиваться со временем ($\alpha = \omega \cdot t$). В этих условиях со стороны поля возникает пара сил, которая

стремится выравнять флокулу продольной осью по направлению вектора поля, т. е. вращает флокулу в направлении вращения поля. Эта пара описана формулой (36). Как было показано ранее, эта пара даже при небольшом отклонении имеет значительную величину, поэтому флокула начинает вращаться синхронно с вектором напряженности поля, отставая от него на угол φ^0 , что вызвано наличием некоторой пары сил за счет сопротивления среды.

В процессе вращения флокула прижата к поверхности барабана избыточной магнитной силой $f_m = F_m - F_c$ и, вследствие трения между материалами барабана и флокулы, она начинает катиться по поверхности барабана навстречу магнитной системе, причем скорость ее поступательного движения прямо пропорциональна частоте ее вращения. Уравнение движения центра тяжести флокулы в примененной выше системе координат можно записать параметрически:

$$x = a \cdot \cos \omega t; \quad y = a \cdot \sin \omega t, \quad (53)$$

где a — длина большой полуоси флокулы.

С повышением частоты максимальный метательный момент флокулы при ударе о поверхность барабана (когда $y \rightarrow a$), равный $\frac{d^2y}{dt^2}$ или приблизительно $m \cdot a \cdot \omega^2$, становится больше удерживающей силы f_m , флокула начинает отрываться, совершая небольшие полеты над поверхностью.

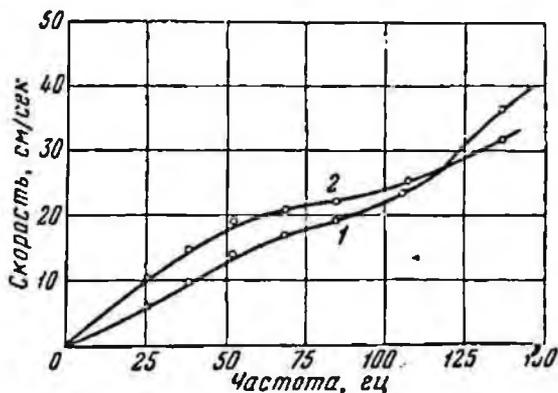


Рис. 53. Зависимость скорости движения частиц по неподвижному барабану от частоты магнитного поля

1 — частицы крупностью 50 мк; 2 — частицы крупностью 100 мк

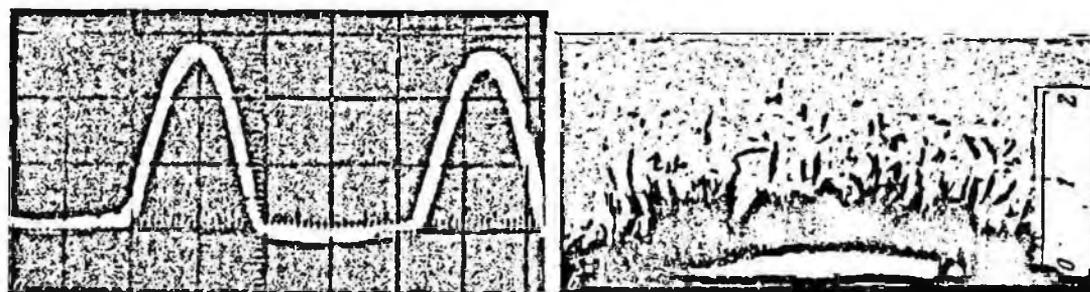


Рис. 54. Выталкивание магнитных флокул пульсирующим магнитным полем
а — осциллограмма поля; б — момент перемещения флокул

При дальнейшем повышении частоты длина полета и время его увеличиваются, а линейная зависимость скорости поступательного движения по поверхности барабана от частоты заменяется более сложной, включающей влияние сопротивления среды и уменьшения длины флокул.

Экспериментально зависимость $v = f(\omega)$ определялась путем измерения времени кругового обегания материалом неподвижного барабана при различных частотах. Длина участка прямо пропорциональной зависимости $v = f(\omega)$ зависит от величины избытка магнитной силы f_m (рис. 53).

Сила динамического сопротивления среды $F_g = \frac{3}{8} \cdot \frac{\Delta \cdot v^3}{d \cdot \delta}$ (где v — скорость флокулы, d — ее размер и δ — ее плотность, Δ — плотность воздуха)

оказывает отрицательное влияние на эффективность сепарации. Когда эта сила превышает сумму сил,двигающих флокулу вместе с барабаном, флокула начинает отставать от точки на поверхности барабана, при этом угол отставания продольной оси флокулы от вектора поля (φ^0) увеличивается. Когда угол φ^0 составит 180° , флокула, имеющая определенную остаточную намагниченность, вытолкнется магнитным полем за зону удерживания и будет унесена центробежной силой в хвосты. Выталкивание флокул пульсирующим магнитным полем показано на рис. 54 и описано в литературе [1]. Это явление повторяется периодически через 180° и приводит к резкому снижению эффективности сепарации в этих точках (см. далее рис. 57).

Механизм разрушения флокул вращающимся магнитным полем

Вполне очевидно, что при разрушении флокулы решающую роль играет центробежная сила, возникающая при вращении ее вокруг b осей. Для изучения закономерности этого разрушения необходимо знать его механизм. Возможны два принципиальных варианта, показанных на рис. 55.

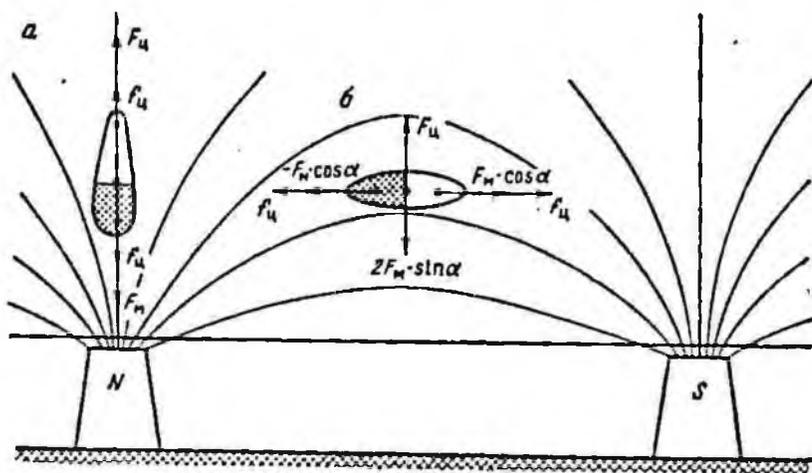


Рис. 55. Основные принципиальные варианты положения флокулы над поверхностью барабана при ее разрушении

Сила, разрывающая флокулу в среднем сечении, определится как разность равнодействующих сил для каждой половинки флокулы. В положении a она составляет:

$$p = (F_{u1} - F_{m1} + f_{u1}) - (F_{u2} - F_{m2} - f_{u2}), \quad (54)$$

что можно записать приближенно так:

$$p = F_{m2} - F_{m1} + 2f_u = c \cdot v \cdot \kappa \cdot H_0^2 (e^{-2c(y + \frac{a}{2})} - e^{-2c(y + \frac{3}{2}a)}) + 2f_u. \quad (55)$$

По условию разрушения эта сила должна быть большей или равной сумме сил осевого сжатия, действующих в среднем сечении:

$$c \cdot v \cdot \kappa \cdot H_0^2 (e^{-2c(y + \frac{a}{2})} - e^{-2c(y + \frac{3}{2}a)}) + 2f_u \geq F_{oc} + c \cdot v \cdot \kappa \cdot H_0^2 e^{-2c(y + \frac{3}{2}a)}. \quad (56)$$

Для положения b $F_u = 2F_M \cdot \sin \alpha$, так как флокула движется в плоскости $y = \text{const}$. Эти силы не оказывают влияния на разрушение флокулы. Разрушающую силу можно найти аналогично предыдущему

случаю:

$$p = (F_{m_1} \cdot \cos \alpha + f_u) - (F_{m_2} \cdot \cos \alpha - f_u) = 2F_m \cdot \cos \alpha + 2f_u. \quad (57)$$

Условием разрушения для этого случая будет:

$$2c \cdot v \cdot \kappa \cdot H_0^2 \cdot e^{-2c \left(\frac{s-t-a}{2} \right)} \cdot \cos \alpha + 2f_u \geq F_{oc}, \quad (58)$$

где s — шаг полюсов магнитной системы; t — ширина полюса.

Сравнивая уравнения (56) и (58), можно установить, что разрушение будет происходить в положении б, так как здесь плотность флокуляции значительно меньше, а разрушающая сила больше, чем в положении а. Следовательно, при исследовании закономерностей разрушения флокулы необходимо исходить из положения б.

Центробежная сила определяется решением интегральной задачи, поскольку масса распределена по радиусу вращения флокулы. Как показано выше, объем элемента Δx (см. стр. 39) составляет: $\Delta V = \pi b^2 \times \left(1 - \frac{x^2}{a^2} \right) \cdot \Delta x$, а масса $\Delta m = \delta \cdot \Delta V = \delta \pi b^2 \left(1 - \frac{x^2}{a^2} \right) \Delta x$, где δ — плотность флокулы.

Центробежная сила, действующая на эту массу, $\Delta f = \delta \cdot \omega^2 x \cdot \pi b^2 \times \left(1 - \frac{x^2}{a^2} \right) \cdot \Delta x$, тогда центробежная сила в сечении x :

$$f_{цх} = \pi b^2 \cdot \delta \cdot \omega^2 \int_x^a \left(1 - \frac{x^2}{a^2} \right) x \cdot dx = \frac{1}{4} \pi b^2 \cdot \omega^2 \cdot a^2 \left(1 - \frac{x^2}{a^2} \right)^2. \quad (59)$$

Полная центробежная сила в среднем сечении $x = 0$ составляет $f_{ц} = \frac{1}{2} \pi b^2 \cdot \delta \cdot \omega^2 \cdot a^2 \cdot \psi$. Зная силу осевого сжатия (формула 49), можно записать для условия разрушения:

$$\frac{1}{2} \pi b^2 \cdot \psi \cdot \delta \cdot \omega^2 \cdot a^2 + \frac{4}{3} \pi b^2 \cdot a \cdot c \cdot \kappa \cdot H_0^2 \cdot e^{-c(s-t-a)} \cdot \cos \alpha = \frac{\mu_a \cdot \pi b^2 \cdot \psi \cdot H^2}{12\pi(1 + \kappa_a \cdot N_a)^2} \quad (60)$$

или, так как $(s-t) \gg a$ и $\cos \alpha \approx 1$, с некоторым приближением можно записать:

$$\frac{1}{2} \delta \cdot \omega^2 \cdot a^2 + \frac{4}{3} a \cdot c \cdot \kappa \cdot H_0^2 \cdot e^{-c(s-t)} = \frac{\mu_a H^2}{12\pi(1 + \kappa_a N_a)^2}. \quad (61)$$

Решая это уравнение относительно a (как квадратное уравнение), можно найти длину флокулы, соответствующую данной частоте поля. Практически интересно находить частоту поля, необходимую для разрушения флокулы до размера частиц, ее составляющих. Решая уравнение (61) относительно угловой частоты поля и заменяя последнюю на $v = \frac{\omega}{2\pi}$, получим:

$$v = \frac{H}{2\pi \cdot a} \sqrt{\frac{\frac{\mu_a}{12\pi(1 + \kappa_a N_a)^2} - \frac{4}{3} a \cdot c \cdot \kappa \cdot e^{-c(s-t)}}{0,5 \cdot \delta}}. \quad (62)$$

Полученные выражения более точно описывают зависимость $a = f(\omega)$, чем аналогичная формула Лаурила [31] и хорошо согласуются с экспериментальными данными, полученными перерасчетом скорости движения флокулы по барабану при данной частоте на длину флокулы, а также с фотоизмерениями.

Эффективность процесса сепарации η повышается пропорционально освобождению материала из флокул. Такое освобождение было бы обратно пропорционально длине флокулы, если бы при разрушении последней уменьшалась только длина флокулы. Однако, как отмечалось выше, сечение тоже уменьшается, хотя и более плавно. В этом случае зависимость $\eta = f(a)$ можно записать приблизительно так: $\eta \approx \frac{1}{\sqrt{k \cdot a} + \eta_0}$, а зависимость $\eta = f(\omega)$ выразится как $\eta \approx \sqrt{k \cdot \omega} + \eta_0$. Это уравнение параболы. Кривые такого типа были получены экспериментально [1] (см. далее рис. 58).

*Центробежная сепарация
тонковкрапленных магнетитовых кварцитов
Криворожского бассейна*

Задача экспериментального исследования данного процесса магнитной сепарации состоит в более полном, чем это делалось раньше, изучении технологических возможностей его применительно к обогащению тонкоизмельченных (-50 мк) магнетитовых кварцитов на основе теоретического анализа явлений, происходящих в процессе сепарации.

Ранее было показано, что с повышением частоты поля длина флокул уменьшается, т. е. они разрушаются, а наличие при этом интенсивного центробежного поля позволяет эффективно удалять из рабочей зоны сепаратора освобожденные при этом частицы немагнитных фракций. Это позволяет предположить, что при определенной частоте магнитного поля и максимальной для данной магнитной системы центробежной силе окажется возможным высокоэффективное разделение указанных материалов, позволяющее получить продукты высокого качества. Таким образом, задача сводится к отработке оптимальных параметров режима сепарации [96].

Для решения этой задачи был выбран следующий ход исследований: а) изучение зависимости эффективности сепарации от величины центробежной силы при постоянной частоте и на основе этого выбор оптимальной скорости барабана; б) изучение влияния частоты магнитного поля на эффективность сепарации при оптимальной скорости барабана, определение оптимальной частоты для данной крупности; в) при найденных оптимальных параметрах определение влияния производительности на эффективность процесса сепарации; установление оптимальной производительности; г) изучение при оптимальном режиме влияния на эффективность сепарации некоторых внешних факторов (влажность, температура).

Все эти опыты проводились на хорошо усредненной пробе товарного магнитного концентрата ЮГОК, что давало возможность получить сопоставимые результаты и уменьшить влияние внешних факторов.

Как уже указывалось, применение поверхностно-активных реагентов, нейтрализующих электрические заряды поверхности и уменьшающих силы адгезии, способствует повышению эффективности сепарации, поэтому экспериментальное изучение влияния реагентов диспергаторов на процесс сепарации также представляет значительный интерес.

Определение оптимальной скорости барабана. Для достижения максимальной эффективности центробежная сила и соответствующая ей скорость барабана должны быть максимальными. Верхний предел центробежной силы соответствует критической скорости барабана (24), когда начинается отрыв магнитных зерен. Следовательно, оптимальная скорость будет несколько ниже критической. Это означает, что рабочий диапазон скоростей для экспериментального определения оптимальной скорости можно рассчитать теоретически заранее по формуле (24). Так как крупность материала пробы 81% класса $- 50 \text{ мк}$, т. е. размеры частиц значительно меньше радиуса барабана (200 мм), то $r + 0,5 d \approx r$. Силой тяжести этих частиц можно

пренебречь, тогда:

$$n_{кр} = \frac{60}{2\pi} \sqrt{\frac{c \cdot \kappa \cdot H_0^2}{r}} = 9,55 \sqrt{\frac{0,7 \cdot 0,03 \cdot 1000^2}{20}} = 320 \text{ об/мин.}$$

Неучтенная в этом расчете адгезионная сила между барабаном (аустенитная сталь) и частицами (преимущественно магнетит) увеличит наступление критической скорости [1] приблизительно на:

$$n = \frac{60}{2\pi \cdot d} \sqrt{\frac{6A \cdot \sigma}{\pi \cdot \delta \cdot r}} = \frac{60}{2\pi \cdot 0,005} \sqrt{\frac{6 \cdot 0,07}{\pi \cdot 3 \cdot 20}} = 112 \text{ об/мин.}$$

Зависимость эффективности сепарации от величины центробежной силы экспериментально определялась при постоянной частоте (70 гц) и постоянной производительности (0,3 т/час).

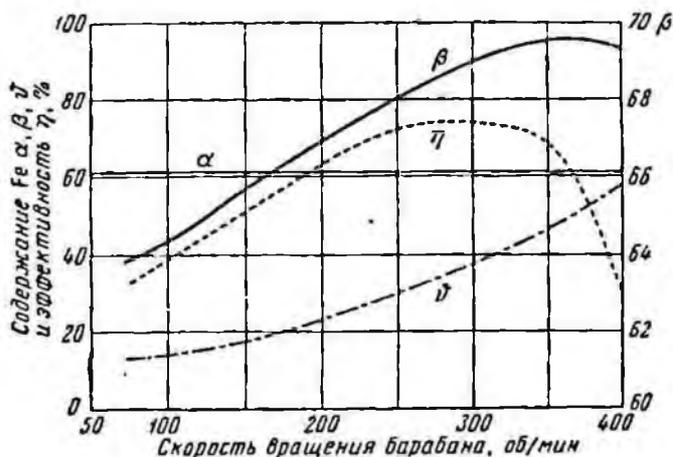


Рис. 56. Зависимость эффективности сепарации от величины центробежной силы

Полученные данные (рис. 56) подтверждают теоретически ожидаемые. Оптимальная скорость барабана для данного материала составляет 350—400 об/мин, причем при числе оборотов выше 430 явно заметен отрыв в хвосты частиц магнетита, то есть наступление критической скорости. То, что критическая скорость наступает плавно (собственно говоря, это целый диапазон скоростей), подтверждает полученный ранее вывод о том, что критическая скорость зависит от крупности материала, а в данном случае материал по крупности не классифицирован и представляет собой целый диапазон частиц от 0,1 мм до нуля.

Определение оптимальной частоты магнитного поля. Выше была получена теоретическая зависимость между частотой магнитного поля и длиной флокулы (62), что устанавливает связь между частотой и эффективностью сепарации η . Указанная зависимость $\eta = f(\omega)$ может быть представлена как $\eta \approx \sqrt{k \cdot \omega + \eta_0}$, то есть уравнением параболы. Однако экспериментальное изучение этой зависимости при оптимальной, близкой к критической скорости барабана $n = 350$ об/мин (рис. 57) показало более сложную зависимость периодического характера.

Объяснение этому явлению было дано ранее. Оно вызвано силами сопротивления среды, которые, при значительной скорости барабана (в данном случае 7,32 м/сек) превышают силы,двигающие частицу вместе с барабаном, что приводит к отставанию флокулы от точки на поверхности барабана. При этом флокула отстает в своем вращении от вектора поля на угол φ° , который увеличивается по мере отставания. Точки резкого падения эффективности сепарации на графиках (см. рис. 57) соответствуют случаям, когда φ равен

180°, 360° и т. д. В этих случаях флокула встречается с набегающим магнитом одноименными полюсами, отталкивается и выпрыгивает за зону удержания магнитной силой. При этом в хвосты попадают очень чистые магнетитовые флокулы, состоящие из мелких зерен и имеющие поэтому повышенную коэрцитивную силу, так как отталкивание зависит от величины последней.

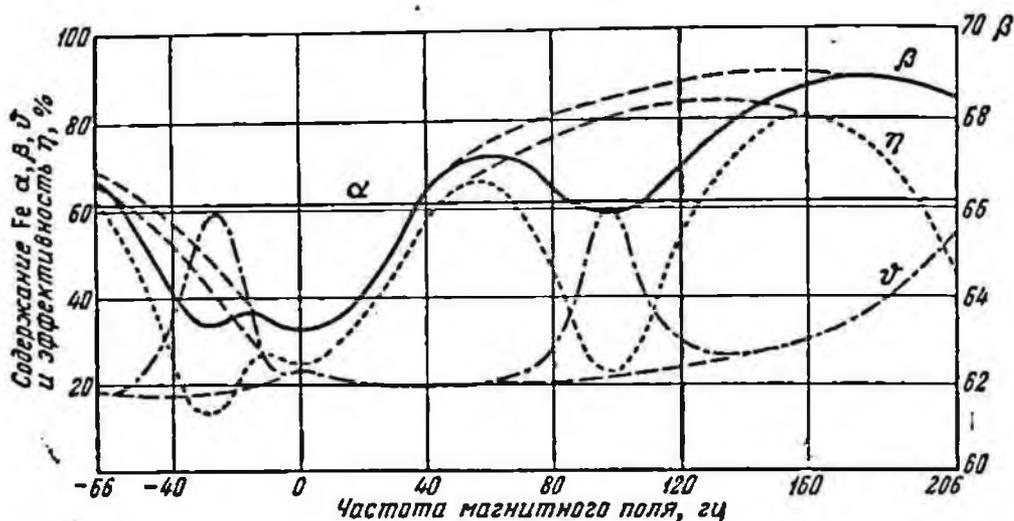


Рис. 57. Зависимость эффективности сепарации магнитного концентрата ЮГОК (η) от частоты магнитного поля (ν)

В результате изучения этого явления предложено, в качестве меры по ликвидации этих нежелательных режимов, применение попутной воздушной струи, скорость которой равна скорости точки на поверхности барабана. Вполне очевидно, что это явление также исчезнет при вакуумном процессе сухой центробежной сепарации, в котором достигаются почти идеальные условия разделения.

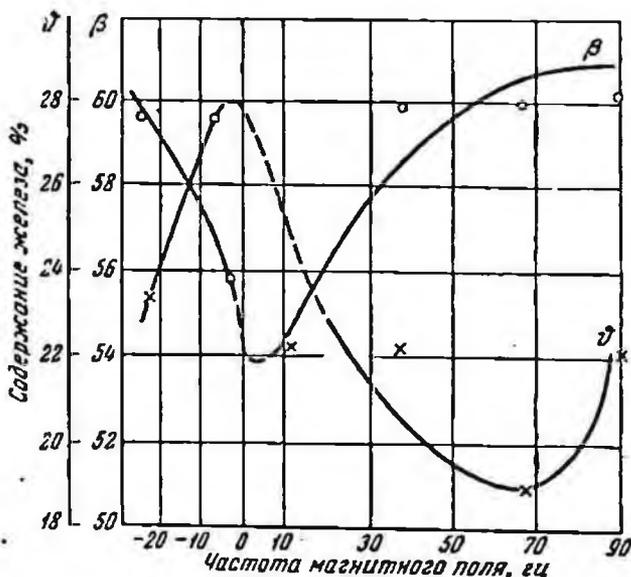


Рис. 58. Показатели сухой магнитной сепарации железной руды на барабанном магнитном сепараторе 21-СВ института Механообрчермет при разной частоте магнитного поля
Крупность руды 0,1—0 мм, содержание фракции 85%—74 мк, производительность сепаратора 15 т/час

Устойчивость процесса в этом случае значительно выше, чем при исследуемых «подкритических» режимах, но эффективность процесса значительно ниже, поэтому такой путь повышения устойчивости не представляет интереса. В соответствии с экспериментальными данными, оптимальным диапазоном частот будет 140—160 гц (см. рис. 57).

Оптимальную частоту можно определять из формулы (62), подставляя в нее длину флокулы, равную длине одной или двух-трех частиц, так как этого достаточно для эффективного разделения.

Оптимальным диапазоном частот будет 140—160 гц (см. рис. 57).

Оптимальную частоту можно определять из формулы (62), подставляя в нее длину флокулы, равную длине одной или двух-трех частиц, так как этого достаточно для эффективного разделения.

Расхождения между теоретическими и экспериментальными данными в области высоких частот объясняются влиянием неучтенных сил адгезионного слипания во флокуле, изменением магнитных и механических свойств флокулы при уменьшении ее размеров, а также столкновениями соседних флокул в процессе вращения. Даже значительное повышение частот не может вызвать полного разрушения тонкозернистых флокул, так как средняя скорость вращения флокул (в результате увеличения числа их взаимных столкновений), достигнув определенного значения, почти не увеличивается при повышении частоты магнитного поля и разрушение прекращается.

Наблюдения показали, что в процессе столкновений флокулы могут разрушаться и соединяться в большие флокулы. Если размер флокулы, образовавшейся при столкновении, превышает устойчивый для данной частоты, то она тут же разрушается. Такая «диссоциация» флокул повышает эффективность процесса потому, что освобождает немагнитные частицы, которые тут же уносятся центробежным полем.

Следует отметить также, что, как правило, при значительном повышении частоты начинает снижаться эффективность процесса, так как повышается содержание железа в хвостах.

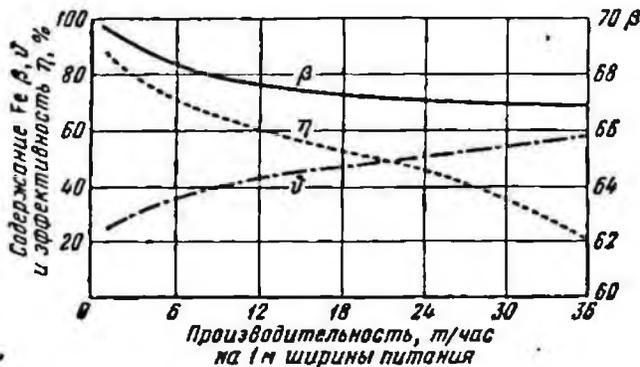


Рис. 59. Зависимость эффективности разделения от производительности

Это объясняется высокой скоростью частиц и флокул при данной частоте, в результате чего при соударениях между собой и барабаном они приобретают достаточную энергию для того, чтобы преодолеть зону удержания магнитного поля и улететь в хвосты. В этих случаях оптимальную частоту легко определить по экспериментальному графику, так как эффективность имеет максимум.

Определение оптимальной производительности сепаратора. Производительность, которая обеспечит наилучшие условия разделения, т. е. производительность монослойной сепарации, можно определить, подставив в формулу производительности барабанного сепаратора оптимальное число оборотов барабана и толщину слоя, равную диаметру максимального зерна:

$$Q = 0,002\pi R \cdot n \cdot d \cdot b \cdot \delta \text{ кг/мин} = 0,00012\pi R \cdot n \cdot d \cdot b \cdot \delta \text{ т/час},$$

где R — радиус барабана, см; n — число оборотов барабана, об/мин; b — ширина барабана, см; δ — удельный вес материала, г/см; d — диаметр частицы (толщина слоя), см.

Подставляя названные значения, получаем $Q = 0,00012 \cdot 3,14 \cdot 20 \cdot 10 \cdot 0,0064 \cdot 350 \cdot 4 = 0,67$ т/час, что по отношению к 1 м ширины питания составляет 6,75 т/час.

Эта формула не учитывает неравномерности распределения материала по поверхности барабана, поэтому и в соответствии с экспериментальными данными (рис. 59) производительность для всех исследований была принята равной 5 т/час. При значительном увеличении производительности толстый слой ферромагнетика на поверхности барабана экранирует и искажает магнитное поле сепаратора и особенно вращающееся поле, что приводит к снижению эффективности сепарации. Повышения производительности этих сепараторов можно добиваться путем увеличения диаметра сепаратора, что дает возможность отодвинуть наступление критической скорости и получить большие скорости движения материала в процессе сепарации.

Дальнейшими экспериментами определялось влияние влажности на эффективность сепарации. Влажность материала создавалась искусственно, путем высушивания предварительно смоченных стандартных навесок до заранее рассчитанных весов. Результаты этих исследований приводятся на рис. 60.

Изучение зависимости между температурой исходного материала и эффективностью сепарации показало, что температура практически не влияет на

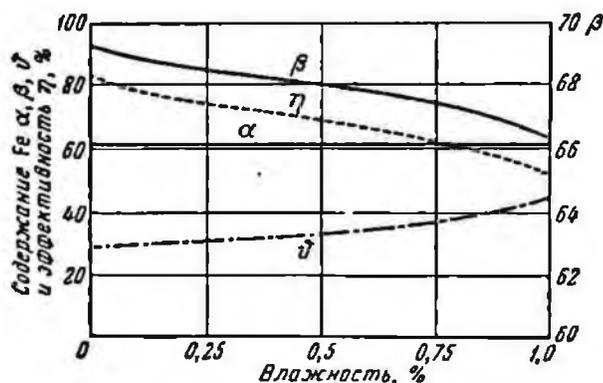


Рис. 60. Зависимость эффективности сепарации от влажности исходного материала

эффективностью за исключением областей, близких к точке Кюри, где резкое снижение эффективности объясняется потерей магнитных свойств.

Влияние добавок реагента диспергатора на эффективность процесса сепарации. Как уже отмечалось ранее, адгезионные силы при крупности исследуемых проб нельзя не принимать во внимание. Адгезионная флокуляция, хоть и в меньшей мере, чем магнитная, но все же снижает эффективность сепарации. Магнитное перемешивание материала при разрушении флоккул частично препятствует адгезионной сепарации флокуляции, однако существует метод непосредственного снижения адгезионных сил, который состоит в применении поверхностно-активных веществ реагентов — диспергаторов, которые нейтрализуют, компенсируют и экранируют поверхностные силы электромагнитного характера, вызывающие адгезионную флокуляцию [3].

По данным предыдущих исследований [41] наилучшие результаты из ряда наиболее распространенных поверхностно-активных веществ дает мыло дистиллированного таллового масла, которое и применялось при изучении влияния добавок реагента диспергатора на эффективность сепарации.

Навески обрабатывались различными дозами 1%-ного раствора реагента при тщательном перемешивании. Затем навески высушивались в одинаковых условиях и доизмельчались всухую при одинаковых условиях. Влияние этих добавок реагента на эффективность сепарации показано на рис. 61. Было установлено также их влияние на эффективность измельчения (рис. 62).

Из этих данных видно, что применение эффективных реагентов — диспергаторов может оказаться полезным при производстве высококачественных концентратов, содержащих выше 70 % железа.

Интересно отметить, что при электрической сепарации применяют реагенты, которые селективно понижают электропроводность поверхности

[41]. При этом обычно разрабатывается особый реагентный режим, требующий точной дозировки реагентов, так как при избытке реагента его полимерные пленки также снижают электропроводность поверхности. Это частично подтверждает предположение относительно действия реагентов — диспергаторов, которые, в отличие от первых, только снижают поверхностную энергию, экранируют и нейтрализуют поверхностные силы. При этом повышение расхода реагента увеличивает эффективность сепарации, хотя и менее резко, чем это наблюдается при малых дозах (см. рис. 61).



Рис. 61. Влияние добавок реагента на эффективность сепарации

При проведении указанных экспериментов оказалось возможным полутно установить влияние этих реагентов на качество измельчения, так как материал обрабатывался диспергатором в процессе сухого измельчения. Оказалось также, что помимо повышения эффективности сепарации реагенты резко (на 15—20%) повышают производительность сухого измельчения. Это объясняется расклинивающим действием адсорбционных слоев,

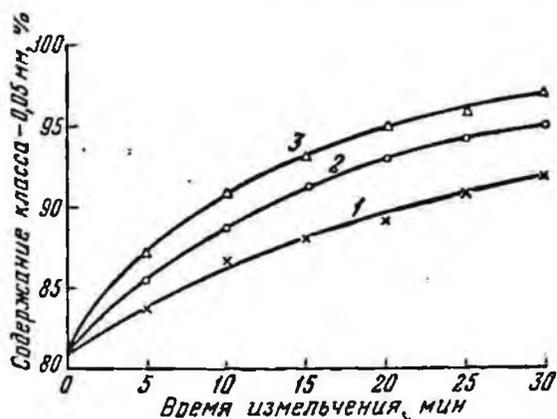


Рис. 62. Влияние добавок реагента (мыло таллового масла) на эффективность измельчения

1 — без реагента; 2 — 0,25 кг/т; 3 — 0,5 кг/т

фиксирующих микротрещины, и большей подвижностью материала в мельнице, — хорошо диспергированный сухой материал приобретает текучесть. Следует отметить, что во всех остальных экспериментах реагент-диспергатор не применялся, чтобы не исказить собственных возможностей процесса, и потому его применение следует рассматривать как резерв, способный улучшить любой из полученных результатов.

Технологическое исследование сухой центробежной магнитной сепарации тонковкрапленных магнетитовых кварцитов Кривбасса. Полученные оптимальные параметры режима сепарации для материалов данной крупности позволили провести сравнительную серию опытов по сепарации имеющихся

проб магнетитовых кварцитов и товарных магнитных концентратов Криворожского бассейна. Доводочная сепарация товарных магнитных концентратов действующих горнообогатительных комбинатов Криворожского бассейна производилась в их естественной крупности и после доизмельчения до одинаковой крупности 92% класса — 50 мк (табл. 35).

Т а б л и ц а 35

Результаты сухой центробежной сепарации товарных магнитных концентратов Криворожского бассейна

Концентрат	Крупность, % класса — 50 мк	Выход концентрата, %	Содержание Fe, %			Извлечение Fe в концентрат, %
			в исходном	в концентрате	в хвостах	
ЮГОК	81	84,2	61,4	67,5	28,9	92,6
	92	80,5	61,4	68,6	32,1	90,0
НКГОК	75	71,2	59,4	68,0	38,2	81,5
	92	72,2	59,4	68,7	35,1	83,6
ЦГОК	55	69,0	54,3	65,8	28,8	83,7
	92	60,5	54,3	67,2	34,5	74,9

Проводились отдельные исследования при доизмельчении до крупности 100%—50 мк. При этом содержание железа в концентрате приближалось к 70%, но содержание его в промежуточном продукте также увеличивалось. Следует отметить, что время сепарации в ходе этих экспериментов было очевидно незначительным и одной пересортировки оказалось достаточно. Дальнейшие пересортировки очень мало улучшали качество концентрата.

В последующих опытах изучалась возможность получения высококачественных концентратов из исходной руды карьера ЮГОК (рис. 63). Крупность исходной руды, поступающей на первую стадию сепарации, принята такой же как и на первой стадии ОФ ЮГОК, т. е. 50% класса — 76 мк. Вторая сепарация осуществлялась после доизмельчения грубого концентрата до крупности 87% класса — 50 мк, т. е. почти такой же как на второй стадии 9—10 секции ОФ ЮГОК.

Доизмельчение в этой схеме проводилось на лабораторной шаровой мельнице всухую. Применение сухого струйного измельчения позволило значительно улучшить эту схему. При струйном измельчении разрушение зерен происходит по плоскостям спайности между магнетитом и кварцем, чем достигается лучшее раскрытие минералов при одинаковой крупности [42]. Это значительно улучшает условия сепарации и повышает ее эффективность. Промежуточный продукт, содержащий 38,1% Fe, который направлялся в хвосты в предыдущей схеме, так как представлял значительную трудность для обогащения (его раскрытие наступало при крупности, которая уже значительно снижала эффективность сепарации), стало возможным также сепарировать с выделением высококачественных концентратов (рис. 64). Схема с применением струйного измельчения позволяет получать два продукта: высококачественный концентрат для процессов прямого восстановления и богатый концентрат для доменной плавки и других целей.

В табл. 36 показано сравнение химического состава высококачественного концентрата, полученного при помощи сухой центробежной магнитной сепарации, и такого же концентрата, полученного магнитно-флотационным методом. Следует отметить то, что в первом случае содержание вредных примесей серы и фосфора значительно ниже, чем во втором.

По имеющимся в литературе сведениям [43] фосфор и сера сосредоточены в местах контакта между магнетитом и кварцем (отложения апатита и

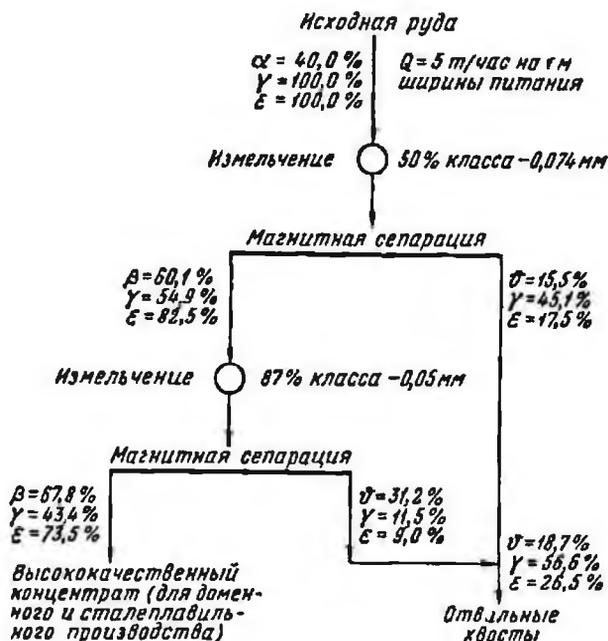


Рис. 63. Технологическая схема получения высококачественных концентратов сухой центробежной магнитной сепарацией при сухом шаровом измельчении

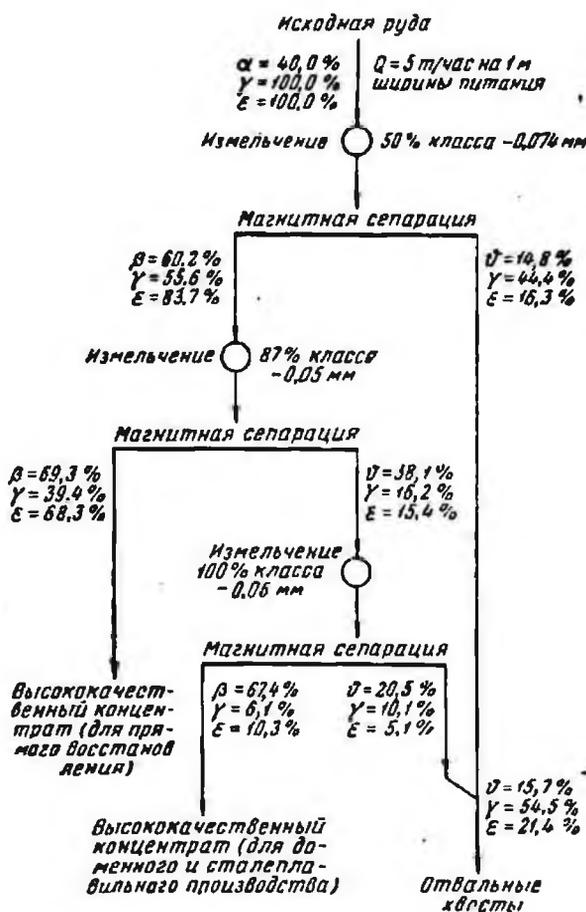


Рис. 64. Технологическая схема получения высококачественных концентратов сухой центробежной магнитной сепарацией при струйном измельчении

карбонатов), это объясняет несколько лучшее удаление сростков. Простота конструкции и возможность полной автоматизации работы центробежных магнитных сепараторов оправдывают постановку дальнейших исследований в этом направлении, тем более что сухая сепарация может быть экономичнее мокрой. Особенно выгодно применять сухую сепарацию при обога-

Таблица 36

Полные химические анализы исходного магнитного и высококачественного концентратов, полученных сухой магнитной центробежной сепарацией и флотацией (%)

Химический компонент	Концентрат		
	исходный магнитный	высококачественный магнитный	высококачественный флотационный
Fe _{общ}	61,40	68,80	68,60
Fe _{раств}	61,20	68,70	68,60
FeO _{общ}	26,40	29,20	26,90
FeO _{раств}	—	—	26,90
SiO ₂	12,50	3,47	3,20
CaO	0,19	0,08	0,16
MgO	0,53	0,10	0,32
Al ₂ O ₃	0,14	0,15	0,09
MnO	0,05	0,04	0,023
TiO ₂	0,013	0,016	0,016
Сумма щелочей	—	—	0,19
Fe ₂ O ₃	58,50	66,10	68,21
CO ₂	1,10	0,41	0,43
P	0,024	Нет	0,02
S	0,02	0,011	0,026
П. п. п.	1,40	0,64	0,73

щении обожженных руд, не требующих дополнительной сушки. В этом случае эксплуатационные расходы состоят только из затрат

на вентиляцию, так как сам процесс сепарации очень дешев.

Следует отметить, что температура мало влияет на процесс сухой центробежной сепарации. Это позволяет при соответствующей герметизации оборудования проводить процесс на открытых площадках с дистанционным управлением, чтобы вывести людей из участков с повышенным содержанием пыли в воздухе. Ремонтировать эти сепараторы можно в отдельном цехе, так как их легко транспортировать и подключать в схему.

Сказанное относится к сухим методам обогащения, однако даже при необходимости подсушки грубых концентратов сухая их пересортировка оправдывается полученным эффектом. Это подтверждается и практикой фабрики Отанмеки (Финляндия), где нашли выгодным применять сухую пересортировку концентратов мокрого магнитного обогащения.

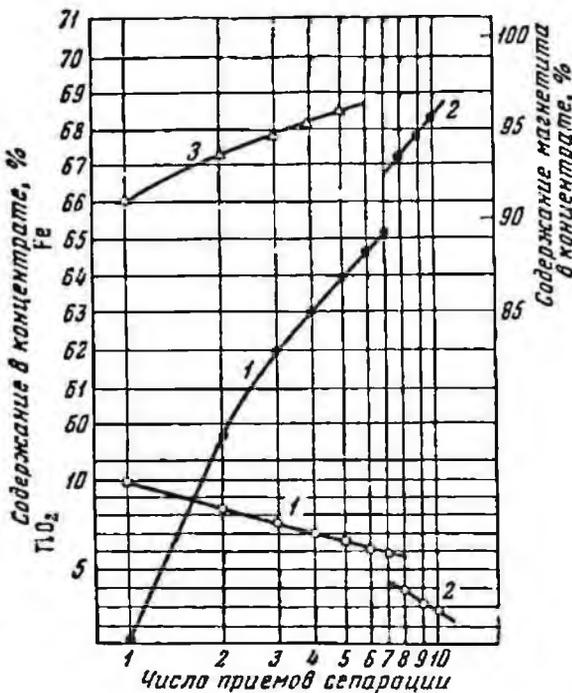


Рис. 65. Результаты сепарации титано-магнетитовой руды на сепараторах Лаурила 1 — мокрая сепарация исходной руды на обогатительной фабрике Отанмеки; 2 — пересортировка мокрого концентрата сухой сепарацией; 3 — сухая сепарация исходной руды в лабораторных условиях

На рис. 65 приведены показатели перераспределения: содержание железа повышается с 64—65% до 68—69% при высоком извлечении. Следует заметить, что сырье этой фабрики представлено сравнительно крупновключенной магнетито-ильменитовой рудой, по обогатимости аналогичной сырью Оленегорской фабрики (месторождения обеих фабрик территориально расположены близко одно от другого).

Сухой метод применяют также фабрики Швеции, выпускающие ежегодно более 300 тыс. т концентрата, содержащего свыше 70% железа и до 0,5% кремнезема [14].

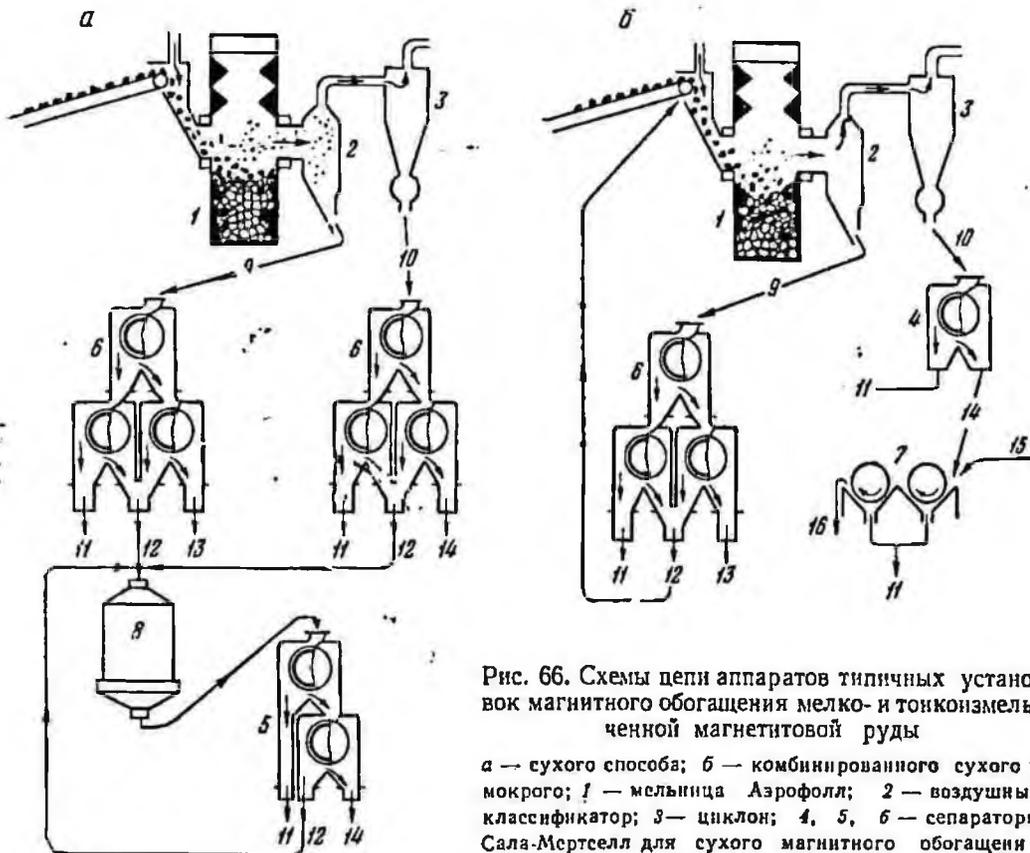


Рис. 66. Схемы цепи аппаратов типичных установок магнитного обогащения мелко- и тонкоизмельченной магнетитовой руды

а — сухого способа; б — комбинированного сухого и мокрого; 1 — мельница Аэрофолл; 2 — воздушный классификатор; 3 — циклон; 4, 5, 6 — сепараторы Сала-Мертселла для сухого магнитного обогащения (одно-, двух- и трехбарабанные); 7 — сепаратор двух-

барабанный для мокрого магнитного обогащения; 8 — мельница для сухого доизмельчения промежуточного продукта; 9, 10 — мелкий и тонкий продукт; 11 — хвосты; 12 — промежуточный продукт; 13, 14 — мелкий и тонкий концентрат; 15 — вода; 16 — мокрый тонкий концентрат

На рис. 66 изображены типичные схемы цепи аппаратов зарубежных промышленных установок для сухого магнитного обогащения. Можно видеть, что сухой способ сепарации применяется только для обработки зернистых фракций.

Самый тонкий материал (-20 мк) пока обогащается только мокрым способом, хотя настойчиво проводятся полупромышленные опыты центробежной сепарации и при обработке тонких фракций.

На рис. 67—72 приведены схемы аппаратов и результаты работы полупромышленной установки в Онтарио (США). Благодаря полному раскрытию рудных минералов при измельчении в мельнице Аэрофолл, сухая сепарация дала концентраты, содержащие до 68% железа при извлечении около 90%. Применяющиеся на этой установке эксцентричные и геликондальные сепараторы позволяют тщательно очистить как магнитную, так и немагнитную фракции. Для выделения чистых хвостов применяют небольшую скорость вращения наружного барабана (100 об/мин), и магнитную систему

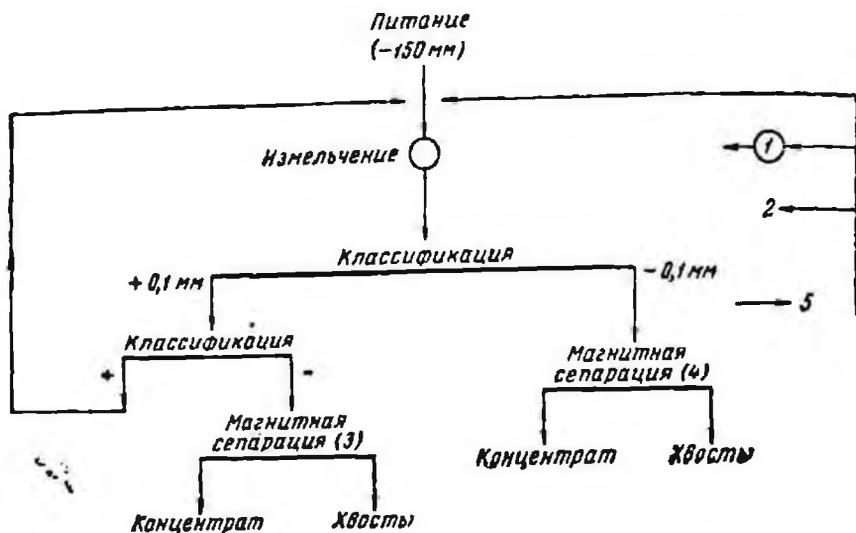


Рис. 67. Технологическая схема полупромышленной установки — сухого магнитного обогащения

1 — электростатический пылеуловитель; 2 — отсос воздуха; 3 — эксцентриковый сепаратор (двухбарабанная модель); 4 — сепаратор Дивье (четырёхбарабанная модель); 5 — отработанный воздух

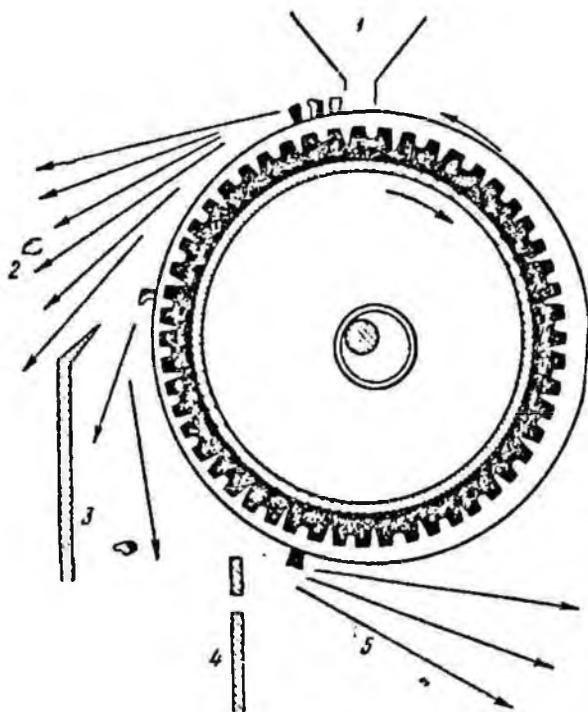


Рис. 68. Схема эксцентрикового сухого магнитного сепаратора

1 — питание; 2 — хвосты; 3 — промежуточный продукт; 4 — передвижные отражатели; 5 — концентрат

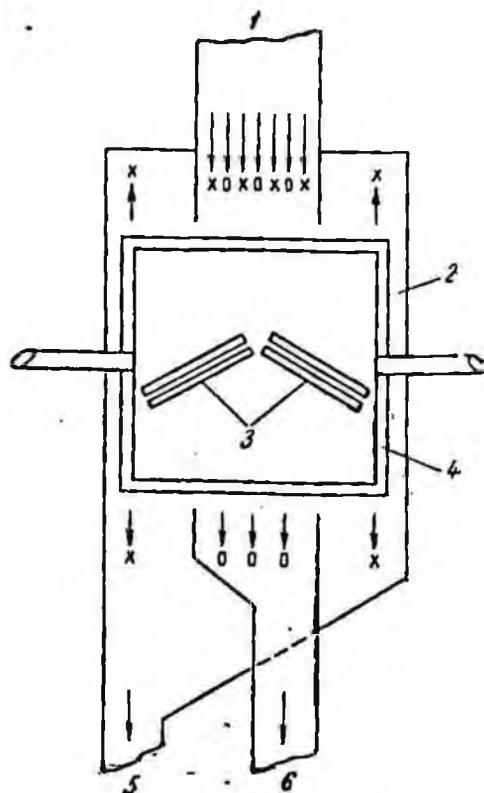


Рис. 69. Схема сепаратора

1 — аэрированное питание; 2 — наружный немагнитный барабан; 3 — магниты; 4 — внутренний магнитный барабан; 5 — концентрат; 6 — хвосты

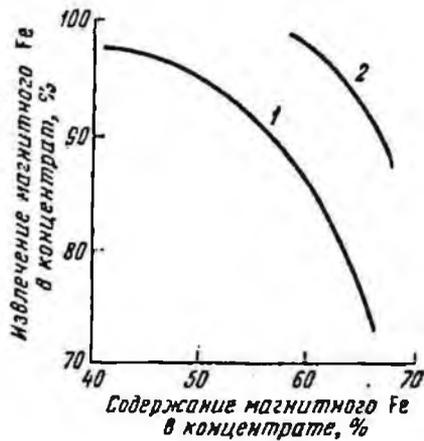


Рис. 70. Кривые обогатимости, полученные при испытаниях эксцентрикового сепаратора
Диаметр барабана: 1—30 см; 2—60 см

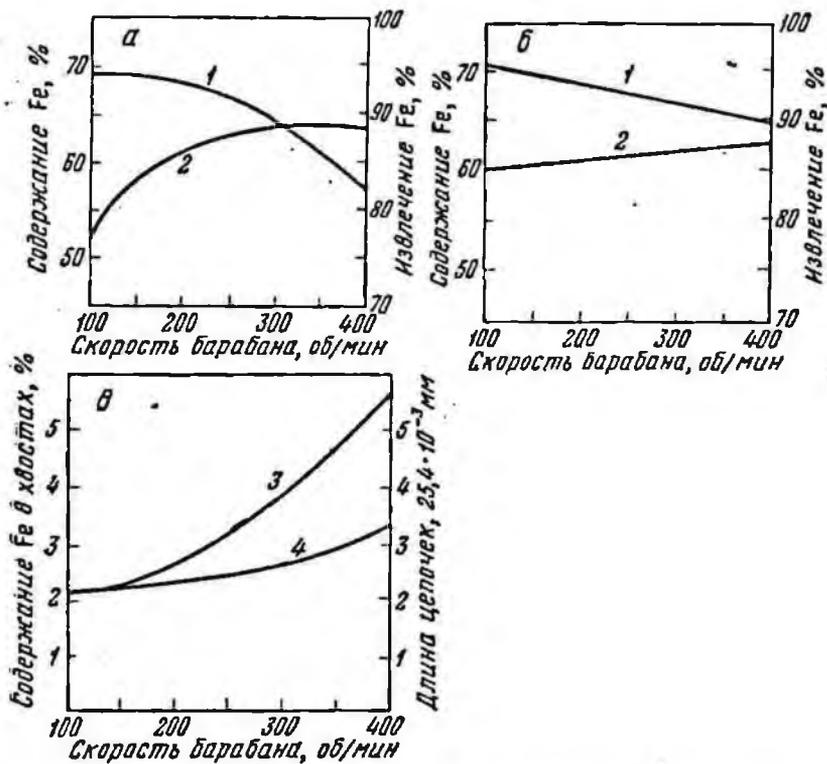


Рис. 71. Влияние скорости барабанов на показатели обогащения
а — скорость магнитного барабана постоянна (200 об/мин); б — скорость наружного барабана постоянна (200 об/мин); в — влияние скорости на содержание железа в хвостах; 1 — извлечение; 2 — содержание железа в концентрате; 3 — при изменении скорости наружного барабана и постоянной скорости магнитного барабана; 4 — при изменении скорости магнитного барабана и постоянной скорости наружного барабана

вращают в том же направлении. Для получения чистых концентратов скорость вращения барабана увеличивают до 300—400 об/мин и направление вращения магнитной системы изменяют на обратное, с тем чтобы укоротить длину цепочек и облегчить отрыв сростков.

Наилучшие результаты получаются при частоте не ниже 140 гц и напряженности поля порядка 600—800 э.

Приведенные данные показывают целесообразность постановки аналогичных исследований на отечественном сырье. Особый интерес представляет испытание мельницы Аэрофолл, а также барабанных мельниц с самоизмельчением руды крупными ее фракциями в сочетании с сухой центробежной магнитной сепарацией на сепараторах типа 21-СВ (рис. 73).

Для получения высококачественных концентратов, как уже указывалось, весьма важно повысить степень раскрытия минералов, т. е. увеличить селективность

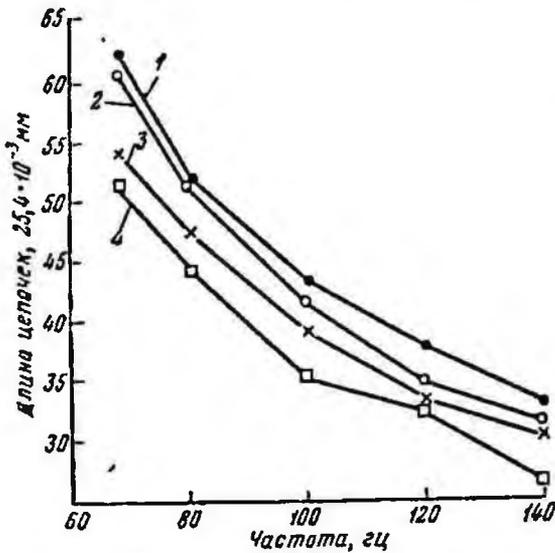


Рис. 72. Влияние частоты магнитного поля и размера частиц на длину цепочек
Размер частиц: 1—53 мк; 2—74 мк; 3—104 мк; 4—147 мк

измельчения при той же крупности. Последнее зависит не только от соотношения прочности контактов и слоев, но и от способа измельчения. Наиболее эффективным в этом отношении является взрывное дробление,

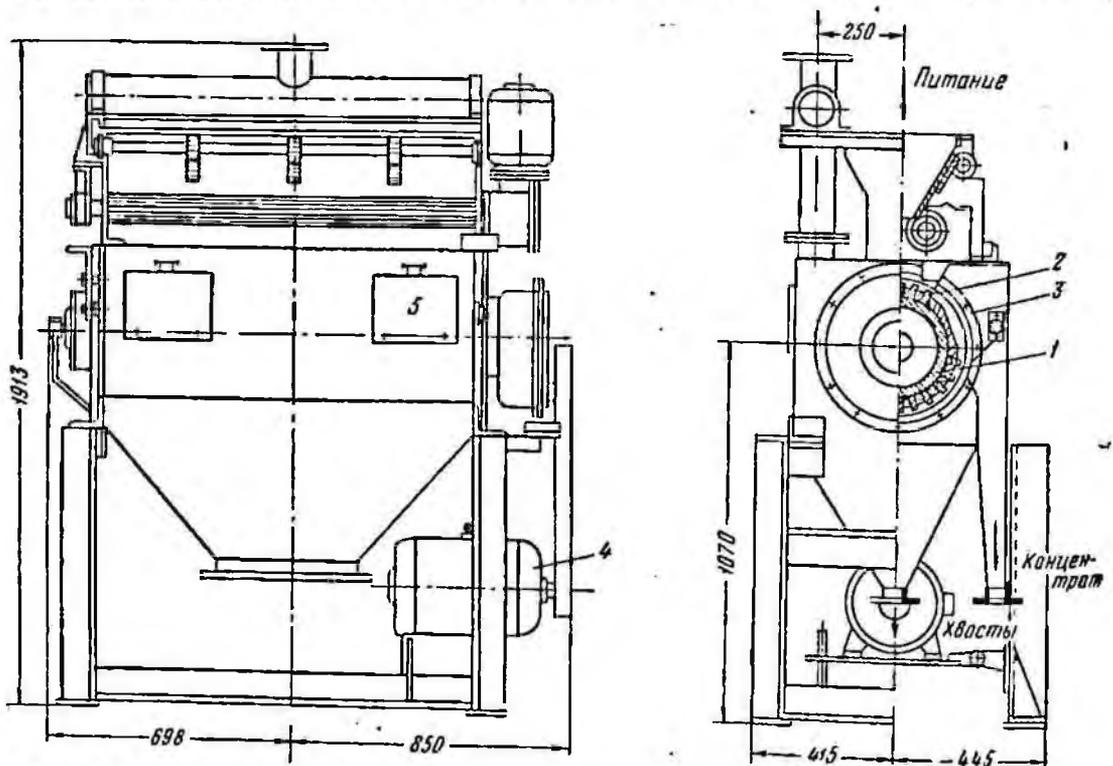


Рис. 73. Барабанный сепаратор 21-СВ с открытой магнитной системой из постоянных магнитов института Механобрчермет для сухой сепарации
1 — кольцевое ядро из мягкой стали; 2 — постоянные магниты (24 шт., шаг 5 см, сплав АНКО-4, длина 5 см, вес 0,6 кг); 3 — барабан из нержавеющей стали (толщина 2 мм, зазор между стенкой и магнитами 3 мм); 4 — привод; 5 — смотровые люки

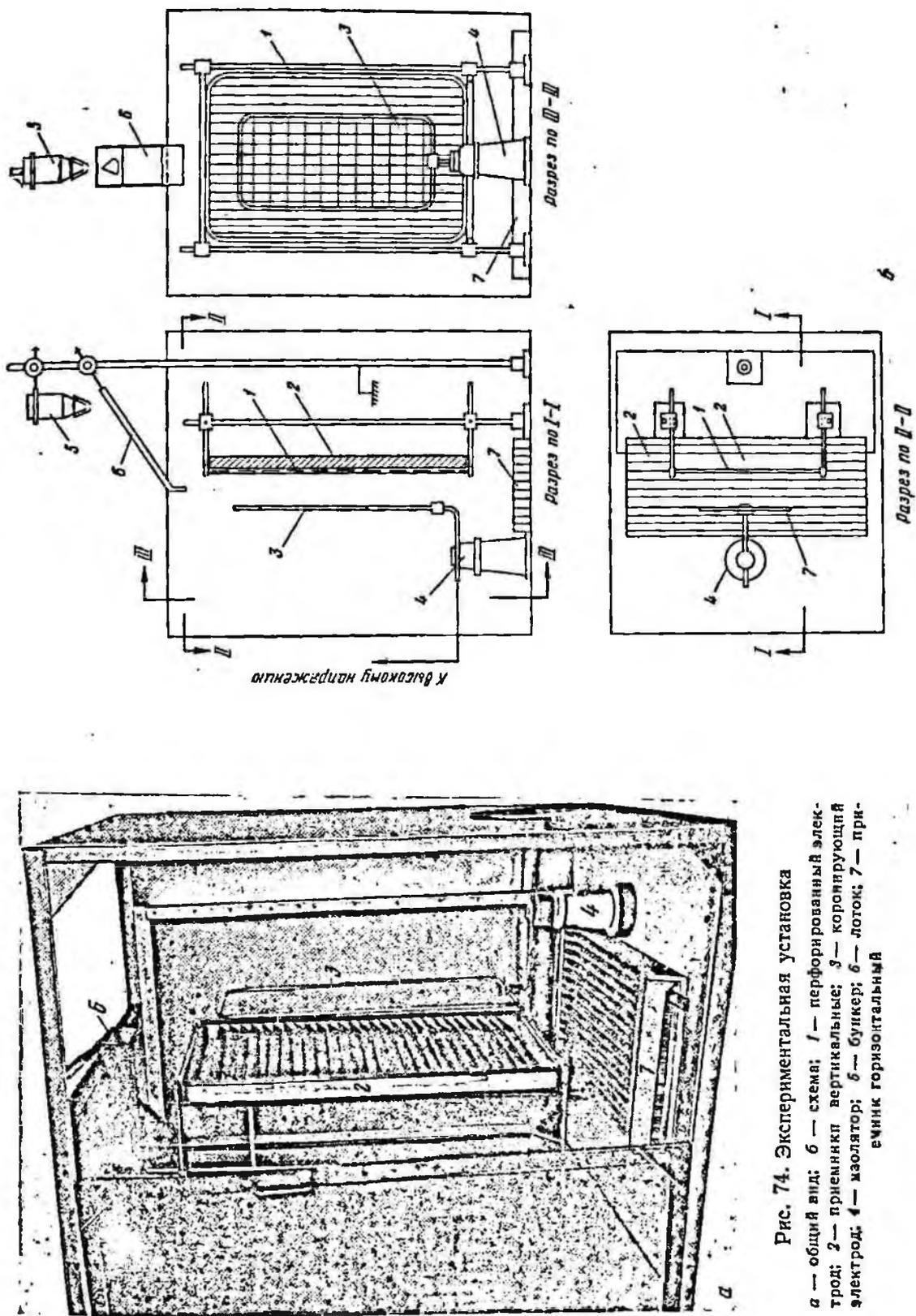


Рис. 74. Экспериментальная установка
 а — общий вид; б — схема; 1 — перфорированный электрод; 2 — приемник вертикальные; 3 — коронирующий электрод; 4 — изолятор; 5 — бункер; 6 — лоток; 7 — приемник горизонтальный

за ним следует дробление и самоизмельчение руды в мельницах Аэрофолл, затем струйное измельчение и наименее благоприятный шаровой помол [1]. Разрушение хрупких рудных зерен стальным шаром — процесс грубый, так как трещины, возникающие в куске руды, имеют направление удара шара, поскольку прочностные свойства шара во много раз больше тех же свойств руд. При измельчении же соударяющихся кусков руды трещины возникают по линии наименьшего сопротивления, т. е. по контактам прослоев, так как прочностные характеристики тел одинаковы. По этой причине принятые на действующих фабриках дробилки, стержневые и шаровые мельницы в дальнейшем, с прогрессом техники, при переходе на выпуск богатых и высококачественных концентратов должны быть постепенно заменены более эффективным оборудованием (мельницы Аэрофолл и Гардинж), безэксцентриковыми и ударными дробилками, бесшаровыми мельницами, а для самого тонкого помола весьма труднообогатимых промежуточных продуктов, по-видимому, струйными мельницами. Ориентировочные подсчеты [1] показали, что эта замена позволит не только увеличить степень раскрытия руды, но и уменьшить расходы на измельчение.

2. Электрическое обогащение

Как уже отмечалось, сухие методы обогащения находят все более широкое применение. Помимо магнитных, к числу их относятся и весьма перспективные электрические методы [1,44—46], используемые самостоятельно или совместно с магнитными. В первом случае — для непосредственного обогащения железных руд, во втором — для их подготовки к магнитной сепарации (путем обеспыливания и классификации). Следует отметить, что тщательная классификация исходного материала по крупности является важным

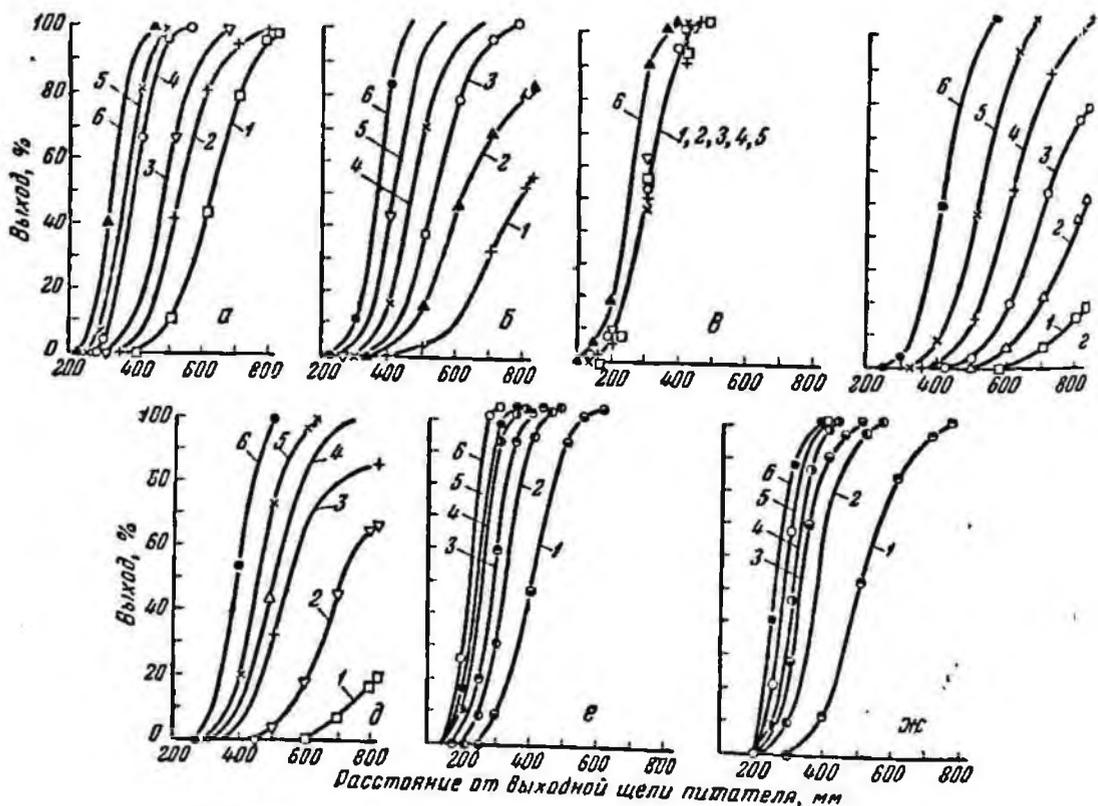


Рис. 75. Распределение по высоте заземленного электрода кварца (а), барита (б), мусковита (в), магнетита (г), пирита (д), угля (е) и породы (ж) крупностью: 1—0,85—0,6 мм; 2—0,6—0,42 мм; 3—0,42—0,3 мм; 4—0,3—0,21 мм; 5—0,21—0,15 мм; 6—0,15—0,074 мм

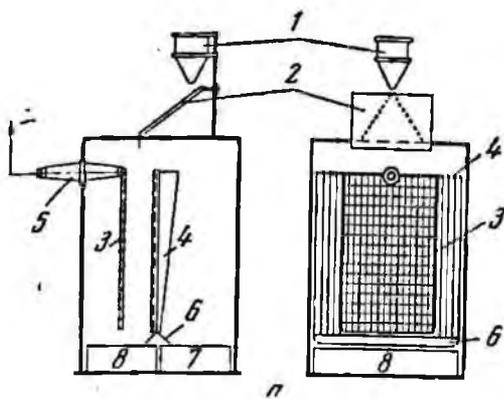


Рис. 76. Схема лабораторного (а) и промышленного (б) коронного камерного электросепаратора ИГД АН

1 — бункер; 2 — питатель; 3 — коронирующий электрод; 4 — заземленный электрод; 5 — изолятор; 6 — направляющая плоскость; 7 — мелкая фракция; 8 — крупная фракция

условием получения высоких показателей обогащения как при электрической, так и при магнитной сепарации.

Универсальность и все преимущества сухого обогащения присущи также и электрическим методам.

Теоретическое и экспериментальное изучение этих методов позволило выявить механизм сопутствующих им процессов, создать несколько типов принципиально новых высокоэффективных сепараторов и разработать ряд технологических схем, пригодных для указанных целей.

Процессы, протекающие в коронных сепараторах при свободном перемещении в них заряженных частиц, изучались при помощи оригинальной методики на специально разработанной экспериментальной установке (рис. 74), моделирующей указанные процессы [47]. Это позволило точно фиксировать место выхода частиц из рабочей зоны и устанавливать влияние отдельных элементов камерных сепараторов и физических свойств частиц (при групповом перемещении их в поле коронного разряда) на траектории последних, а следовательно, и на условия разделения по крупности и вещественному составу (рис. 75).

Полученные данные использованы при разработке теории процесса и конструировании на надежной основе новых высокоэффективных сепараторов, пригодных для обеспыливания, классификации и обогащения различных полезных ископаемых.

Коронные камерные сепараторы

Особенностями коронных камерных сепараторов ИГД АН, предназначенных для обеспыливания и классификации материалов крупностью 8(10) — 0 мм (с поверхностной влажностью до 5%), являются: наличие специальных электродов, обеспечивающих создание сильного электриче-

ского поля; отсутствие движущихся и трущихся деталей; большая удельная производительность и высокая эффективность.

Пылевидные частицы улавливаются в камерных сепараторах полностью, поэтому нет необходимости применять специальные пылеуловители, обязательные при работе других обеспыливателей.

Электрообеспыливание более эффективно, чем воздушное обеспыливание (соответственно к. п. д. до 97 и до 70%).

Схема сепаратора лабораторного типа показана на рис. 76, а, промышленного — на рис. 76, б.

Эффективная высота электродов при обеспыливании составляет 0,2 м, а при классификации ~ 0,5—0,6 м.

Процесс сепарации регулируется напряженностью электрического поля, расположением электродов, числом операций и др.

К. п. д. процессов электрообеспыливания и электроклассификации от 88 до 97%. Расход электроэнергии на процесс ~ 0,1 квт-ч/т. Возможная производительность одного сепаратора до 50 т/час и больше.

Результаты обеспыливания и классификации различных материалов, полученные на камерном сепараторе, приведены в табл. 37.

Результаты классификации различных железных руд по классам 74, 80, 100, 150 мк и больше, приведенные в табл. 38, показы-

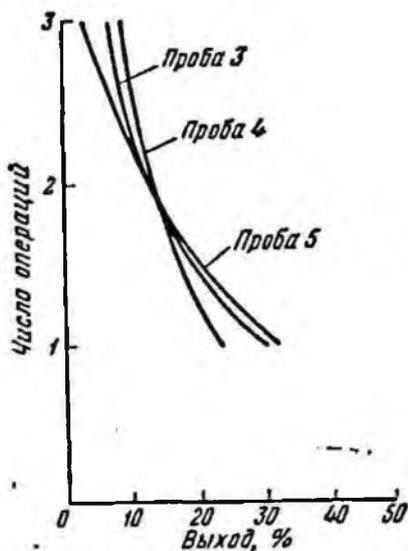


Рис. 77. Влияние числа операций на классификацию железной руды

вают, что процесс этот протекает весьма эффективно. Влияние числа операций на классификацию железной руды ясно из рис. 77.

На камерных сепараторах хорошо разделяются по вещественному составу материалы, состоящие из компонентов, значительно различающихся удельными весами (табл. 39). Интересные результаты такого разделения получены при обработке пробы руды, представленной скрыто кристаллическим гематитом крупностью 0,1 мм, содержащим в сростках небольшое количество кварца (табл. 40). Из табл. 40 видно, что содержание SiO_2 в крупной фракции снижается до 3,5%, что меньше чем в исходном материале и в мелкой фракции соответственно на 1,6 и 3,8%.

Анализ схем обогащения слабомагнитных железных руд (крупностью — 10 мм) и исследования, проведенные совместно с Механобрчерметом [46], показали, что комплексное использование электрической и магнитной сепарации значительно повышает показатели обработки. Магнитному обогащению на установках с сильным полем предшествует электрообеспыливание исходного материала, а при необходимости также и электроклассификация его. Благодаря этому повышается производительность магнитной сепарации и увеличивается ее селективность. Так, например, при одном магнитном обогащении (табл. 41) пробы руды рудоуправления им. Кирова Криворожского бассейна (крупность 0 — 5 мм, магнитная восприимчивость $90 \cdot 10^{-6} \text{ см}^3/\text{г}$) содержание железа составляет в исходном материале 54,8%, в отходах — 31,5% и в концентрате — 56,0% (при извлечении 97,3%). При комплексном обогащении той же пробы содержание железа в хвостах — 26,5% и в концентрате — 61,5% при извлечении 93,7% от продукта (рис. 78).

При обработке фракции крупностью 2—5 мм содержание железа составляет: в исходном материале — 56,0%, в отходах — 16,2% и в концентрате — 61,0% (при извлечении 96,9%). Таким образом, при комплексном

Таблица 37

Результаты электрообеспыливания и электроклассификации различных материалов

Сепарируемый материал	Крупность отделяемого класса, мм	Продукт	Выход, %	Содержание отделяемого класса, %	Эффективность, %
<i>Электрообеспыливание</i>					
Пылевидный кварц (Урал)	0,053	Мелкая фракция	69,2	91,5	91
		Крупная фракция	30,8	23,4	
		Исходный материал (8—0 мм)	100,0	70,5	
Железная руда (Кривой Рог)	0,08	Мелкая фракция	28,0	77,5	87
		Крупная фракция	72,0	7,0	
		Исходный материал (6—0 мм)	100,0	26,7	
Каменная соль (Донбасс)	0,10	Мелкая фракция	17,6	82,4	87
		Крупная фракция	82,4	2,3	
		Исходный материал (2—0 мм)	100,0	16,4	
Пегматит молотый (Карелия)	0,10	Мелкая фракция	36,0	63,9	97
		Крупная фракция	64,0	1,2	
		Исходный материал (0,8—0 мм)	100,0	23,6	
Железная руда (КМА)	0,15	Мелкая фракция	17,1	83,4	89
		Крупная фракция	82,9	2,6	
		Исходный материал (5—0 мм)	100,0	16,5	
<i>Электроклассификация</i>					
Кварцевый песок (Люберецкий)	0,2	Мелкая фракция	16,3	61,9	97
		Крупная фракция	83,7	0,1	
		Исходный материал (0,6—0 мм)	100,0	10,2	
Бетонный песок (Лесковский)	0,4	Мелкая фракция	87,8	96,7	95
		Крупная фракция	12,2	18,0	
		Исходный материал (8—0 мм)	100,0	87,1	

Таблица 37 (окончание)

Сепарируемый материал	Крупность отделяемого класса, мм	Продукт	Выход, %	Содержание отделяемого класса, %	Эффективность, %
Бетонный песок (Лесковский)	1,0	Мелкая фракция	61,8	97,9	83
		Крупная фракция	38,2	21,4	
		Исходный материал (8—0,42 мм)	100,0	68,7	
Уголь (Воркута)	2,0	Мелкая фракция	41,8	92,3	89
		Крупная фракция	58,2	17,9	
		Исходный материал (8—0,15 мм)	100,0	49,1	
Железная руда (Кривой Рог)	2,0	Мелкая фракция	70,6	89,6	95
		Крупная фракция	29,4	12,0	
		Исходный материал (5—0,15 мм)	100,0	66,7	
Уголь (Воркута)	3,3	Мелкая фракция	48,4	79,7	88
		Крупная фракция	51,6	9,3	
		Исходный материал (8—2 мм)	100,0	43,0	
Уголь (Воркута)	5,0	Мелкая фракция	75,2	94,6	95
		Крупная фракция	24,8	25,0	
		Исходный материал (8—3,3 мм)	100,0	75,9	
Уголь (Кузбасс)	7,0	Мелкая фракция	89,8	89,5	92
		Крупная фракция	10,2	58,8	
		Исходный материал (8—5 мм)	100,0	86,4	

обогащении, по сравнению с одним магнитным, содержание железа повышается в концентрате на 5—5,5% и снижается в хвостах на 5—15%. При этом извлечение железа в обоих случаях практически одинаково.

Проект опытной фабрики Механобрчермета (на ЮГОК), предназначенной для проверки новых схем и аппаратов для сухого измельчения, электроклассификации, электрообогащения и сухой магнитной сепарации тонкоизмельченных руд, а также герметизирующих и других приспособлений, рассчитан на производительность 120 т/сутки. Она включает обжиговые печи (шахтную и с кипящим слоем), дробилки (центробежно-роторные и др.), шаровую мельницу, электросепараторы ИГД АН (коронные — камерный и барабанный) и центробежные магнитные валковые сепараторы Механобрчермета.

Таблица 38

Результаты электроклассификации железной руды

№ п/п	Продукт	Выход, %	Содержание, %		Эффективность, %	Месторождение
			отделяемого класса	Fe		
1	Мелкая фракция (0—0,074 мм)	16,7	45,5	34,2	90	Кривой Рог. Отвалы карьера «Южный» (окисленные кварциты)
	Крупная фракция (+0,074 мм)	83,3	1,0	39,3		
	Исходный материал (0—5 мм)	100,0	8,4	38,9		
2	Мелкая фракция (0—0,08 мм)	28,0	77,5	41,1	87	Кривой Рог, ЦОФ рудоупр. им. Кирова (отсев грохотов)
	Крупная фракция (+0,08 мм)	72,0	7,0	57,2		
	Исходный материал (0—6 мм)	100,0	26,7	52,7		
3	Мелкая фракция (0—0,1 мм)	9,6	68,8	38,0	89	Кривой Рог ЮГОК (обоженные окисленные кварциты)
	Крупная фракция (+0,1 мм)	90,4	1,0	37,4		
	Исходный материал (0—5 мм)	100,0	7,5	37,5		
4	Мелкая фракция (0—0,15 мм)	17,1	83,4	34,8	89	Комбинат КМА-руда
	Крупная фракция (+0,15 мм)	82,9	2,6	33,7		
	Исходный материал (0—5 мм)	100,0	16,5	33,8		
5	Мелкая фракция (0,15—2 мм)	70,6	89,6	58,1	95	Кривой Рог, рудоупр. им. Кирова
	Крупная фракция (+2 мм)	29,4	12,0	57,8		
	Исходный материал (0,15—5 мм)	100,0	66,7	58,0		
6	Мелкая фракция (0—0,074 мм)	21,5	68,3	29,1	90	Кольский п-ов, Оленегорские железистые кварциты (Оленегорская обогатительная фабрика)
	Крупная фракция (+0,074 мм)	78,5	0,9	33,2		
	Исходный материал (0—2 мм)	100,0	18,2	32,3		
7	Мелкая фракция (0,15—0,074 мм)	41,0	84,0	33,7	92	То же
	Крупная фракция (+0,15 мм)	59,0	2,5	32,9		
	Исходный материал (0,074—2 мм)	100,0	22,0	33,2		
8	Мелкая фракция (0,15—0,6 мм)	46,1	88,2	30,2	93	»
	Крупная фракция (+0,6 мм)	53,9	6,8	35,7		
	Исходный материал (0,15—2 мм)	100,0	78,0	32,9		

Таблица 39

Результаты электросепарации смесей кварца, гематита и магнетита

№ п/п	Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			кварца	магнетита	кварца	магнетита
1	Мелкая фракция	23,7	67,1	32,9	63,8	10,4
	Крупная фракция	76,3	11,9	88,1	36,2	89,6
	Исходный материал (0,42—0,3 мм)	100,0	25,0	75,0	100,0	100,0
2	Мелкая фракция	34,9	92,5	7,5	64,5	5,2
	Крупная фракция	65,1	27,2	72,6	35,5	94,8
	Исходный материал (0,42—0,3 мм)	100,0	50,0	50,0	100,0	100,0
3	Мелкая фракция	50,5	97,1	2,9	65,1	2,0
	Крупная фракция	49,5	53,0	47,0	34,9	98,0
	Исходный материал (0,42—0,3 мм)	100,0	75,0	25,0	100,0	100,0
4	Мелкая фракция	77,0	78,7	21,3	77,8	20,6
	Крупная фракция	23,0	22,5	77,5	29,2	79,4
	Исходный материал (0,6—0,42 мм)	100,0	50,0	50,0	100,0	100,0
5	Мелкая фракция	77,5	78,0	22,0*	77,5	11,3*
	Крупная фракция	22,5	22,3	77,7*	22,5	89,7*
	Исходный материал (0,6—0,42 мм)	100,0	50,0	50,0*	100,0	100,0*

* Соответственно содержание и извлечение гематита.

Таблица 40

Влияние числа операций на содержание окиси кремния в продуктах сепарации гематитовой руды

Число операции	Продукт	Выход, %	Содержание SiO ₂ , %	Извлечение SiO ₂ , %
1	Мелкая фракция	27,3	7,7	41,3
	Крупная фракция	72,7	4,1	58,7
	Исходный материал	100,0	5,1	100,0
2	Мелкая фракция	34,0	7,5	50,2
	Крупная фракция	66,0	3,9	49,8
	Исходный материал	100,0	5,1	100,0
3	Мелкая фракция	40,9	7,3	58,8
	Крупная фракция	59,1	3,5	41,2
	Исходный материал	100,0	5,1	100,0

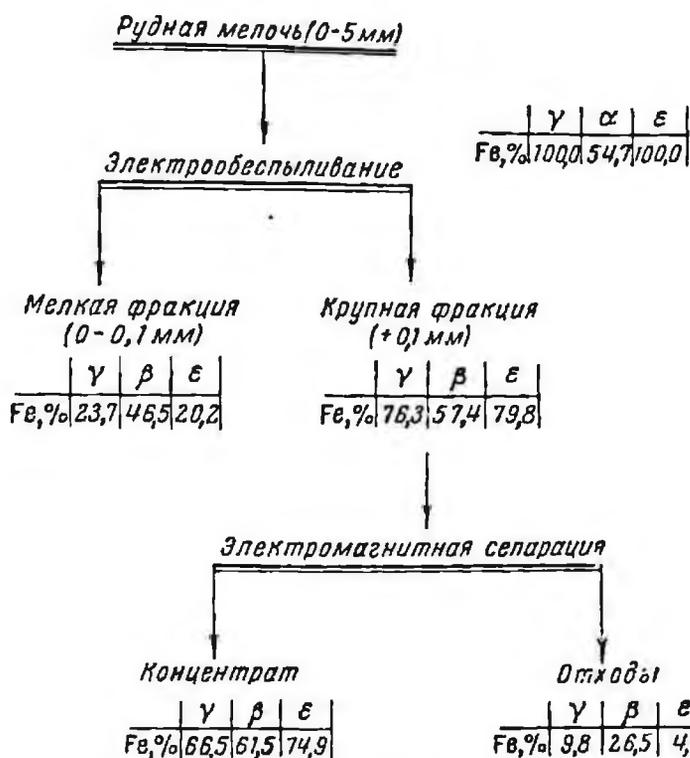


Рис. 78. Схема электрической и магнитной сепарации железорудной мелочи

Таблица 41

Обогащение железорудной мелочи по простой и комбинированной схемам

№ схемы	Продукт	Выход*, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe**
		от исходного		от исходного
<i>Электромагнитная сепарация</i>				
I	Концентрат	95,3	56,0	97,3
	Хвосты	4,7	31,5	2,7
	Исходный материал (0—5 мм)	100,0	54,8	100,0
<i>Электрообеспыливание</i>				
II	Мелкая фракция (0—0,1 мм)	23,7	46,5	20,2
	Крупная фракция (+0,1 мм)	76,3	57,4	79,8
	Исходный материал (0—5 мм)	100,0	54,7	100,0
<i>Электромагнитная сепарация</i>				
	Концентрат	66,5/87,3	61,5	74,9/93,7
	Хвосты	9,8/12,7	26,5	4,9/6,3
	Исходный материал (+0,1 мм)	76,3/100,0	57,4	79,8/100,0
<i>Комплексная сепарация (электрическая и магнитная)</i>				
	Концентрат	66,5	61,5	74,9
	Хвосты	9,8	26,5	4,9
	Мелкая фракция (0—0,1 мм)	23,7	46,5	20,2
	Исходный материал (0—5 мм)	100,0	54,7	100,0

* В числителе — выход от исходного, в знаменателе — от продукта.

** В числителе — извлечение от исходного, в знаменателе — от продукта.

Включение в схему сухого измельчения в шаровых мельницах коронных камерных сепараторов ИГД АН (взамен воздушных классификаторов, отличающихся небольшой производительностью при выделении тонких классов, малым к. п. д., большой чувствительностью к влажности и др.) обеспечивает повышение эффективности и уменьшение продолжительности указанного процесса.

Коронные барабанные сепараторы

Схема коронного барабанного сепаратора ИГД АН лабораторного типа показана на рис. 79, а, а промышленного — на рис. 79, б. Барабанные сепараторы [54] предназначены для обогащения (за счет разделения по электропроводности) различных полезных ископаемых и материалов, а также для доводки до кондиций разнообразных продуктов (крупностью 4—0 мм и с поверхностной влажностью до 5%) и др. К. п. д. их более 90%. Расход электроэнергии на процесс $\sim 0,1$ квт-ч/т. Возможная производительность одного сепаратора до 30 т/час и больше.

Коронные барабанные сепараторы ИГД АН оснащены терморегулируемыми заземленными электродами, позволяющими осуществлять мгновенную поверхностную подсушку частиц обрабатываемых материалов в месте их соприкосновения с ними. Благодаря этому, эффективно обогащаются комплексные мелко- и тонковкрапленные низкосортные магнитные и немаг-

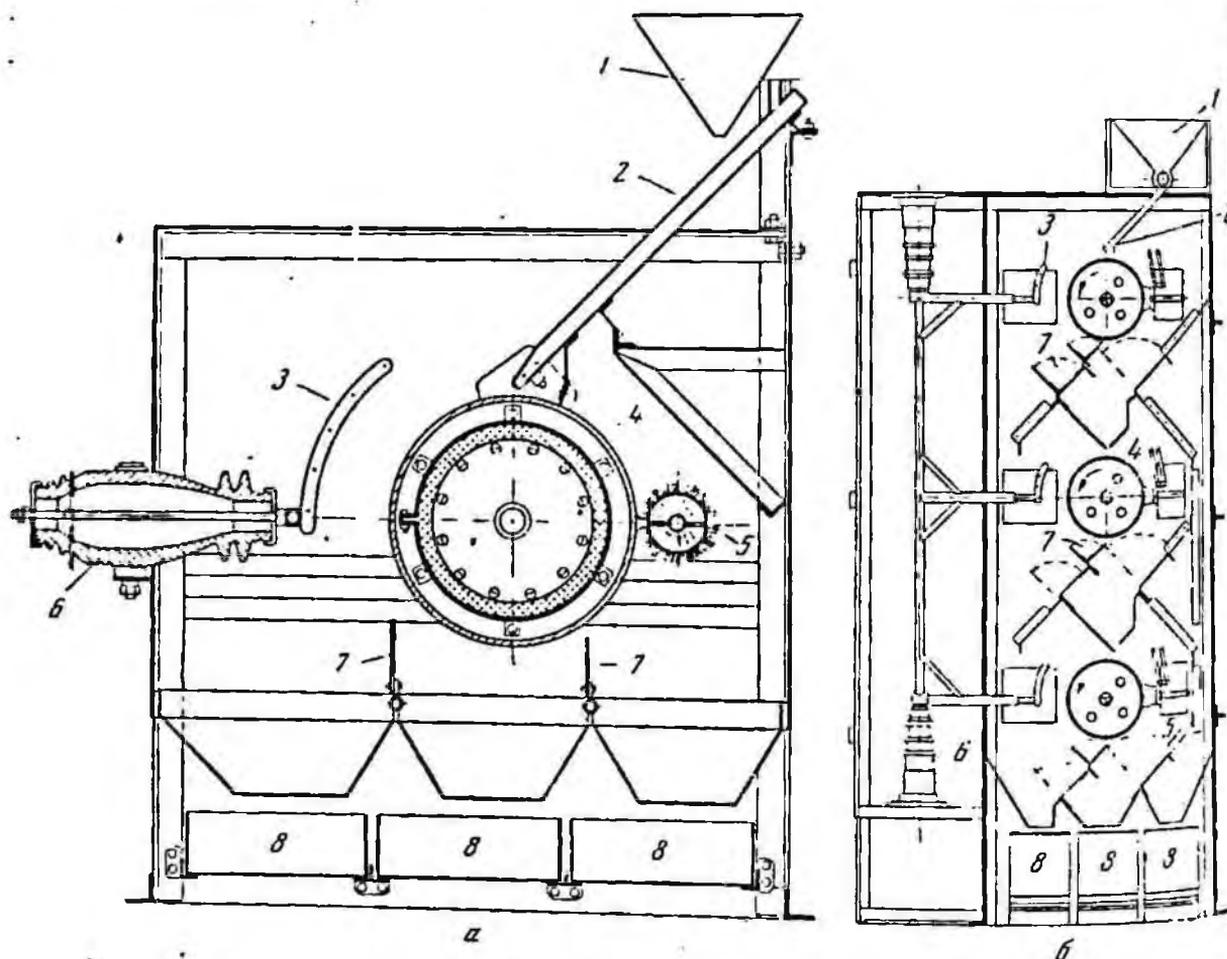


Рис. 79. Схема лабораторного (а) и промышленного (б) коронных барабанных электросепараторов ИГД АН

1 — бункер; 2 — питатель; 3 — коронирующий электрод; 4 — заземленный электрод с трубчатыми электронагревателями; 5 — щетка; 6 — изолятор; 7 — делительные плоскости; 8 — приемники

нитные железные руды, состоящие из электропроводных рудных (гематит, магнетит и мартит) и неэлектропроводных нерудных (кварц и др.) минералов. Этот процесс не зависит от магнитных свойств железистых минералов и требует лишь относительно низких температур сушки, а не предварительной высокотемпературной обработки, как при магнитном обжиге. При этом все железорудные минералы извлекаются в коллективный концентрат, что не достигается при помощи других методов обогащения.

Как и все другие, процесс электрообогащения чувствителен к присутствию тонкодисперсных частиц. Однако во многих рудах неблагоприятное влияние таких частиц сказывается незначительно.

Результаты электрообогащения отдельных железосодержащих минералов, полученные в ИГД АН и за рубежом [13, 48—50], приведены в табл. 42 и 43. Из данных табл. 42 следует, что магнетит и гематит, при обработке их на коронном барабанном электросепараторе как в отдельности, так и в смеси, выделяются в электропроводную фракцию.

В обогащаемой руде при крупности измельчения ее 0—0,8 мм сростки отсутствуют (рис. 80). Это позволяет получать богатый концентрат и бедные отвалыные хвосты.

При электрообогащении тонко- и мелкокрапленых железных руд (табл. 44), достаточном раскрытии в них железистых минералов и благоприятном минералогическом составе получают концентраты и хвосты, содержащие железа соответственно более 68 и менее 7%.

Такие же сверхбогатые концентраты получаются и при электросепарации товарного концентрата Оленегорского ГОК (см. табл. 44, п. 6), мелкие классы которого характеризуются повышенным содержанием железа (в классе 0—0,074 мм 67,5% Fe и в классе +0,85 мм 35% Fe).

Хорошие результаты получены в лабораторных условиях в Квебеке при обогащении железных руд: из гематитовой руды с содержанием Fe 38% получен 69%-ный концентрат при извлечении 97,5% Fe [48—50].

Для этого руда измельчалась до —0,83 мм и подвергалась расसेву на классы —0,83 + 0,074 и —0,074 мм, каждый из которых поступал на электросепарацию отдельно.

Опыты по электрообогащению железной руды месторождения Бапа также дали положительные результаты. После измельчения (в мельнице Аэрофолл) до —0,5 мм, обеспыливания и рассева на крупно- и мелкозернистую фракции руда подогрывается до 70°С и подвергается электросепарации в четыре приема с выделением концентрата в каждом приеме.

Объединенный концентрат (крупнозернистая фракция) содержит 65% Fe при извлечении 90—95%, тонкозернистая фракция содержит 60—63% Fe при извлечении 85—90% Fe.

Производительность электросепаратора на крупнозернистом материале 1,5—2 т/час и на мелкозернистом ~ 1 т/час на 1 пог. м длины барабана.

При переработке на электросепараторе первичного концентрата магнитной

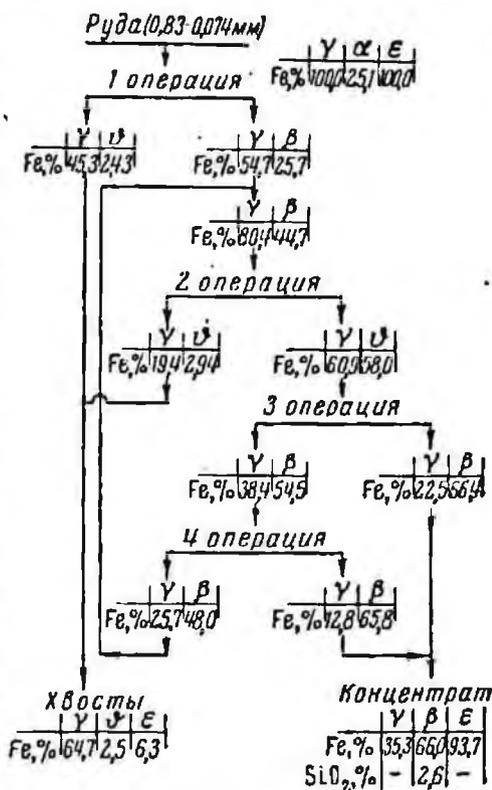


Рис. 80. Схема электросепарации железной руды

Таблица 42

Результаты электросепарации смесей железорудных и породных (кварцевых) минералов

№ п/п	Продукт	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			магнетит	гематит	магнетит	гематит
1	Концентрат	60,4	98,5	—	99,0	—
	Промежуточный продукт	19,6	2,6	—	1,0	—
	Хвосты	20,0	Следы	—	—	—
	Исходный материал (1—2 мм)	100,0	60,0	—	100,0	—
2	Концентрат	59,1	—	98,4	—	96,8
	Промежуточный продукт	19,8	—	9,6	—	3,2
	Хвосты	21,1	—	Следы	—	—
	Исходный материал (1—2 мм)	100,0	—	60,0	—	100,0
3	Концентрат	58,4	99,0	—	96,1	—
	Промежуточный продукт	11,4	21,4	—	3,9	—
	Хвосты	30,2	Следы	—	—	—
	Исходный материал (0,5—1 мм)	100,0	60,0	—	100,0	—
4	Концентрат	59,1	—	98,5	—	97,0
	Промежуточный продукт	12,8	—	14,0	—	3,0
	Хвосты	28,0	—	Следы	—	—
	Исходный материал (0,5—1 мм)	100,0	—	60,0	—	100,0
5	Концентрат	59,4	98,4	—	97,3	—
	Промежуточный продукт	10,5	15,2	—	2,7	—
	Хвосты	30,1	Следы	—	—	—
	Исходный материал (0,15—0,5 мм)	100,0	60,0	—	100,0	—
6	Концентрат	58,6	—	98,8	—	95,8
	Промежуточный продукт	10,4	—	19,2	—	4,2
	Хвосты	31,0	—	Следы	—	—
	Исходный материал (0,15—0,5 мм)	100,0	—	60	—	100,0
7	Концентрат	18,1	—	83,0	—	26,6
	Промежуточный продукт	51,5	—	71,2	—	61,1
	Хвосты	30,4	—	24,4	—	12,3
	Исходный материал (0,040—0,074 мм)	100,0	—	60,0	—	100,0
8	Концентрат	57,6	—	98,2	—	94,2
	Промежуточный продукт	12,8	—	27,4	—	5,8
	Хвосты	29,6	—	Следы	—	Следы
	Исходный материал (0,074—0,15 мм)	100,0	30,0	30,0	—	100,0

Результаты электросепарации железных руд

Месторождение	Рудный минерал	Кружность, мм	Содержание Fe, %			Выход концентрата, % (по расчету)
			в исходном	в концентрате		
				по литературным данным	по расчету	
Квебек-Лабрадор (район озера Вабуш), Канада	Блестящий гематит с большим содержанием марганца и толстого лимонита	0—0,6	65,0*			
Квебек-Лабрадор (район Лок Жаннин), Канада	Блестящий гематит (чистый)	38,2	69,9 (в классе +0,074 мм) 68,6 (в классе —0,074 мм)	69,2	2,1	97,5
		25,6	66,4 (концентрат I) 66,1 (концентрат II)	66,2	2,1	95,0
Штат Нью-Йорк, США	Мартит	+0,074				
Бразилия Итабирити, Бразилия	Вторично кристаллизованный гематит	24,5	64,0 (концентрат I) 65,0 (концентрат II)	64,5	5,0	86,5
Гренгесберг, Швеция	Кроме железорудных минералов, биотит, апатит и др.	55,0	69,3 (концентрат I) 69,5 (концентрат II)	69,4	11,3**	94,9
Ю. Дакота, США	Гематит	30,3	51,3 (в классе +0,074 мм) 60,7 (в классе —0,074 + + 0,027 мм)	56,0	13,8	72,2
Канада, США	Блестящий гематит	38,0	65,0	65,0	2,2	97,5
		62,0	67,7 (концентрат I)	67,7	35,9*** (хвосты I)	90,0

* Fe + Mn. Извлечение SiO₂ в хвосты 90,75%, содержание SiO₂ в концентрате 2,67%.

** Содержание Fe в хвостах повышенное за счет биотита. Извлечение биотита и апатита в хвосты 90%.

По литературным данным.

сепарации (в поле высокой интенсивности), содержащего 40% Fe, получен концентрат с 65% Fe и 0,02% P при извлечении железа 90—95%.

При этом предварительная классификация не требовалась, и производительность электросепаратора составила 2 т/час на 1 пог. м длины барабана.

При электрообогащении руд месторождения Гренгесберг (см. табл. 43) крупностью $0,074 + 0,3$ мм, содержащих 55% Fe, установлена возможность рентабельного получения концентратов с 69,4% Fe.

Важно отметить, что при электросепарации от железистых минералов хорошо отделяются такие вредные включения как апатит, биотит, гипперстен и др.

Синтетические смеси и железные руды хорошо разделяются при следующих окружных скоростях вращения поверхности барабана сепаратора: при крупности 1—2, 0,1—2, 0,5—1 и 0,1—1 мм — около 0,5 м/сек; при крупности 0,15—0,5, 0,1—0,25, 0,074—0,15 мм — около 1 м/сек и при крупности 0,040—0,074 мм — более 2 м/сек. При этом производительность сепаратора в пересчете на 1 пог. м длины барабана доходит до 1,8 т/час и больше. Аналогичные результаты получены также и в Механобрчермете.

Показатели электросепарации, характеризующие качество концентрата и извлечение металла, весьма высокие. Электросепарация — простой, высокопроизводительный и дешевый

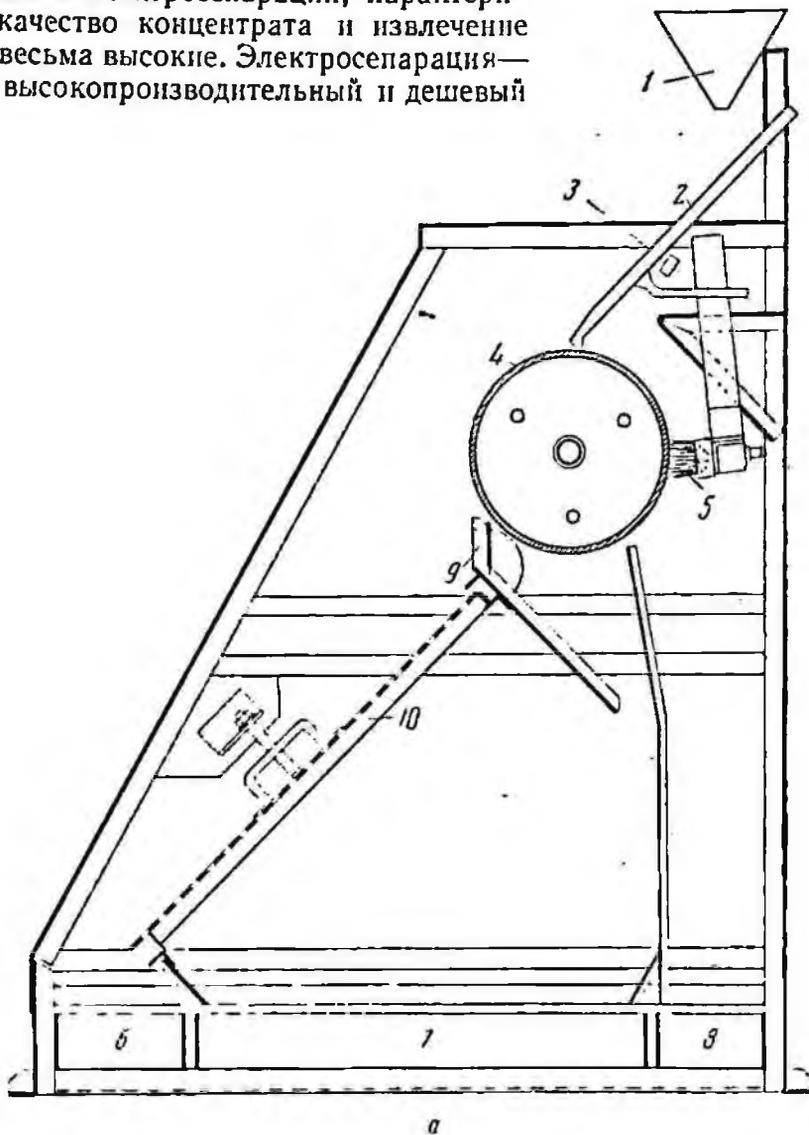


Рис. 81. Схема лабораторного (а) и промышленного
1 — бункер; 2 — лоток; 3 — вибратор; 4 — заземленный барабан с трубой-скребком; 6—8 — приемники; 9 — делительная

процесс. По данным фирмы Карпко (США), эксплуатационные расходы по обогащению 1 т железной руды (спекуляритовые гематиты месторождения Квебек-Лабрадор в Канаде)

на установке производительностью 5000 т/сутки составляют менее 4 коп. [50,51]. Из них ремонтные работы 37%, электроэнергия 6% и зарплата 57% (в расходы не включены стоимость дробления, измельчения и сушки). На производительность 10 т/час требуется объем здания 4,3 м³.

На этой установке, при средней производительности ее более 1,7 т/час на 1 пог. м длины барабана, из спекуляритовой руды с 30% Fe получают концентраты и хвосты с содержанием железа соответственно 65 и 2,7%.

Различные железосодержащие продукты классифицировались также и на трибоадгезионном сепараторе.

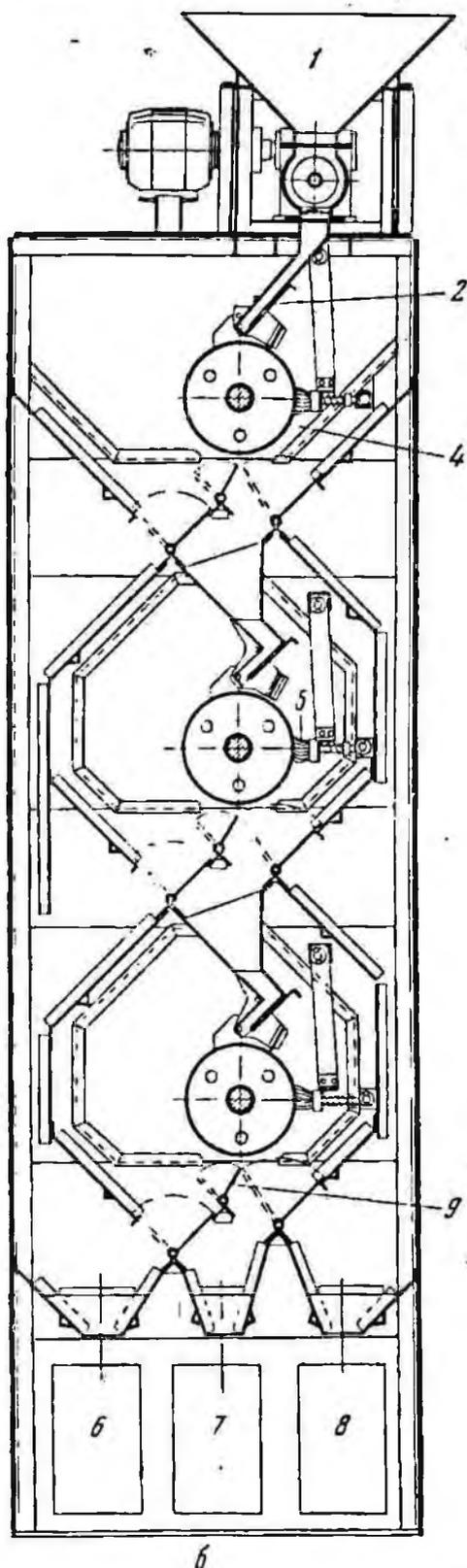
Трибоадгезионные сепараторы

Трибоадгезионный сепаратор ИГД АН (рис. 81) является принципиально новым обогатительным аппаратом [57]. В нем используются: трибоэлектрический эффект и эффект отрыва (для зарядки частиц и предотвращения их слипания); центробежные силы и сила тяжести (для отрыва крупных частиц от барабана) и силы сцепления — адгезии между частицами и поверхностью барабана (для удержания на барабане мелких частиц).

Сепаратор пригоден для эффективного (к. п. д. до 95%) выделения из различных материалов крупностью — 5 мм не только дисперсных, но и относительно крупных фракций (последних — в нижних секциях). К числу таких материалов относятся рудная и угольная мелочь, нерудные материалы, отходы промышленности и др.

Качество продуктов сепарации регулируется материалом поверхности барабана, степенью нагрева последнего и числом оборотов его, положением делительных плоскостей. Удельная производительность сепаратора при обработке очень мелких материалов довольно значительна.

Сепаратор отличается простотой устройства и эксплуатации, большой гибкостью регулировки. Результаты обработки на нем отдельных материалов приведены в табл. 45, а железорудных продуктов — в табл. 46. Экспе-



(6) трибоадгезионного сепаратора ИГД АН частыми электронагревателями; 5 — щетка или плоскость; 10 — щелевое сито

Таблица 4†

Электрообогащение тонко- и мелкокрупленных железных руд

№ п/п	Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %	Руда
1	Концентрат	51,4	68,6	91,4	Железистые кварциты (Кольский п-ов, Оленегорское месторождение)
	Хвосты	48,6	6,8	8,6	
	Исходный материал (0,074—0,15 мм) . .	100,0	38,5	100,0	
2	Концентрат	41,4	64,8	65,4	Железная руда (Разданское месторождение, Армянская ССР)
	Хвосты	58,6	24,2	34,6	
	Исходный материал (0,074—0,15 мм) . .	100,0	41,0	100,0	
3	Концентрат	60,5	59,8	89,3	Окисленные кварциты после восстановительного обжига (ЮГОК, Кривой Рог)
	Хвосты	39,5	11,0	10,7	
	Исходный материал (0,074—0,15 мм) . .	100,0	40,5	100,0	
4	Концентрат	40,0	57,4	66,4	Железистые кварциты (Белозерское месторождение УССР)
	Хвосты	60,0	19,8	33,6	
	Исходный материал (0,074—0,15 мм) . .	100,0	34,4	100,0	
5	Концентрат	45,5	51,3	73,9	Окисленные кварциты (ЮГОК, Кривой Рог)
	Хвосты	54,5	15,1	26,1	
	Исходный материал (0,074—0,15 мм) . .	100,0	31,6	100,0	
6	Концентрат I	16,0	68,8	18,3	Железный концентрат (Оленегорский ГОК)
	Концентрат II	53,0	60,1	53,8	
	Промежуточный продукт	30,1	55,9	27,9	
	Исходный материал (0,040—1 мм)	100,0	60,2	100,0	

Таблица 45

Результаты обеспыливания различных материалов на трибоагглюзионном сепараторе

Сепарируемый материал	Крупность отделяемого класса, мм	Продукт	Выход, %	Содержание отделяемого класса, %	Эффективность, %
Пылевидный кварц (Урал)	0,053	Мелкая фракция	70,4	90,1	86
		Промежуточный продукт	17,6	—	
		Крупная фракция	12,0	14,8	
		Исходный материал (8—0 мм)	100,0	73,6	
Пегматит молотый (Карелия)	0,075	Мелкая фракция	15,9	100,0	93
		Крупная фракция	84,1	1,3	
		Исходный материал (—1,0 мм)	100,0	17,2	

Т а б л и ц а 45 (окончание)

Сепарируемый материал	Крупность отделяемого класса, мм	Продукт	Выход, %	Содержание отделяемого класса, %	Эффективность, %
Уголь (Кузбасс)	0,075	Мелкая фракция	25,8	92,2	95
		Крупная фракция	74,2	1,6	
		Исходный материал (5—0 мм)	100,0	25,0	
Железная руда (Кривой Рог)	0,075	Мелкая фракция	42,7	71,9	95
		Крупная фракция	57,3	0,3	
		Исходный материал (5—0 мм)	100,0	30,7	
Железная руда (Кривой Рог)	0,15	Мелкая фракция	42,7	100,0	95
		Крупная фракция	57,3	3,8	
		Исходный материал (5—0 мм)	100,0	49,9	
Строительный песок (Лесковский)	0,3	Мелкая фракция	61,5	97,6	95
		Крупная фракция	38,5	7,8	
		Исходный материал (8—0 мм)	100,0	63,0	
Строительный песок (Лесковский)	0,42	Мелкая фракция	85,4	97,7	95
		Крупная фракция	14,6	24,3	
		Исходный материал (8—0 мм)	100,0	86,9	

рименты, результаты которых приведены в табл. 46, проводились при скорости вращения поверхности барабана $\sim 1,5$ м/сек, температуре подогрева барабана 50° , числе операций — три и надлежащих положениях делительной плоскости. Из табл. 46 видно, что при сепарации концентрата ЮГОК (п. 5) выход фракции 0—40 мк, содержащей 66,8% Fe, составляет 20,8% (при расसेве на ситах соответственно 66,7 и 21%). Установлено, что если мелкие фракции содержат Fe меньше, чем исходная проба, то богатыми концентратами являются крупные фракции (см. п. 1) и наоборот (см. п. 3 и 4).

Т а б л и ц а 46

Результаты трибоадгезионной сепарации проб железосодержащих продуктов

№ п/п	Проба	Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
<i>Классификация по 0,074 мм</i>					
1	Отсев рудоупр. им. Кирова (Кривбасс)	Мелкая фракция I—III (0—0,074 мм)	32,7	44,2	27,5
		Крупная фракция (+0,074 мм)	67,3	59,1	72,5
		Исходный (0—5 мм)	100,0	54,5	100,0
		В том числе класса:			
		—0,074 мм	30,0	43,6	
+0,074 мм	70,0	59,2			

Таблица 46 (окончание)

№ п/п	Проба	Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
2	Концентрат ЮГОК (Кривбасс)	Мелкая фракция I—III (0—0,074 мм)	86,5	62,1	86,8
		Крупная фракция (+0,074 мм)	13,5	60,0	13,2
		Исходный (0—0,15 мм)	100,0	61,7	100,0
		В том числе класса: —0,074 мм +0,074 мм	87,0 13,0	61,9 59,2	
3	Концентрат Олене- горского ГОК	Мелкая фракция I—III (0—0,074 мм)	19,2	67,9	21,0
		Средняя фракция (0,074—0,3 мм)	58,2	60,6	59,3
		Крупная фракция (+0,3 мм)	22,6	50,7	19,7
		Исходный (0—1 мм)	100,0	60,2	100,0
		В том числе класса: . . . —0,074 мм +0,074 мм	19,6 80,4	67,5 58,4	
<i>Классификация по 0,040 мм</i>					
4	Концентрат Олене- горского ГОК	Тонкая фракция I—III (0—0,040 мм)	9,3	68,7	10,5
		Мелкая фракция (0,040—0,074 мм)	9,9	67,5	10,5
		Средняя фракция (0,074—0,3 мм)	58,2	60,6	69,3
		Крупная фракция (+0,3 мм)	22,6	50,7	19,7
		Исходный (0—1 мм)	100,0	60,2	100,0
		В том числе класса: —0,040 мм +0,040 мм	9,4 90,6	68,4 59,6	
5	Концентрат ЮГОК (Кривбасс)	Тонкая фракция (0—0,040 мм)	20,8	66,8	22,5
		Мелкая фракция (0,040—0,074 мм)	65,7	60,5	64,3
		Крупная фракция (+0,074 мм)	13,5	60,0	13,2
		Исходный (0—0,15 мм)	100,0	61,7	100,0
		В том числе класса: —0,040 мм +0,040 мм	21,0 79,0	66,7 60,5	

Эффективность электрической сепарации, применяемой самостоятельно или совместно с магнитным и другими способами, при обработке отдельных железосодержащих руд и продуктов иллюстрируется далее.

*Электросепарация железной руды и других продуктов
Оленегорского ГОК*

Электросепарация железной руды. Руды Оленегорского месторождения представлены железистыми кварцитами с мелко- и тонкозернистой структурой и слоистой текстурой.

Соотношение гематита и магнетита в общем по месторождению 1 : 3. Кроме основных рудных минералов (магнетита и гематита), в кварцитах присутствуют: ильменит, пирротин, пирит, халькопирит и из нерудных — кварц, амфиболы, гранаты, пироксены, роговая обманка, полевые шпаты, слюда, кальцит, апатит, хлорит; доминирующие из них — кварц и амфиболы.

Среднее содержание железа в рудах 32,0%. Вредными примесями являются сера (до 0,045%) и фосфор (до 0,035%).

Средний химический состав (в %) примерно следующий: SiO_2 — 40; Fe_2O_3 — 36; FeO — 11; $\text{CaO} + \text{MgO}$ — 4; Al_2O_3 — 0,7; $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$ — 0,5; прочие — 7,8.

Руда поступает на фабрику из различных участков месторождения, различающихся друг от друга величиной рудных вкраплений, влажностью и др.

В связи с этим технические показатели на обогатительной фабрике ГОК изменяются в зависимости от соотношения типов обрабатываемых руд. Железные концентраты перед отправкой их по железной дороге подсушиваются в барабанных сушилках (летом транспортируются без подсушки).

Пробы Оленегорской руды крупностью 2—0 мм с магнитной восприимчивостью $79 \cdot 10^{-2} \text{ см}^3/\text{г}$, отобранные в разное время из разгрузки стержневых мельниц, по гранулометрическому, минералогическому и химическому составу оказались практически идентичными. Содержание в них железа колебалось от 30,9 до 32,4% [9]. Результаты сепарации этих проб также были примерно одинаковыми. Гранулометрический и химический состав одной из проб приведен в табл. 47.

Таблица 47

Гранулометрический и химический состав руды

Крупность, мм	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
2—0,85	5,0	23,5	3,6
0,85—0,6	5,6	25,9	4,6
0,6—0,42	8,6	27,0	7,2
0,42—0,3	12,0	30,0	11,1
0,3—0,21	16,0	29,5	14,6
0,21—0,15	11,1	31,9	10,9
0,15—0,1	11,6	37,9	13,5
0,1—0,074	11,9	38,8	14,2
—0,074	18,2	36,4	20,4
Исходный материал	100,0	32,4	100,0

При электросепарации указанных выше проб руды изучался процесс классификации их на коронном камерном сепараторе по 0,074; 0,15 и 0,6 мм; сравнивались результаты электросепарации, получаемые при обработке на коронном барабанном сепараторе проб, рассеянных на ситах и электроклассифицированных; определялись оптимальные параметры процесса сепарации указанных материалов, при которых обеспечивалось максимальное выделение электропроводных компонентов и др.

Проведенными исследованиями установлено, что при обработке проб на коронных камерном и барабанном электросепараторах получаются довольно близкие результаты.

Из табл. 47 видно, что в классах крупностью от 2 до 0,074 мм содержание железа изменяется от 23,5 до 38,8% (при содержании его в исходной пробе 32,4%). Наибольшее содержание железа наблюдается в классе —0,1 мм.

Электрообеспыливание и электроклассификация воздушно-сухого материала пробы по 0,074; 0,15 и 0,6 мм производились соответственно при напряжениях на электродах — 30, 30 и 40 кВ; положении их в камере сепара-

Т а б л и ц а 48

Результаты электрклассификации исходной руды Оленегорского ГОК

№ п/п	Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
1	Мелкая фракция I (—0,074 мм)	21,5	29,1	19,3
	Крупная фракция I (+0,074 мм)	78,5	33,2	80,7
	Исходный материал (2—0 мм)	100,0	32,3	100,0
2	Мелкая фракция II (—0,15 мм)	41,0	33,7	41,6
	Крупная фракция II (+0,15 мм)	59,0	32,9	58,4
	Исходный материал (2—0,074 мм)	100,0	33,2	100,0
3	Мелкая фракция III (—0,6 мм)	46,1	30,2	41,9
	Крупная фракция III (+0,6 мм)	53,9	35,7	58,1
	Исходный материал (2—0,15 мм)	100,0	32,9	100,0
1—3	<i>Сводные результаты</i>			
	Мелкая фракция I (—0,074 мм)	21,5	29,1	19,3
	Мелкая фракция II (0,15—0,074 мм)	32,1	33,7	33,4
	Мелкая фракция III (0,6—0,15 мм)	21,4	30,2	20,0
	Крупная фракция (2,0—0,6 мм)	25,0	35,7	27,3
	Исходный материал (2—0 мм)	100,0	32,4	100,0

тора 150/200, 150/150 и 140/150 мм; эффективной высоте заземленного электрода 250, 500 и 700 мм; числе операций — две, три и три.

Производительность сепаратора составляла 2 т/час на 1 пог. м заземленного электрода. Эффективность процесса отделения указанных классов во всех случаях превышала 90%.

Электрообогащение пробы на коронном барабанном сепараторе производилось по схеме, включающей основную сепарацию (с получением кон-

центра, промежуточного продукта и хвостов) и последующую четырехкратную перемелку промежуточного продукта.

Применять схему с перемелкой промежуточного продукта и выделением в каждой стадии конечного концентрата целесообразно только при достаточно полном раскрытии сростков. В отдельных случаях применялась также схема, предусматривающая перемелку концентрата.

При электрообогащении классов крупностью 0,15—0 и 0,15—0,074 мм основная и перемелочная операции проводились при окружной скорости

Т а б л и ц а 49

Электрообогащение проб, подготовленных рассевом на ситах и электроклассификацией

№ п/п	Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
<i>Рассевы на ситах</i>				
1	Концентрат	5,1	55,5	11,3
	Промежуточный продукт	88,8	24,2	86,2
	Хвосты	6,1	10,1	2,5
	Исходный материал (2—0,6 мм)	100,0	24,9	100,0
2	Концентрат	15,8	64,2	33,4
	Промежуточный продукт	71,2	27,2	63,7
	Хвосты	13,0	6,8	2,9
	Исходный материал (0,6—0,15 мм)	100,0	30,4	100,0
3	Концентрат	34,1	68,7	61,2
	Промежуточный продукт	45,2	29,8	35,1
	Хвосты	20,7	6,6	3,7
	Исходный материал (0,15—0,074 мм)	100,0	38,2	100,0
<i>Электроклассификация</i>				
1	Концентрат	10,0	61,2	17,1
	Промежуточный продукт	83,9	34,8	81,0
	Хвосты	6,1	11,1	1,9
	Исходный материал (2—0,6 мм)	100,0	35,8	100,0
2	Концентрат	15,5	63,8	33,2
	Промежуточный продукт	71,7	26,7	63,9
	Хвосты	12,8	6,8	2,9
	Исходный материал (0,6—0,15 мм)	100,0	29,9	100,0
3	Концентрат	28,8	68,7	59,1
	Промежуточный продукт	48,7	25,0	36,4
	Хвосты	22,5	6,7	4,5
	Исходный материал (0,15—0,074 мм)	100,0	33,5	100,0

Таблица 50

Электрообогащение класса 0,15—0,074 мм

№ п/п	Продукт	Выход, %		Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %	
		от опыта	от исходного		от опыта	от исходного
1	Концентрат I	18,6		68,7	33,2	
	Промежуточный продукт I	67,4		36,8	64,4	
	Хвосты I	14,0		6,7	2,4	
	Исходный материал	100,0		38,5	100,0	
2	Концентрат II	18,4	12,4	68,4	34,4	22,1
	Промежуточный продукт II	69,9	47,1	33,4	63,4	40,9
	Хвосты II	11,7	7,9	6,9	2,2	1,4
	Исходный материал (промежуточный продукт I)	100,0	67,4	36,8	100,0	64,4
3	Концентрат III	8,7	4,1	68,1	17,7	7,2
	Промежуточный продукт III	84,7	39,9	31,9	80,9	33,1
	Хвосты III	6,6	3,1	7,1	1,4	0,6
	Исходный материал (промежуточный продукт II)	100,0	47,1	33,4	100,0	40,9
4	Концентрат IV	3,3	1,3	67,9	7,0	2,3
	Промежуточный продукт IV	92,9	37,1	31,6	92,1	30,5
	Хвосты IV	3,8	1,5	7,3	0,9	0,3
	Исходный материал (промежуточный продукт III)	100,0	39,9	31,9	100,0	33,1
5	Концентрат V	1,1	0,4	67,1	2,3	0,7
	Промежуточный продукт V	97,0	36,0	31,5	97,2	29,6
	Хвосты V	1,9	0,7	7,8	0,5	0,2
	Исходный материал (промежуточный продукт IV)	100,0	37,1	31,6	100,0	30,5
1—5	Концентрат I—V	36,8		68,6	65,5	
	Промежуточный продукт V	36,0		31,5	29,7	
	Хвосты I—V	27,2		6,8	4,8	
	Исходный материал	100,0		38,5	100,0	

Таблица 51

Сводные результаты электросепарации руды дробленой до $-0,15$ мм

Продукт	Выход, %		Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %	
	от опыта	от исходного		от опыта	от исходного
<i>Электрообеспыливание</i>					
Мелкая фракция ($-0,074$ мм)		34,2	27,4		29,4
Крупная фракция ($+0,074$ мм)		65,8	34,3		70,6
Исходный материал ($-0,15$ мм)		100,0	31,9		100,0
<i>Электрообогащение</i>					
Концентрат	35,6	23,4	68,4	70,4	49,3
Промежуточный продукт	31,5	20,7	25,4	23,2	16,4
Хвосты	32,9	21,7	6,7	6,4	4,9
Исходный материал ($-0,15+0,074$ мм)	100,0	65,8	34,3	100,0	70,6
<i>Сводные результаты</i>					
Концентрат		23,4	68,4		49,3
Промежуточный продукт		20,7	25,4		16,4
Хвосты		21,1	6,7		4,9
Мелкая фракция		34,2	27,4		29,4
Исходный материал ($-0,15$ мм)		100,0	31,9		100,0

вращения барабана $1,0-1,5$ м/сек (65 и 96 об/мин), напряжении на электродах $40-45$ кв, расстоянии между электродами 100 мм, температуре подогрева материала 70°C и производительности на 1 пог. м заземленного электрода $1,5-2$ т/час.

При обработке классов крупнее $0,15$ мм окружная скорость принималась $0,5-1,0$ м/сек ($30-65$ об/мин), напряжение на электродах $35-40$ кв, остальные условия те же, что и выше.

Электрообогащению предшествовала классификация пробы на классы $2-0,6$; $0,6-0,15$ и $0,15-0,074$ мм.

Поведение каждого из них в сепараторе изучалось как отдельно, так и совместно.

Следует учитывать, что мелкие классы, получаемые при электроклассификации, по сравнению с таковыми, получаемыми рассевом на ситах, являются несколько обедненными по содержанию железа (на $2-8\%$). При этом, чем тоньше класс, тем больше эта разница (табл. 47 и 48). Объясняется это попаданием в них более крупных, но менее богатых железом частиц.

Результаты электрообогащения проб, подготовленных рассевом на ситах и электроклассификацией (табл. 49), в обоих случаях оказались практически одинаковыми.

Лучшие результаты, достигаются при обработке класса крупностью $0,15-0,074$ мм, характеризующегося наличием наибольшего количества свободных частиц рудных и нерудных минералов. При этом получены концентраты, содержащие около 69% Fe, и хвосты с $6,6-6,7\%$ Fe. Установлено, что после пяти перемывок промежуточного продукта (табл. 50) практически

Т а б л и ц а 52

Результаты электрообогащения руды дробленной до $-0,15$ мм

Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
Концентрат	22,4	68,2	51,4
Промежуточный продукт	23,8	22,3	16,6
Хвосты	53,8	18,9	32,0
Исходный материал . .	100,0	31,9	100,0

достигается полное извлечение свободных частиц железорудных минералов. Промежуточный продукт V, являющийся сростковым материалом, требует доизмельчения и дальнейшей обработки.

Для достижения наиболее полного раскрытия зерен фракции крупнее $0,15$ мм додрабливались до $-0,15$ мм и обеспыливались по $0,074$ мм. Результаты электросепарации такого продукта и продукта необеспыленно-го приведены соответственно в табл. 51 и 52.

Из таблиц видно, что лучшие результаты достигаются в первом случае. Так, при одном только электрообогащении (см. табл. 41) из пробы руды крупностью $0-0,15$ мм получают концентрат с $68,2\%$ Fe и хвосты с $18,9\%$ Fe (содержание железа в исходном материале $31,9\%$).

При комплексном электрообогащении той же пробы (см. табл. 41) содержание железа соответственно составляет: в концентрате — $68,4\%$ и в хвостах $6,7\%$. В этом случае содержание железа в концентрате несколько увеличивается.

Электросепарация товарного железного концентрата. Для выявления возможности получения при помощи электросепарации высококачественных железных концентратов из обычных товарных концентратов проводились эксперименты с указанными концентратами обогатительной фабрики Оленегорского ГОК на коронных (камерном и барабанном) и трибоадгезионном сепараторах ИГД АН. Из ситовой характеристики пробы (табл. 53) видно, что по мере увеличения крупности частиц содержание железа резко снижается. Так, во фракции менее $0,074$ мм содержится $67,5\%$ Fe; во фракции $0,15-0,074$ мм — $60,5\%$; во фракции

Т а б л и ц а 53

Гранулометрический состав товарного концентрата

Крупность, мм	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
$+0,85$	2,0	35,0	1,1
$0,85-0,6$	2,8	46,0	2,1
$0,6-0,42$	3,6	57,0	3,4
$0,42-0,3$	14,2	58,1	13,7
$0,3-0,21$	27,4	59,9	27,3
$0,21-0,15$	12,7	59,9	12,6
$0,15-0,10$	11,8	60,5	11,9
$0,10-0,074$	5,9	60,5	5,9
$-0,074$	19,6	67,5	23,0
Исходный материал ($2-0$ мм)	100,0	60,1	100,0

Минералогический состав товарного концентрата

Крупность, мм	Содержание минералов, об. %			
	магнетит	в том числе магнетит в сростках	гематит	сопутствующие минералы
+0,35	95	~10	2—3	3—2
-0,35+0,15	96	~3	2	2
-0,15+0,074	95	~1	1—2	3
-0,074	98—99	—	1—0,5	1

0,3—0,15 мм — 59,9%; во фракции 0,6—0,3 мм ~ 58% и во фракции 2—0,6 мм ~ 40%; при содержании его в исходном материале 60,1%. Минералогическая характеристика пробы, приведенная в табл. 54, объясняет причину этого явления.

Результаты электроклассификации и последующего электрообогащения этой пробы приведены в табл. 55.

Как видно из табл. 55, проведенными экспериментами доказана возможность получения высококачественных концентратов, содержащих 69% Fe, при выходе от 16 до 24%.

Для сравнения исходный материал классифицировался по 0,3 и 0,6 мм. Микроскопическими наблюдениями установлено, что наиболее богатый по содержанию железа класс — 0,074 мм практически не содержит шламовой фракции (—0,020 мм).

Из табл. 55 следует, что фракция менее 0,3 мм содержит 63,3% Fe при выходе 74,8%, а фракция менее 0,6 мм ~ 62% Fe при выходе более 90%.

Дальнейшие исследования велись в направлении получения высококачественных железных концентратов путем выделения из товарного концентрата (на камерном и трибоадгезионном сепараторах ИГД АН) классов крупностью менее 0,074 мм.

Результаты электроклассификации пробы по 0,074 мм, полученные при напряжении на электродах сепаратора 35 кв, положении их 150/240 мм, эффективной высоте 300 мм и числе операций — 3, приведены в табл. 56.

Из табл. 56 видно, что эффективность процесса выделения указанного класса в мелкую фракцию составляет 90%.

Таким образом, при одной только электроклассификации по 0,074 мм из товарного концентрата, содержащего 60,2% Fe, выводится более 20% концентрата с 66,4% Fe. Крупная фракция, содержащая значительное количество сростков, нуждается в додрабливании.

Результаты электроклассификации этой же пробы по 0,15 мм (при напряжении на электродах сепаратора 40 кв, положении последних 140/220 мм, эффективной высоте 400 мм и числе операций — 3) даны в табл. 57.

Как видно, выход мелкой фракции, содержащей 62,9% железа, составляет 38,5% (при эффективности процесса 93%).

Результаты электрообогащения этой фракции (см. табл. 57), при напряжении на электродах 40 кв, окружной скорости вращения барабана 1,5 м/сек, температуре подогрева материала и барабана 70° и производительности сепаратора 1,5 т/час на I пог. м барабана, приведены в табл. 58.

В этом случае, аналогично предыдущему (см. табл. 55), получают высококачественный (69,4% Fe) и товарный (61,5% Fe) концентраты.

Для увеличения выхода высококачественного концентрата фракция крупнее 0,15 мм додрабливалась до —0,15 мм, объединялась с мелкой фракцией и обрабатывалась на коронном барабанном сепараторе. Результаты этих экспериментов, проведенных в основном при тех же условиях, что и выше, даны в табл. 58 и 59.

Электросепарация товарного концентрата

№ п/п	Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
<i>Электрсклассификация</i>				
1*	Мелкая фракция (—0,3 мм)	74,8	63,3	78,5
	Крупная фракция (2+ 0,3 мм)	25,2	51,4	21,5
	Исходный материал (2—0 мм)	100,0	60,2	100,0
2**	Мелкая фракция (—0,6 мм)	90,3	61,6	92,2
	Крупная фракция (2—0,6 мм)	9,7	48,4	7,8
	Исходный материал (2—0 мм)	100,0	60,2	100,0
<i>Электробогащение***</i>				
3	Концентрат I	16,0	68,8	18,3
	Концентрат II	53,9	60,1	53,8
	Промежуточный продукт	30,1	55,9	27,9
	Исходный материал (2—0 мм)	100,0	60,2	100,0
4	Концентрат I	19,0	69,4	21,4
	Концентрат II	61,0	61,0	60,4
	Промежуточный продукт	20,0	56,0	18,2
	Исходный материал (мелкая фракция— —0,6 мм)	100,0	61,6	100,0
5	Концентрат I	24,2	69,6	26,8
	Концентрат II	63,6	61,7	62,1
	Промежуточный продукт	12,2	57,5	11,1
	Исходный материал (мелкая фракция —0,3 мм)	100,0	63,3	100,0

* Отделяемый класс — 0,3 мм. Параметры сепарации: положение электродов 150/160 мм; эффективная высота — 600 мм; напряжение на электродах — 30 кВ; число операций — 3; производительность — 1,5 т/час на 1 пог. м заземленного электрода.

** Отделяемый класс — 0,6 мм. Параметры сепарации: положение электродов 150/150 мм; эффективная высота — 750 мм; напряжение — 45 кВ; число операций — 3; производительность — 1,5 т/час на 1 пог. электрода.

*** Напряжение на электродах — 43 кВ; расстояние между электродами — 90 мм; окружная скорость вращения барабана 1,5 м/сек; температура материала 70°C; производительность — 1,5 т/час на 1 пог. м барабана.

Таблица 56

Результаты электроклассификации товарного концентрата по 0,074 мм

Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %	Класс -0,074 мм						Класс +0,074 мм					
				Выход, %		Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %		Выход, %		Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %			
				от про-дукта	от исход-ного		от про-дукта	от исход-ного	от про-дукта	от исход-ного		от про-дукта	от исход-ного		
Мелкая фракция	22,3	66,4	24,6	81,2	18,1	67,2	84,6	20,4	18,8	4,2	54,1	15,4	4,2		
Крупная фракция	77,7	58,7	75,4	2,6	2,0	69,2	3,1	2,2	97,4	75,7	58,4	96,9	73,2		
Исходный материал (2—0 мм)	100,0	60,2	100,0	—	20,1	67,6	—	22,6	—	79,9	58,5	—	77,4		

Эффективность процесса 90%.

Таблица 57

Результаты электроклассификации товарного концентрата по 0,15 мм

Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %	Класс -0,15 мм						Класс +0,15 мм					
				Выход, %		Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %		Выход, %		Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %			
				от про-дукта	от исход-ного		от про-дукта	от исход-ного	от про-дукта	от исход-ного		от про-дукта	от исход-ного		
Мелкая фракция	38,5	62,9	40,2	89,9	34,6	64,0	91,5	36,7	10,1	3,9	53,5	8,5	3,5		
Крупная фракция	61,5	58,5	59,8	3,9	2,4	65,1	4,4	2,9	96,1	56,1	58,9	95,6	57,2		
Исходный материал (2—0 мм)	100,0	60,1	100,0	—	37,0	64,1	—	39,3	—	63,0	57,8	—	60,7		

Эффективность процесса 93%.

Таблица 58

Электрообогащение товарного концентрата (крупностью —0,15 мм)

Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
Концентрат I	23,6	69,4	26,0
Концентрат II	64,5	61,5	63,2
Промежуточный продукт	11,9	57,0	10,8
Исходный материал (мелкая фракция, см. табл. 57)	100,0	62,9	100,0

Электрообогащение товарного концентрата (крупностью — 0,15 мм)

№ п/п	Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлеченные Fe, %	Температура, °С		Производительность, т/час на 1 пог. м
					материала	барабана	
1	Концентрат I	35,1	69,4	38,9	70	20	1,5
	Концентрат II	49,8	60,1	49,4			
	Промежуточный продукт	15,1	43,1	11,7			
	Исходный материал	100,0	60,9	100,0			
2	Концентрат I	26,1	67,5	29,0	20	20	1,5
	Концентрат II	66,7	59,1	74,6			
	Промежуточный продукт	7,2	53,7	6,4			
	Исходный материал	100,0	60,9	100,0			
3	Концентрат I	34,8	69,5	39,8	20	100	1,5
	Концентрат II	50,5	60,0	49,5			
	Промежуточный продукт	14,7	49,5	10,5			
	Исходный материал	100,0	60,9	100,0			
4	Концентрат I	40,1	65,1	42,7	20	100	2,0
	Концентрат II	49,7	60,2	40,2			
	Промежуточный продукт	10,2	48,1	8,1			
	Исходный материал	100,0	60,9	100,0			
5	Концентрат I	34,1	68,9	38,5	70	100	1,5
	Концентрат II	48,3	59,1	46,9			
	Промежуточный продукт	17,6	50,5	14,6			
	Исходный материал	100,0	60,9	100,0			

Как видно из табл. 59, хорошие результаты получаются как при сепарации подогретого материала (до 70°С) на холодном барабане (20°С), так и холодного материала на горячем барабане (100°С). Более целесообразно ориентироваться на последнее, так как в этом случае условия сепарации являются более стабильными. Подогревать одновременно сепарируемый материал и барабан нежелательно, так как при этом несколько ухудшается качество получаемых продуктов сепарации.

При увеличении производительности сепаратора до 2 т/час на 1 пог. м длины барабана (см. табл. 58) содержание железа в концентрате снижается до 65% (вместо 69,5% при производительности 1,5 т/час). Сводные результаты электросепарации (классификация и обогащение) пробы приведены в табл. 60. В табл. 60 (п. 1) приведены результаты обогащения неклассифицированного исходного материала, а в п. 2 — 4 — предварительно электроклассифицированного по 0,6; 0,3 и 0,15 мм.

Из табл. 60 следует, что более богатые концентраты получаются при обработке классифицированного материала. В табл. 60 (п. 5) приведены

Таблица 60

Сводные результаты электросепарации товарного концентрата

№ п/п	Процесс	Продукт	Выход, %		Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %	
			от про- дукта	от исход- ного		от про- дукта	от исход- ного
1	Электрообогащение	Концентрат I	16,0		68,8	18,3	
		Концентрат II	53,9		60,1	53,8	
		Промежуточный продукт	30,1		55,9	27,9	
	Исходный материал (2—0 мм)	100,0		60,2	100,0		
2	Электроклассификация (по 0,5 мм)	Мелкая фракция (—0,5 мм)	90,3		61,6	92,2	
		Крупная фракция (+0,5 мм)	9,7		48,4	7,8	
		Исходный материал (2—0 мм)	100,0		60,2	100,0	
	Электрообогащение	Концентрат I	19,0	17,1	69,4	21,4	19,7
		Концентрат II	61,0	55,1	61,0	60,4	55,7
		Промежуточный продукт	20,0	18,1	56,0	18,2	16,8
		Исходный материал (мелкая фракция —0,5 мм)	100,0	90,3	61,6	100,0	92,2
3	Электроклассификация (по 0,3 мм)	Мелкая фракция (—0,3 мм)	74,8		63,3	78,5	
		Крупная фракция (+0,3 мм)	25,2		51,4	21,5	
		Исходный материал (2—0 мм)	100,0		60,2	100,0	
	Электрообогащение	Концентрат I	24,2	18,1	69,6	26,8	21,0
		Концентрат II	63,6	47,6	61,7	62,1	48,9
		Промежуточный продукт	12,2	9,1	57,5	11,1	8,6
		Исходный материал (мелкая фракция —0,3 мм)	100,0	74,8	63,3	100,0	78,5
4	Электроклассификация (по 0,15 мм)	Мелкая фракция (—0,15 мм)	38,5		62,9	40,2	
		Крупная фракция (+0,15 мм)	61,5		58,5	59,8	
		Исходный материал (2—0 мм)	100,0		60,1	100,0	
	Электрообогащение	Концентрат I	23,6	9,1	69,4	26,0	10,5
		Концентрат II	64,5	24,8	61,5	63,2	25,4

Таблица 60 (окончание)

№ п/п	Процесс	Продукт	Выход, %		Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %	
			от продукта	от исходного		от продукта	от исходного
	Электрообогащение	Промежуточный продукт	11,9	4,6	57,0	10,8	4,3
		Исходный материал (мелкая фракция —0,15 мм) . .	100,0	38,5	62,9	100,0	40,2
5	Электрообогащение руды, дробленой до —0,15 мм	Концентрат I	34,8		69,5		39,8
		Концентрат II	50,5		60,0		49,5
		Промежуточный продукт	14,7		49,5		10,5
		Исходный материал (—0,15 мм)	100,0		60,9		100,0
6	Электрообеспыливание по 0,074 мм	Мелкая фракция (—0,074 мм)	22,3		66,4		24,6
		Крупная фракция (+0,074 мм)	47,7		58,7		75,4
		Исходный материал (2—0 мм)	100,0		60,2		100,0

результаты электрообогащения исходной руды, дробленой до —0,15 мм. Материал этот не обеспыливался на камерном сепараторе, так как в нем почти не содержалось пылевидной фракции ($< 0,040$ мм).

В этом случае получается высококачественный концентрат с 69,5% железа при выходе 34,8% и товарный концентрат с 60,0% железа при выходе 50,5%.

В табл. 60 (п. 6) даются результаты одного только электрообеспыливания пробы по 0,074 мм. При этом получается концентрат (представленный фракцией —0,074 мм) с 66,4% Fe при выходе 22,3%. Таким образом, очевидно, что только за счет электроклассификации получают концентраты с высоким содержанием железа.

Электросепарация железосодержащих хвостов и других продуктов обогащения. Наряду с железной рудой изучалась также электросепарация обесшламленных хвостов, содержащих 11% железа, и слива гидроциклона с 9% железа Оленегорской обогатительной фабрики.

Таблица 61

Результаты электроклассификации пробы обесшламленных хвостов

Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
Мелкая фракция (—0,15 мм)	37,0	18,0	62,0
Крупная фракция (2—0,15 мм)	63,0	6,7	38,0
Исходный материал (2—0 мм)	100,0	11,0	100,0

Проба обесшламленных хвостов подвергалась электроклассификации (при напряжении на электродах 30 кв, положении последних 150/170 мм, эффективной высоте заземленного электрода 450 мм и числе операций — 3) с целью выделения фракции — 0,15 мм, наиболее богатой железом. Полученные при этом результаты приведены в табл. 61.

Из табл. 61 видно, что в мелкой фракции (выход 37,0%) содержится железа 18,0%, а в крупной — 6,7%.

Результаты электрообогащения мелкой и крупной фракции (при напряжении на электродах 35 кв, расстоянии между ними 90 мм, окружной скорости вращения барабана 1,0 м/сек, температуре подогрева последнего 70° и числе операций — 3) даются соответственно в табл. 62 и 63.

Таблица 62

Результаты электрообогащения мелкой фракции

Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
Концентрат I	7,1	54,6	21,6
Концентрат II	7,2	43,9	17,3
Промежуточный продукт	15,7	34,2	30,0
Хвосты	70,0	8,1	31,1
Исходный материал (мелкая фракция — 0,15 мм)	100,0	18,0	100,0

Таблица 63

Результаты электрообогащения крупной фракции

Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
Промежуточный про- дукт I	5,7	14,0	11,9
Промежуточный про- дукт II	10,0	10,1	14,9
Хвосты	84,3	5,9	73,2
Исходный материал (крупная фрак- ция + 0,15 мм)	100,0	6,7	100,0

Из табл. 62 и 63 видно, в частности, что из мелкой фракции получают концентрат I с 54,6% Fe (выход 7,1%) и хвосты с 8,1% Fe (выход 70,1%), а из крупной — хвосты с 5,9% Fe.

Таблица 64

Результаты электроклассификации слива гидроциклона

Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
Мелкая фракция (— 0,074 мм) . . .	22,7	14,1	35,6
Крупная фракция (+ 0,074 мм) . .	77,3	8,4	64,4
Исходный материал (1—0 мм)	100,0	9,0	100,0

Проба слива гидроциклона перед электрообогащением классифицировалась (табл. 64) по 0,074 мм при следующих условиях: напряжение на электродах — 30 кВ, положение их — 150/220 мм, эффективная высота заземленного электрода — 250 мм, число операций — 2.

Из табл. 64 видно, что выход мелкой фракции составляет 22,7% при содержании в ней железа 14,1%. Фракция эта, представляющая собой очень тонкий продукт, последующей обработке не подвергалась.

При электрообогащении крупной фракции (напряжение на электродах — 30 кВ, расстояние между ними — 90 мм, окружная скорость вращения барабана — 1,5 м/сек, температура последнего 70°С и число операций — 3) получается концентрат с содержанием Fe 45,5% (выход 10,5%) и хвосты с 5,0% Fe (табл. 65).

Т а б л и ц а 65

Результаты электрообогащения крупной фракции

Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
Концентрат	10,5	45,5	52,2
Хвосты	89,5	5,0	47,8
Исходный материал (1—0,074 мм)	100,0	0,1	100,0

Таким образом, проведенными исследованиями показано, что при помощи электросепарации, даже из таких бедных продуктов как хвосты и слив гидроциклона, можно получать концентраты, содержащие соответственно около 55 и 46% Fe (при выходе их до 10%) и хвосты с 8 и 5% Fe.

Трибоадгезионная сепарация товарного железного концентрата. Выделение из товарного концентрата наиболее богатых по содержанию железа классов (—0,074 и —0,040 мм) (табл. 66) проводилось также и на трибоадгезионном сепараторе ИГД АН [53—57].

Т а б л и ц а 66

Содержание железа в классах —0,074 и —0,040 мм товарного концентрата

№ п/п	Крупность, мм	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
1	+0,074	80,4	58,4	78,1
	—0,074	19,6	67,5	21,9
	Исходный материал (2—0 мм)	100,0	60,2	100,0
2	+0,040	90,6	59,6	89,3
	—0,040	9,4	68,4	10,7
	Исходный материал (2—0 мм)	100,0	60,2	100,0

При этом окружная скорость вращения барабана принималась равной 1,5 м/сек, температура поверхности барабана и сепарируемого материала ~20°С, расстояние делительной плоскости от оси барабана до приемника —

100 мм при отделении фракции —0,074 мм и 130 мм при отделении фракции —0,040 мм. Результаты сепарации, приведенные в табл. 67, показывают, что процесс этот протекает весьма эффективно.

Т а б л и ц а 67
Результаты трибоадгезионной сепарации товарного концентрата

Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
Тонкая фракция (—0,040 мм)	9,3	68,7	10,5
Мелкая фракция (0,074—0,040 мм) . .	9,9	67,5	10,5
Средняя фракция (0,3—0,074 мм) . .	58,2	60,6	59,3
Крупная фракция (+0,3 мм)	22,6	50,7	19,7
Исходный материал (1—0 мм) . .	100,0	60,2	100,0

Содержание упомянутых классов в обеспыленных продуктах не превышает 0,5% от продукта, а засорение тонких и мелких фракций более крупными частицами не выше 1% от продукта. Выходы тонких и мелких фракций, получаемых при сепарации и при рассеве на ситах, а также содержания в них железа практически одинаковы. Таким образом, показано, что при высоких содержаниях железа в тонких фракциях товарных концентратов можно получать при помощи трибоадгезионной сепарации богатые и высококачественные концентраты.

* * *

Проведенные эксперименты позволяют сделать следующие основные выводы.

При электросепарации железосодержащих материалов по вещественному составу используются различия в электропроводности между железорудными минералами (магнетит, гематит, мартит) и породными компонентами, а при электросепарации указанных материалов по крупности — наличие повышенной концентрации тех или иных компонентов в отдельных их классах.

В последнем случае наряду с электроклассификацией может применяться также и трибоадгезионная сепарация [54].

Экспериментами с чистыми минералами (крупностью от 2 мм до 50 мк) показано, что хорошие проводники (магнетит, гематит) эффективно отделяются от плохих проводников (кварца и др.).

Показано также, что хорошо обогащаются мелко- и тонкозернистые руды, породные компоненты которых относительно мало загрязнены железистыми минералами.

Наилучшие результаты получены при сепарации различных железосодержащих продуктов Оленегорского ГОК.

Электроклассификация железной руды и товарного концентрата Оленегорского ГОК по 0,074; 0,15; 0,3 и 0,6 мм легко осуществляется на коронном камерном электросепараторе ИГД АН (к. п. д. свыше 90%).

При этом в получаемых фракциях за счет увеличения в них более крупных, но менее богатых частиц, содержание железа на 2—8% меньше, чем в таких же фракциях, получаемых при рассеве на ситах.

При электрообогащении на коронном барабанном сепараторе ИГД АН руды и товарного концентрата, как неклассифицированных (—0,15 мм), так и классифицированных (по 0,074 мм), или при незначительном

содержании в них тонких фракций (менее 40 мк) можно получать высококачественные концентраты (до 69% Fe при выходе ~ 35%), а при обработке руды — также и бедные хвосты (~ 6% Fe).

Производить сепарацию рекомендуется по схеме, предусматривающей перечистку промежуточного продукта и получение конечных концентратов и хвостов. При этом производительность сепаратора составляет 1,5 т/час на 1 пог. м длины барабана.

При одной только электроклассификации товарного концентрата по 0,074 мм получается высококачественный концентрат, содержащий более 66% железа, при выходе его до 23%.

Аналогичные результаты получаются также и при выделении этого же класса на трибоадгезионном сепараторе ИГД АН.

Возможность получения из мелкозернистых железистых кварцитов высококачественных концентратов и бедных хвостов, а из товарного концентрата высококачественного и доменного железных концентратов представляет большой практический интерес.

Дальнейшие работы в этой перспективной области ведутся в направлении реализации достигнутых результатов.

Электросепарация табачной руды Камышбурунского железорудного комбината

Керченские руды имеют ряд недостатков: они легко разрушаются и превращаются в мелочь при добыче и транспортировке; в них содержится много гидратной и гигроскопической влаги (около 30%); много кремнезема (18—20%), глинозема (5—9%) и мышьяка, но относительно мало железа (33—39%) и основных окислов (кальция, магния — 3%).

Руда представляет собой железисто-глинистую рыхлую или плотную массу с густым вкраплением зерен бурого железняка в виде округлых и эллипсоидных образований — оолитов — размером от долей миллиметра до 3—5 мм и больше. Оолиты связаны между собою песчанисто-глинистым веществом «цементом», включающим нонтронит и другие водные алюмосиликаты, а также фосфаты железа. Цемент, скрепляющий оолиты, отличается от них тем, что не имеет зернистой структуры и содержит большое количество кремнезема и глинозема и меньше железа.

Железные руды Камышбурунского месторождения делятся на табачные (первичные) и коричневые (вторичные, окисные). Последние образовались в результате выветривания табачных руд и залегают в верхней зоне залежей. Состоят они из бурых оолитов, цементированных глинисто-песчаной массой, светло- или темно-коричневого цвета. Различие оттенков обуславливается содержанием марганца (от 1,7 до 3,5%): чем больше его, тем темнее оттенок.

Табачные окисно-закисные руды в первичном состоянии имеют табачный цвет, однако после непродолжительного пребывания на воздухе они быстро приобретают коричневую окраску. Одновременно с этим они лишаются и своей прочности, превращаясь в рыхлую массу, внешне похожую на коричневую руду. Запасы этих руд составляют ~ 70% от запасов месторождения [60, 62]. Средние содержания железа в обоих типах руд примерно одинаковые. Структурно руды представлены бурыми оолитами. По минералогическому составу руды идентичны, по физическим же свойствам различаются весьма значительно.

Технологическая схема обогащения коричневых руд, включающая промышленно-гравитационные способы, применяется на фабрике с 1951 г. По этой схеме получают концентрат, содержащий до 45% Fe [63], при выходе ~ 75% (содержание железа в исходной руде 40—41%).

Для обогащения табачной руды предложен обжиг-магнитный способ [63]. Обжиг производится во вращающейся трубчатой печи (3,6 × 50 м)

производительностью ~ 15 т/час. В печь загружается руда крупностью менее 25 мм с влажностью до 20%. Установлено, что на 60% печь работает как сушильный агрегат. Обожженная руда, по сравнению с исходной, значительно меняет свой гранулометрический состав. Так, в обожженной руде класса крупнее 12 мм содержится 3—4%, тогда как в исходной — до 25%. При обжиге (при температуре около 500—600°С) из цементирующего материала выделяются свободные оолиты.

Обожженный материал додрабливается и подвергается магнитной сепарации (в две — три стадии). Содержание железа в полученном при этом общем концентрате колеблется от 49,8 до 53,5%, соответственное содержание его в обожженной руде 48—51%, в хвостах — 27—36% и в исходной руде — 42—43%.

Результаты обогащения обожженной табачной руды (средние) приводятся в табл. 68.

Т а б л и ц а 68
Результаты обогащения табачной руды
(при обжиг-магнитной схеме)

Продукт	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
Концентрат	75,6	52,8	32,5
Хвосты	5,9	36,0	4,9
Пыль (из печи)	3,5	32,0	2,6
П.п.п.	15,0	—	—
Исходная обожженная руда	100,0	43,2	100,0

Установлено, что в мелких классах концентратов содержание железа снижается. Объясняется это тем, что в них содержится мало оолитов и много цемента (например, в классе менее 0,25 мм — 8—13% оолитов и до 60% цемента). В более крупных классах (+12 мм) цемента 20—25%, поэтому содержание в них железа возрастает до 56%.

Из сказанного следует, что магнитной сепарации табачных руд должны предшествовать их обеспыливание и классификация.

Исследования в этом направлении проводились на коронном камерном и трибоадгезионном сепараторах ИГД АН.

Э л е к т р о с е п а р а ц и я. При исследованиях одна половина пробы табачной руды подсушивалась при 105°С, а другая обжигалась (в течение 18 час.) при 500°С. После этого обе пробы дробились до крупности 1—0 мм, при которой раскрываются рудные зерна (оолиты).

Из ситовых характеристик исходной необожженной (подсушенной) и обожженной проб (табл. 69) видно, что содержание железа снижается с уменьшением крупности. После обжига содержание железа в руде увеличилось почти на 4% (с 39,4 до 43,3%). Пробы электроклассифицировались при двух — трех операциях по 0,15; 0,3 и 0,6 мм.

При этом положение электродов было 150/200 мм, эффективная высота их соответственно 200, 400 и 600 мм и напряжение 30, 35 и 38 кв.

Результаты классификации приведены в табл. 70, содержание железа в

Как видно из данных, приведенных в табл. 70, содержание железа в крупных фракциях составляло в первом случае 41,4% при выходе 61,1%, а во втором — 46,9% при выходе 51,9%.

В каждой фракции концентрируется до 90% частиц заданной крупности.

Содержание железа в них аналогично имеющемуся в соответствующих классах, получаемых при расसेве на ситах (см. табл. 69).

Таблица 69

Триобадгезионная сепарация необожженной и обожженной проб руды

Крупность, мм	Выход, %		Содержание Fe, %		Извлечение Fe, %	
	необож- женная	обоже- нная	необож- женная	обоже- нная	необож- женная	обоже- нная
0,25—0,5	4,9	7,3	40,0	47,5	4,9	8,0
0,5—0,62	23,7	24,3	40,1	45,8	24,2	25,5
0,62—0,3	30,0	24,3	41,0	42,9	31,2	24,1
0,3—0,21	14,8	16,2	39,8	42,4	14,9	15,9
0,21—0,15	9,9	3,2	36,2	42,2	9,2	3,2
0,15—0,10	1,9	12,2	36,0	40,8	1,7	11,5
0,10—0,074	4,9	3,9	35,7	41,7	4,5	3,9
—0,074	9,9	8,6	36,9	40,0	9,4	7,9
Исходный материал (0,85—0 мм)	100,0	100,0	39,4	43,3	100,0	100,0

Таблица 70

Результаты электроклассификации необожженной и обожженной табачной руды

Крупность отделяемого класса, мм	Продукт	Выход, %		Содержание Fe, %		Извлечение Fe, %	
		необожжен- ная	обоже- нная	необожжен- ная	обоже- нная	необожжен- ная	обоже- нная
—0,15	Мелкая фракция I	12,3	11,5	35,0	38,4	11,3	10,2
0,15—0,3	Мелкая фракция II	10,0	18,8	34,0	39,5	8,7	17,2
0,3—0,6	Мелкая фракция III	16,6	17,8	39,9	40,6	16,4	16,6
+0,6	Крупная фракция	61,1	51,9	41,4	46,9	63,6	56,0
	Исходный материал (1—0 мм)	100,0	100,0	39,7	43,4	100,0	100,0

Триобадгезионная сепарация. Результаты триобадгезионной сепарации необожженной и обожженной проб руды приведены в табл. 71.

Для необожженной руды оптимальными оказались температуры барабана 100° С и материала пробы 20° С, а для обожженной соответственно 100 и 100° С.

Выход отделяемого класса в отдельных фракциях в обоих случаях составляет более 95%, т. е. выше, чем при электроклассификации. При этом содержание железа аналогично распределению его в соответствующих классах крупности (см. табл. 69).

Следовательно, экспериментально установлена возможность эффективной электроклассификации табачной руды Камышбурунского месторождения (перед последующей сухой магнитной сепарацией).

При этом, при разделении исходной руды на два и большее число классов (например, по 0,15, 0,3 и 0,6 мм) достигается производительность на 1 пог. м электрода до 2 т/час на коронном камерном сепараторе и до 1,5 т/час на триобадгезионном сепараторе.

Лучшие показатели классификации получены во втором случае.

Таблица 71

Трибоадгезионная сепарация необожженной и обожженной табачной руды крупностью 1—0 мм

Крупность отделяе- мого класса, мм	Продукт	Выход, %		Содержа- ние Fe, %		Извлечение Fe, %		Температура, °С
		необожжен- ная	обожен- ная	необожжен- ная	обожен- ная	необожжен- ная	обожен- ная	
—0,15	Мелкая фракция I	4,1	4,9	39,3	39,9	4,4	4,5	100*
0,15—0,3	Мелкая фракция II	2,4	3,1	37,0	40,2	2,2	2,9	100**
0,3—0,6	Мелкая фракция III	24,4	30,6	36,4	39,4	22,2	27,5	
+0,6	Крупная фракция	69,1	61,4	41,1	46,3	71,2	65,1	
	Исходный материал	100,0	100,0	39,8	43,7	100,0	100,0	
—0,15	Мелкая фракция I	3,9	4,9	38,0	39,8	3,7	4,4	100
0,15—0,3	Мелкая фракция II	3,9	3,1	35,8	40,1	3,6	2,9	20
0,3—0,6	Мелкая фракция III	15,3	36,3	35,1	40,4	13,5	33,6	
+0,6	Крупная фракция	76,9	55,3	40,7	46,6	79,2	59,1	
	Исходный материал	100,0	100,0	39,5	43,6	100,0	100,0	
—0,15	Мелкая фракция I	4,0	8,0	38,0	38,1	3,9	7,2	20
0,15—0,3	Мелкая фракция II	8,0	12,0	37,0	41,3	7,4	11,4	20
0,3—0,6	Мелкая фракция III	28,0	32,0	39,0	41,4	27,4	30,5	
+0,6	Крупная фракция	60,0	48,0	40,7	46,1	61,3	50,9	
	Исходный материал	100,0	100,0	39,8	43,4	100,0	100,0	
—0,15	Мелкая фракция I	3,3	6,2	38,0	39,9	3,1	5,7	20
0,15—0,3	Мелкая фракция II	5,6	9,4	35,7	40,8	5,1	8,8	100
0,3—0,6	Мелкая фракция III	21,0	31,3	36,9	39,5	19,5	28,6	
+0,6	Крупная фракция	70,1	53,1	41,2	46,5	72,3	58,9	
	Исходный материал	100,0	100,0	39,9	43,4	100,0	100,0	

* Числитель — температура барабана.

** Знаменатель — температура пробы.

* * *

Проведенными исследованиями показано, что при помощи электросепарации можно получать богатые и высококачественные железные концентраты, пригодные для процессов прямого восстановления железа, с получением металлического скрапа и др. В отдельных случаях даже небольшое улучшение качества концентрата по железу может сопровождаться значительным снижением содержания в нем кремнезема.

Достоинствами электрического метода обогащения окисленных железных руд, по сравнению, например, с сухой магнитной сепарацией на сепараторах с сильным магнитным полем, являются более низкая стоимость электросепараторов, незначительный расход электроэнергии и простота осуществления перемешивания. К недостаткам этого метода, также как и

указанного выше метода высокоинтенсивной магнитной сепарации, относится трудность обработки тонкоизмельченных руд, характеризующихся наличием породных компонентов, загрязненных железистыми минералами, и большим количеством дисперсных фракций.

Хорошими объектами для электросепарации являются спекуляритовые руды (неудовлетворительно обогащаемые другими методами), а также некоторые относительно крупнозернистые гематитовые (обеспыленные по классу 27 или 40 мк). Получаемые в этом случае результаты сопоставимы с флотационными.

Если руды с одинаковым успехом обогащаются как высокоинтенсивной магнитной, так и электрической сепарацией, то в первом случае может быть несколько более высокое извлечение железа, а во втором — получаются более высококачественные концентраты.

Выявившиеся эффективность электросепарации и возможность использования ее самостоятельно или совместно с магнитной сепарацией позволяют считать перспективным включение этих процессов в технологические схемы обработки (обогащение, классификация и обеспыливание) железных руд.

Применение простого, гибкого и экономичного комбинированного (электрического и магнитного) метода сухого обогащения окисленных обожженных руд, обеспечивающего получение высококачественных железных концентратов, позволит значительно расширить железорудную базу Союза.

Таким образом, очевидно, что комплексное использование сухих методов может коренным образом улучшить экономику процесса обогащения тонковкрапленных магнетитовых и окисленных железных руд.

IV

Окускование высококачественных концентратов

В металлургической практике известны следующие способы окускования тонкоизмельченных материалов: агломерация, окатывание и брикетирование, данные об экономике которых приведены ранее (см. рис. 1).

При крупнозернистом концентрате (от 0,2 мм и более) наиболее высокие технико-экономические показатели окомкования дает агломерация. Однако с уменьшением размера зерен до 50—100 мк процесс агломерации затрудняется вследствие резкого снижения газопроницаемости спекаемого слоя и повышенного содержания влаги в концентрате после фильтрации (более 10%).

Для успешной агломерации тонких концентратов на горнообогатительных комбинатах СССР применяют присадку крупнозернистых сухих флюсов (известняка и извести крупностью 3—0 мм) и возврата. Кроме того, для улучшения газопроницаемости шихты производят ее гранулирование перед спеканием, а в отдельных случаях добавку рудной мелочи (крупностью 10—0 мм).

За рубежом для тонких концентратов применяют окомкование при содержании влаги 7—8%, что достигается интенсификацией процесса фильтрации или подсушкой части концентрата с последующей шихтовкой. Процесс окомкования начали применять и на некоторых фабриках Союза.

Брикетирование тонкоизмельченных концентратов применяется сравнительно редко.

Агломерация железорудной мелочи быстро развиваясь, заняла ведущее положение благодаря тому, что ранее, когда чугун выплавлялся в сравнительно небольших количествах, в доменную плавку направляли кусковые руды, а крупнозернистые отсеvy 12—0 мм агломерировали. При этих условиях процесс агломерации был наиболее эффективным и высокопроизводительным методом окомкования.

В настоящее время в связи с развитием производства богатых и высококачественных железорудных концентратов, отличающихся высокой степенью измельчения, используемых не только в доменном, но и в сталеплавильном производстве, а также для выработки металлического лома, рациональный и экономичный способ окускования тонкоизмельченных железорудных концентратов приобретает все большее значение. Спекание такого концентрата на агломерационных машинах протекает медленнее (в 1,5—2 раза), причем спекать можно только рудно-флюсовые смеси, а не рудно-топливные составы, необходимые для прямого получения железа. Поэтому в последнее время как в СССР, так и за рубежом, проявляется интерес к офлюсованным железорудным и угольнорудным окатышам и брикетам. Интерес к брикетированию руд возрастает еще и потому, что для развивающегося конвертерного производства стали металлизированные брикеты являются наилучшим сырьем.

1. Агломерация¹

В связи с большой степенью измельчения высококачественные концентраты обычно не подвергают агломерации, а окомковывают их путем окатывания. Первый в мировой практике промышленный опыт агломерации высококачественных концентратов проведен на агломерационной фабрике № 2 Ново-Криворожского горнообогатительного комбината [68, 69].

Офлюсованный агломерат получают спеканием тонкоизмельченных концентратов с добавкой Криворожской аглоруды. С целью интенсификации процесса агломераций к нему присаживается обожженная известь.

Известняк измельчается в молотковых дробилках, затем на вибрационных грохотах выделяются фракции 0—3 мм, направляемые в шихту, и крупные фракции 3—12 мм, поступающие на обжиг.

Топливо предварительно дробится в короткокonusных дробилках, а затем додрабливается в четырехвалковых.

Предусмотрено автоматическое весовое дозирование компонентов аглошихты при помощи ленточных весоизмерителей и конвейерных весов. Особенности спекания следующие: охлаждение агломерата на палетах удлиненной агломашинны (площадь спекания 75 м², площадь охлаждения 60 м²) воздухом, просасываемым через слой агломерата сверху вниз, а после спекания дымососом, создающим разрежение до 400 мм вод. ст., отсутствие подогрева шихты горячим возвратом; применение удлиненных вторичных барабанов для окомкования шихты; отсутствие дробления агломерата в хвостовой части агломашин.

Средние характеристики исходных продуктов, поступавших на агломерацию, приведены в табл. 72 п 73. Средние результаты экспресс-анализов магнитно-флотационного концентрата в период спекания следующие: содержание (%) Fe — 65,3; SiO₂ — 7,5; влаги — 9,0.

Т а б л и ц а 72

Средние результаты экспресс-анализов проб известняка и коксика

Содержание, %	CaO	Фракция + 3 мм	Влага	Углерод	Зола
Известняк	50,2	10,8	1,9	—	—
Коксик	—	8,5	12,5	84,0	15,0

Содержание железа в концентрате колебалось в пределах 62—66%, что затрудняло шихтовку материалов, особенно дозировку известняка, так как при низком содержании кремнезема в концентрате даже небольшие его изменения (более ± 0,03%) приводят к недопустимым колебаниям основности агломерата (более ± 0,07%).

Качество измельчения топлива также не всегда было постоянным.

Указанные недостатки затрудняли дозировку шихты и получение агломерата постоянного качества.

Средний состав агломерационной шихты без возврата был следующим (%): концентрата — 82,40; известняка — 11,95; коксика — 5,65.

На каждые 1000 кг влажного концентрата в шихту в среднем давали 145,3 кг известняка и 68,5 кг коксика. Расход известняка на 1000 кг концентрата в зависимости от содержания железа и кремнезема в нем при получении заданной основности 1,1 колебался от 120 до 180 кг. Расход коксика изменялся от 60 до 80 кг на 1000 кг концентрата. В период спекания шихта

¹ По данным Л. А. Дрожилова.

Характеристика компонентов аглошихты

Таблица 73

Показатели	Компоненты			
	концентрат	известняк	коксик (зола)	возврат
Химический состав, % Fe	65,28	0,3	18,0	
FeO	25,10	—	—	
SiO ₂	7,55	1,4	40,0	
Al ₂ O ₃	0,27	0,8	24,0	
CaO	0,35	53,2	4,9	
MgO	0,24	1,2	1,3	
MnO	0,02	—	0,8	
P ₂ O ₅	0,014	0,03	0,7	
S	0,02	0,05	2,6	
Зола	—	—	15,1	
Летучие	0,80	42,5	1,7	
Углерод	—	—	83,2	
Влага	9,0	1,9	12,5	
Гранулометрический состав:				
Содержание (%) фракций, мм				
12	—	—	—	8,5
12—8	—	0,4	—	8,9
8—5	—	2,1	1,8	12,1
5—3	—	8,3	6,7	11,2
3—2	—	10,8	13,7	7,8
2—1	—	18,4	18,7	12,6
1—0,5	—	19,8	21,2	10,1
0,5 —0,4	0,6	34,8	37,9	28,8
0,4 —0,25	0,7			
0,25 —0,16	1,9			
0,16 —0,10	3,4			
0,10 —0,063	12,8			
0,063—0	80,6			

отличалась крайне низким содержанием возврата, что объясняется большой прочностью агломерата из богатого концентрата и отсутствием дробилок в разгрузочной части агломашины.

Среднее количество возврата составляло 3,5% по отношению ко всей влажной шихте.

Состав аглошихты при 6,5% возврата был следующий (%): концентрат сухой — 68,8, известняк сухой — 10,8; коксик сухой — 4,5; возврат сухой — 8,5; влага — 7,4.

Концентрат, полученный методом обратной флотации, в отличие от концентрата прямой флотации легко окомковывается в смесительных барабанах (табл. 74 и 75).

Несмотря на относительно низкую влажность концентрата (9%), вода в шихту в процессе смешивания не вводилась вследствие низкого содержания в шихте известняка и возврата. Гранулометрический состав аглошихты приведен на рис. 82.

Опытная партия агломерата спекалась в пусковой период агломерационной фабрики. Вследствие большого времени спекания скорость движения аглолент поддерживалась минимальной, но и при этой скорости спекание

№	0-1	1-2	2-3	3-4	4-5	5-6	6-7
1	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2
2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2
3	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2
4	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2
5	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2
6	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2
7	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2
8	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2	2,2

... при этом ...

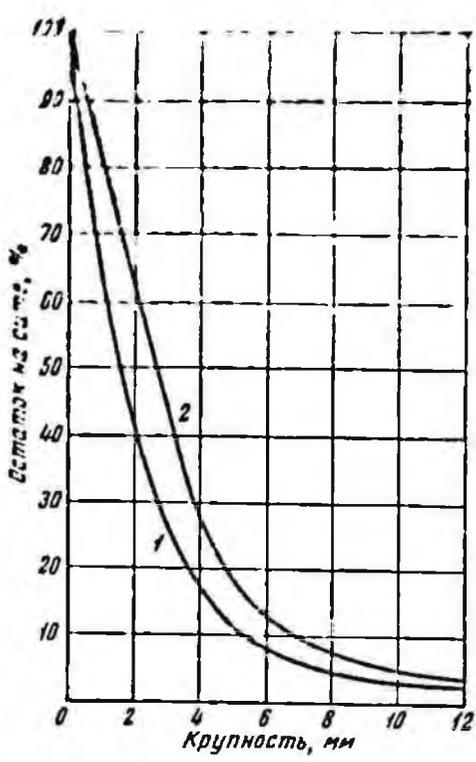


Рис. 82. Гранулометрический состав аглошхты

1 — до смесителя; 2 — после смесителя

При выпекании агломерат обладает большой прочностью и выдает в возврат очень мало мелочи. Отсюда следует, что процесс спекания агломерата отличался непостоянством, т. е. наблюдались случаи недопека или преждевременного спекания, что очень затрудняло регулирование процесса (рис. 83).

В табл. 76 приводится температурный и вакуумный режим работы агломашины при различном характере спекания.

Производительность агломашины определялась по фактическому количеству агломерата: измерением скорости движения палет, высоты слоя, насыпного веса шихты, измерением вертикальной скорости спекания и рассчитывалась по формуле:

$$q = 60 \gamma \cdot c \cdot k, \quad (39)$$

где q — удельная производительность; k — коэффициент, принятый равным 0,756 т/т согласно материальному балансу спекания.

БАЛАНС СПЕКАНИЯ			
Приход		Расход	
Концентрат сухой	68,8	Агломерат	75,6
Известняк сухой	10,8	Возврат	8,5
Коксик сухой	4,5	Летучие (влага, горение топлива, потери при прокаливании с учетом химических реакций)	15,9
Возврат	8,5		
Влага	7,4		
Всего: 100,0		Всего: 100,0	

Изменение выхода (%) фракций, мм							
5—2		2—0		8—2		8—5	
абс.	отн.	абс.	отн.	абс.	отн.	абс.	отн.
18,0	56,2	26,5	44,7	21,0	54,8	3,0	46,9
17,6	54,8	26,9	46,9	20,1	51,3	2,4	33,8
18,7	58,2	27,0	45,9	21,3	54,6	2,6	37,7

В табл. 77 указана фактическая удельная производительность, а в табл. 78 средняя удельная производительность, определенная по скорости движения аглолент при нормальном спекании.

При измерении термометром скорость спекания составила 8,7 мм/мин. Удельная производительность в момент измерений составила:

$$q = 60 \cdot 1,83 \cdot 0,0087 \cdot 0,756 = 0,72 \text{ т/м}^2\text{час.}$$

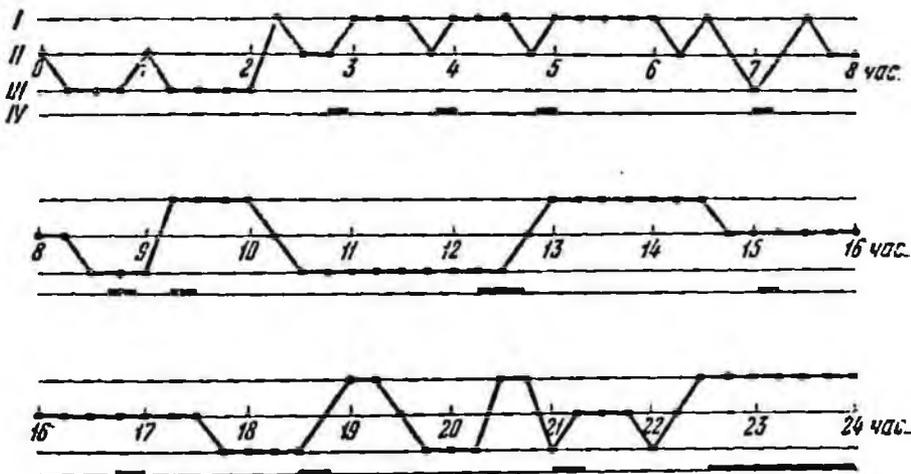


Рис. 83. Режим работы агломашины № 1 в опытный период

I — перепек; II — нормальное спекание; III — недопек; IV — остановка агломашин

Таблица 75

Гранулометрический состав шихты

Характеристика шихты	Выход (%) фракций, мм						Влага, %
	+12	12—8	8—5	5—2	2—0	8—2	
Сухая, средневзвешенная по компонентам . . .	0,3	0,8	1,3	4,6	98,0	5,9	0
Влажная, после первичного смешивания . . .	2,45	2,35	6,35	29,05	59,80	35,4	7,5
Влажная, после вторичного смешивания . . .	3,10	3,70	11,63	45,85	35,70	57,6	7,4

Таблица 76

Температурный и вакуумный режимы работы агломашин

Характер спекания	Температура проходящих газов, °С					Температура горна, °С	Расход газа на зажигание, м³/час	Разрежение в колллекторе, мм вод. ст.	
	в колллекторе	в вакуум-камерах							
		№ 5	№ 9	№ 13	№ 14				№ 15
Нормальное	88	25	70	151	173	154	1250	1430	1285
Переpek	102	45	145	126	116	96	1220	1660	945
Недоpek	55	20	50	52	57	74	1230	1440	1400
Нормальное	100	37	77	169	172	203	1160	1400	1360
Переpek	109	51	149	142	161	129	1260	1430	1135
Недоpek	64	34	46	68	69	84	1220	1440	1460
Нормальное	101	39	72	145	196	180	1220	1440	1315
Переpek	120	58	53	141	140	140	1210	1420	1245
Недоpek	82	32	53	73	75	97	1230	1450	1470

Таблица 77

Производительность агломерационных машин при спекании магнитно-флотационных концентратов

Показатели	Номер агломерационной машины					
	1	2	3	4	5	6
Горячее время работы машин, час.—мин.	89—40	80—20	75—53	81—30	84—40	81—00
Производство агломерата, т	4172	3882	3664	3835	3096	1882
Производительность, т/час	46,5	48,4	48,5	47,8	36,7	44,55

Итого:

горячее время работы всех агломашин — 491 час. 83 мин.
 произведено агломерата — 20 581 т
 средняя производительность агломашин — 45,4 т/час
 средняя удельная производительность — 0,605 т/м²·час.

Таблица 78

Удельная производительность агломашин

Показатели	Номер агломерационной машины					
	1	2	3	4	5	6
Высота слоя, мм	160	216	165	161	165	122
Скорость движения палет, м/мин	1,36	1,17	1,35	1,37	1,03	1,27
Длительность спекания, мин.	22	25,8	22,2	21,8	27,5	23,6
Скорость спекания, мин.	7,7	8,3	7,4	7,4	6,0	7,3
Насыпной вес шихты, т/м³	1,83	1,83	1,83	1,83	1,83	1,83
Удельная производительность, т/м²·час	0,64	0,69	0,62	0,62	0,50	0,61

Средняя удельная производительность — 0,61 т/м²·час.

Таблица 79

Расходы компонентов аглошихты на 1 т сухого и влажного агломерата (кг)

Концентрат		Аглоруда		Известняк		Коксик	
сухой	влажный	сухой	влажный	сухой	влажный	сухой	влажный
910,1	1000	—	—	142,7	145,3	60,0	68,5
684,2	757,7	178,6	189,0	235,4	240,9	58,0	68,5

Низкая удельная производительность при спекании магнитно-флотационного концентрата объясняется: 1) недостаточным количеством в шихте возврата, 2) отсутствием в шихте аглоруды, 3) отсутствием в шихте извести.

В табл. 79 указаны фактические расходы компонентов аглошихты на 1 т агломерата за время опытного спекания.

Таблица 80

Химический состав агломерата
(по данным Гикюжруды)

№ п/п	Fe, %	FeO, %	SiO ₂ , %	CaO, %	$\frac{CaO}{SiO_2}$
1	59,3	18,8	7,8	9,1	1,17
2	58,9	17,7	7,9	9,5	1,30
3	59,6	17,0	7,0	8,9	1,27
4	60,7	15,8	6,7	7,4	1,11
5	60,7	17,5	7,4	7,9	1,07

В табл. 80 сведены данные о химическом составе богатого агломерата, отпущенного 5-ю составами.

Сопоставление химических составов обычного и богатого агломератов по трем пробам дано в табл. 81.

Таблица 81

Химический состав богатого и обычного агломератов, %

Компонент	Богатый агломерат			Обычный агломерат		
	№ 1	№ 2	№ 3	№ 1	№ 2	№ 3
Fe	59,87	59,62	59,45	52,02	51,67	51,40
FeO	16,86	16,86	16,50	13,03	13,00	12,95
Fe ₂ O ₃	66,80	66,44	66,60	59,85	59,34	58,96
SiO ₂	7,66	7,44	7,32	12,36	12,28	12,34
Al ₂ O ₃	—	0,58	0,52	—	0,96	0,91
CaO	8,18	7,95	7,90	12,95	12,94	13,10
MnO	—	0,026	0,018	—	0,035	0,032
MgO	—	0,40	0,41	—	0,59	0,57
P ₂ O ₅	—	0,023	0,018	—	0,039	0,039
C	—	—	0,15	—	—	0,22
CO _{св}	—	—	0,42	—	—	0,61
Основность	1,07	1,07	1,08	1,05	1,95	1,06
	—	—	0,037	—	—	0,046



Рис. 84. Внешний вид опытного агломерата

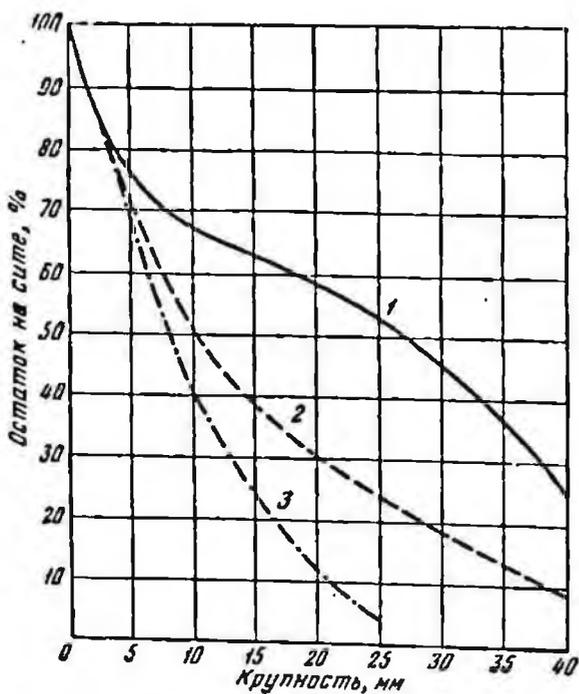


Рис. 85. Гранулометрический состав барабанного продукта

1 — агломерат из флотационного концентрата; 2 — агломерат второй аглофабрики НКГОК; 3 — агломерат КМЗ

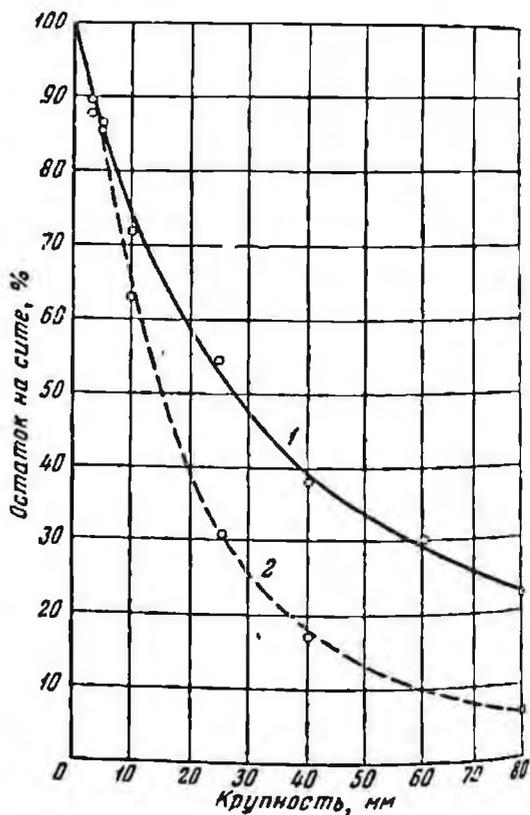


Рис. 86. Гранулометрический состав агломерата

1 — из флотационного концентрата; 2 — второй агломерационной фабрики НКГОК

По внешнему виду богатый агломерат отличается от рядового агломерата кусковатостью, менее развитой макропористостью, тяжеловесностью и характерным металлическим блеском.

По высоте пирога агломерат неоднороден (рис. 84), что характерно для всех агломератов при существующей технологии спекания.

Испытания в барабанах (рис. 85) и рассевы проб рядового и богатого агломератов (рис. 86) указывают на более высокую прочность богатого агломерата, меньшее содержание кремнезема в нем, а следовательно, более низкое количество известняка в аглошихте.

Восстановимость богатого и рядового агломератов исследовалась на установке с автоматической записью потери веса образцом в процессе спекания при температуре 700°C . Восстановителем служил водород. Исследованию подвергались пробы крупностью $-2 + 0,4$ мм. Химический состав их приведен в табл. 82.

Таблица 82

Химический анализ опытного и рядового агломератов

Агломерат	Содержание, %				
	Fe	FeO	SiO ₂	CaO	$\frac{\text{FeO}}{\text{Fe}}$
Опытный	60,6	14,7	6,8	6,9	0,243
Рядовой	52,6	9,8	12,4	10,9	0,186

Результаты исследований агломератов на восстановимость представлены на рис. 87, из которого видно, что вначале опытный агломерат отдает свой кислород с большей скоростью, чем рядовой. Это очевидно связано с тем, что первый — богаче и абсолютное количество кислорода на единицу железа в нем больше.

Опытный агломерат менее окислен, содержит больше, чем рядовой трудновосстановимой закиси железа, входящей в решетку магнетита, а также в вюстит. Отношение $\frac{\text{H}_2\text{O}}{\text{Fe}_{\text{общ}}}$ для рядового агломерата равно 0,186, а для опытного в полтора раза больше и равно 0,243, поэтому и наблюдается большая конечная степень восстановления проб рядового агломерата по сравнению с опытным.

Опытный агломерат по своему сложению неоднороден. Среди общей массы макроскопически выделяются следующие текстурные разновидности: 1) участки агломерата с повышенной пористостью, 2) участки средней пористости, 3) участки оплавленного агломерата.

Микроскопические исследования показали, что указанные текстурные разновидности имеют различный минералогический состав.

Основным минералом является гематит (Fe_2O_3) (рис. 88). В незначительном количестве находится магнетит (Fe_3O_4), он приурочен к менее пористым участкам или к средней части куска (рис. 89). Стекло и известково-железистый пироксен-геденберgit служат цементом. Основной массе аг-

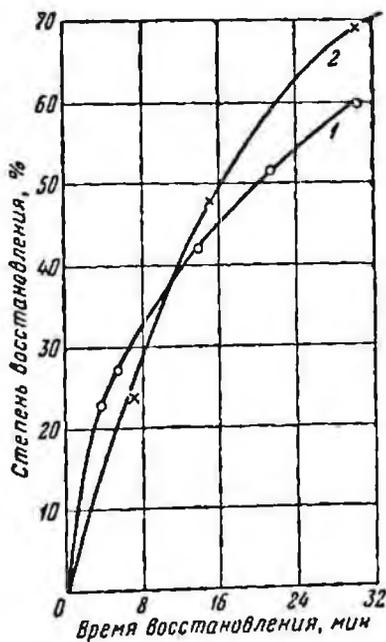


Рис. 87. Степень восстановления опытного (1) и рядового (2) агломератов



Рис. 88. Микроструктура опытного агломерата с мелкопористой текстурой.

Белое — гематит; серое в центре — магнетит; черное — поры. Отраженный свет, $\times 70$

ломерата свойственна среднепористая текстура. Размер пор находится в пределах 1—2 мм, чаще 3—5 мм. В таких агломератах основными минералами являются магнетит и гематит. Магнетит чаще всего представлен идиоморфными кристаллами полиэдрического облика (рис. 90). Гематит обычно размещается по краям пор и имеет такую же как магнетит форму, что очевидно связано с его вторичным происхождением (рис. 91).

На рис. 92 виден процесс замещения отдельных кристаллов магнетита гематитом по отдельным направлениям, который наблюдается в отраженном свете.



Рис. 89. Микроструктура реликтов магнетита (серое), уцелевших от замещения гематитом (белое), в опытном агломерате с повышенной пористостью (черное — поры). Отраженный свет, $\times 70$



Рис. 90. Микроструктура среднепористого участка опытного агломерата. Белое — магнетит; серое — известково-железистый пироксен; темно-серое — белит; черное — поры. Отраженный свет, $\times 200$

Рис. 91. Микроструктура образования вторичного гематита (белое) при замещении магнетита (серое). Черное — поры. Отраженный свет, $\times 200$

В незначительном количестве развиты нерудные: светло-желтое стекло и силикаты кальция. Связующим минералом жидких фаз является известково-железистый пироксен-геденбергит (рис. 90). Наблюдаются эвтектики его с магнетитом (рис. 93), который представлен дендритами или тонкими игольчатыми кристаллами.

Оплавленный агломерат в отличие от участков средне- и тонкопористой текстуры имеет небольшую пористость. Основным минералом этой текстурной разновидности является магнетит, который в отраженном свете представлен идиоморфными кристаллами полиэдрического облика размером до 0,2 мм (рис. 94). Гематит в агломерате наблюдается по границам зерен или вокруг пор и трещин (рис. 95).

Включения извести размером 3—4 мм обычно замещены однокольцевыми и двухкольцевыми ферритами. Ферриты кальция иногда образуют эвтектические прорастания с двухкальциевым силикатом $\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ (рис. 96).

Известково-железистый олиден является цементирующей фазой, по своим свойствам он приближается к фаллиту, размер зерен до 0,3 мм встречается с силикатами кальция и вторичным гематитом (рис. 97).

На основании сказанного можно заключить, что в агломерате выделяются участки с повышенной пористостью, среднепористые и оплавленные, минералогический состав которых различен. Наблюдается закономерное увеличение содержания гематита (Fe_2O_3) в агломератах с повышенной пористостью



Рис. 92. Микроструктуры замещения отдельных кристаллов магнетита (серое) гематитом (белое). Темно-серое — известково-железистый пироксен, черное — поры. Отраженный свет, $\times 200$

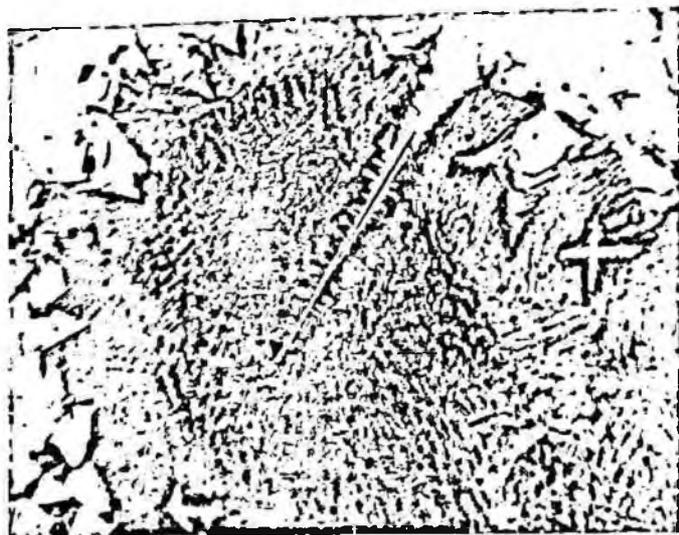


Рис. 93. Эвтектические про-
растания известково-железис-
того пироксена (серое) в маг-
нетите (белое). Отраженный
свет, $\times 200$

по сравнению с содержанием в оплавленных агломератах. Пористость способствует тому, что при охлаждении агломерата магнетит замещается гематитом, который по своей природе является вторичным. Количество кварца и извести также увеличивается от оплавленных агломератов к агломератам с повышенной пористостью. Агломераты с оплавленной текстурой менее пористы, богаты магнетитом и являются наиболее трудно восстанавливаемыми.



Рис. 94. Кристаллы магнетита из оплавлен-
ного суперагломерата. Отраженный свет,
 $\times 200$



Рис. 95. Микроструктура замещения маг-
нетита (серое) гематитом (белое) в оплав-
ленном агломерате. Темно-серое — извест-
ково-железистый оливин, черное — поры.
Отраженный свет, $\times 200$

Таким образом, спекание опытной партии офлюсованного агломерата (в количестве 21 400 т при средней основности 1,07, содержании железа 59,5% и кремнезема 7,5%) свидетельствует, что при агломерации тонкоизмельченных магнитно-флотационных высокосортных концентратов не возникает принципиально новых затруднений по сравнению с обычными тонкоизмельченными концентратами магнитного обогащения.

Пониженная производительность агломерационных машин ($0,68 \text{ т/м}^3 \cdot \text{час}$) объясняется крайне неблагоприятными условиями спекания концентратов при получении опытной партии богатого агломерата, а именно: совершенно недостаточным количеством возврата (в среднем 8,5) при отсутствии в шихте аглоруды или извести.

Снижение содержания кремнезема в концентрате позволяет значительно улучшить механические свойства офлюсованного агломерата, и поэтому результаты спекания более богатого концентрата той же крупности будут лучше достигнутых.



Рис. 96. Эвтектические прорастания ферритов кальция (светло-серое) с двухкальциевым силикатом (темно-серое) в оплавленном агломерате. Белое — гематит, черное — поры. Отраженный свет, $\times 200$

Для увеличения скорости спекания и повышения удельной производительности аглолент необходимо обеспечить достаточное количество возврата в шихте (25—30%) путем полного выделения в возврат при грохочении всех мелких фракций агломерата после эффективного дробления его в аглодробилке; добавлять в шихту 3—5% хорошо обожженной и измельченной извести; подвергать шихту грануляции в удлинённых (10—12 м) барабанных или чашевых грануляторах.

2. Получение окатышей

Первый промышленный опыт пеллетирования концентратов был осуществлен на опытно-промышленной установке агломерационной фабрики Южного горнообогатительного комбината [70].

Схема этой установки показана на рис. 98. На ней была получена опытная партия офлюсованных окатышей основностью около 0,7, общим весом 30 тыс. т. При опытах окомковывался концентрат обычного качества в связи с отсутствием высококачественных концентратов.

В качестве возврата и одновременно флюса при получении окатышей использовали ожелезненную известь (агломерат основностью 3,5), получаемую

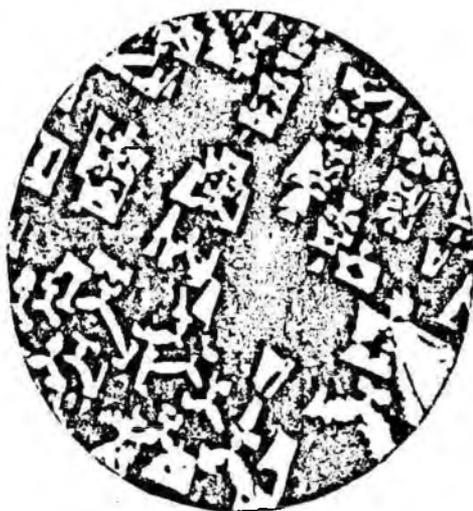


Рис. 97. Ассоциация известково-железистого оливина (серое) с двухкальциевым силикатом (темно-серое) в оплавленном суперагломерате. Белое — гематит, черное — поры. Отраженный свет, $\times 200$

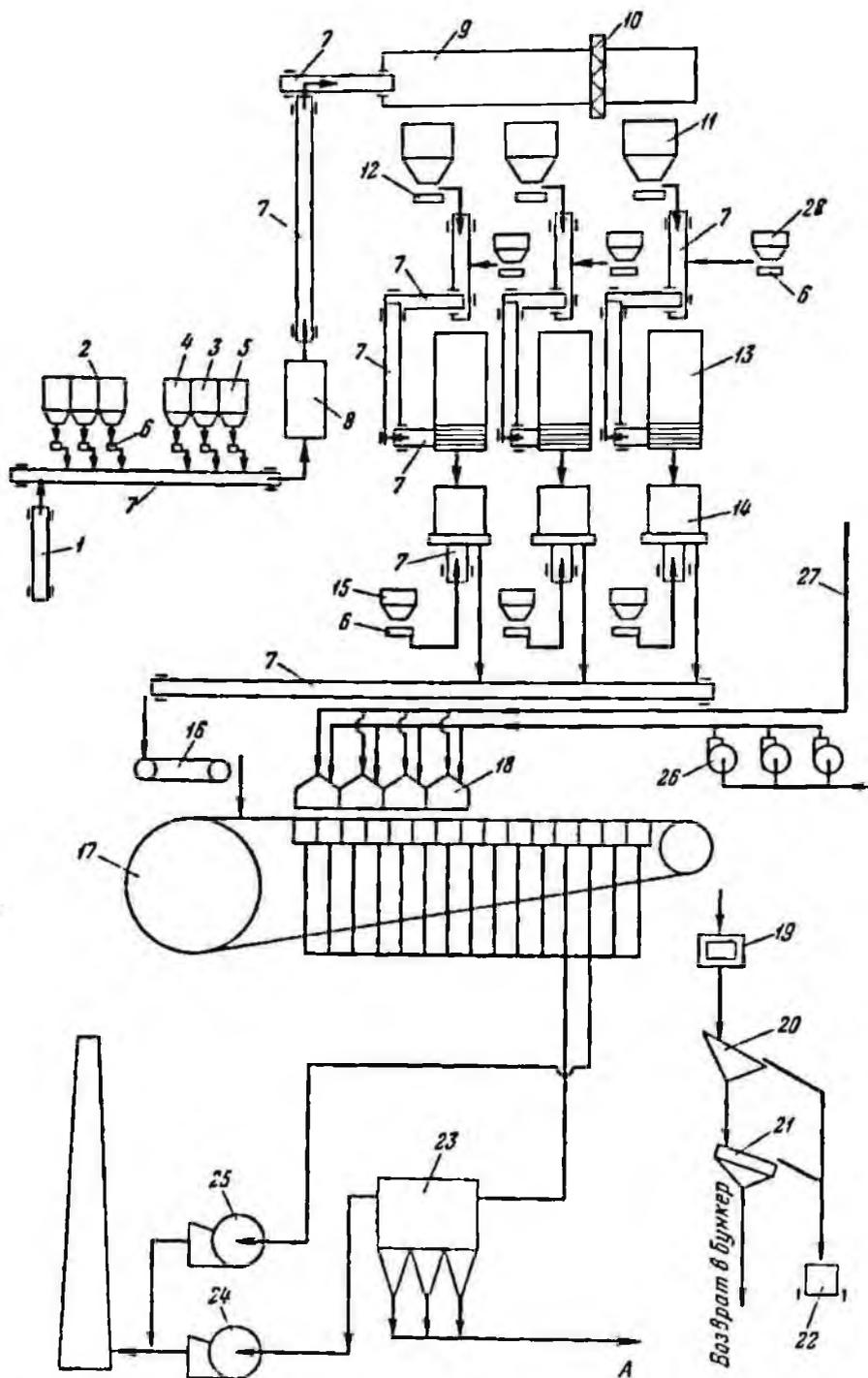


Рис. 98. Схема опытно-промышленной установки для получения окатышей

1— конвейер, передающий концентрат с шахтового отделения фабрики; 2— приемные бункеры концентрата (привозного со склада ЮГОК и других фабрик); 3— бункер возврата; 4— бункер извести; 5— бункер известняка; 6— тарельчатый питатель; 7— конвейер; 8— барабанный смеситель; 9— склад (емкость — суточный запас); 10— мостовой грейферный кран грузоподъемностью 15 т; 11— бункер; 12— тарельчатый питатель ДТ-200; 13— барабанный окомкователь (2700×9150 мм) с барабанным колосниковым грохотом; 14— опудриватель (барабан для накатывания топлива размерами 2700×3700 мм); 15— бункер топлива емкостью 50 м³; 16— челноковый ленточный укладчик; 17— агломерационная машина К-1-75, приспособленная для обжига окатышей; 18— горн; 19— одновалковая дробилка; 20— неподвижный колосниковый грохот; 21— вибрационный грохот (2000×4500 мм); 22 — ж.-д. вагон (А — возврат класса +0,5 мм в существующий конвейерный тракт шихты агломерационной фабрики); 23— циклон; 24— эксгаузер; 25— мельничный вентилятор; 26— вентилятор ВВД-9; 27 — трубопровод для коксодового газа; 28— бункер бектопита

на одной из машин агломерационной фабрики. Сухую измельченную железную известь, содержащую около 35% CaO, добавляли в количестве до 40% к влажному концентрату, что позволило снизить содержание влаги в шихте для окомкования до необходимых пределов (8,5—8%).

Полученные окатыши содержали 7,8% фракции — 3 мм (в агломерате 9,6%); при испытании в барабанах этих окатышей выход класса — 3 мм составил 18,9% (в агломерате 15,71%). Окатыши содержали 53,8% железа, 21,6% закиси железа, 9,16% окиси кальция и 14,25% кремнезема (работа выполнена под руководством академика З. И. Некрасова).

В результате опытной плавки было установлено, что производительность печи при работе на окатышах возросла на 7,9%, а расход кокса сократился на 7% по сравнению с аналогичными показателями при работе печи на агломерате такого же состава. Показатели промышленных опытов плавки окатышей и агломерата в одной из доменных печей Криворожского завода следующие:

	На окатышах	На агломерате НКГОК (4.VI—13.VII 1961 г.)
Выплавлено чугуна:		
т/сутки	1419	1315,4
%	107,9	100
Расход кокса, кг/т	599	644
Температура дутья, °С	757	794
Количество дутья, м ³ /мин	1970	1884
Перепад давлений дутья и колошниковых газов, атм	1,17	1,21
Количество вдуваемого природного газа, м ³ /г	5000	5000

Имеются все основания ожидать, что результаты окомкования высококачественных концентратов будут еще более благоприятными, поскольку они имеют меньше крупных зерен и меньшее содержание кремнезема, а следовательно, потребуется меньшая присадка флюсов.

3. Брикетирование [61]

Брикетирование железорудных концентратов не нашло в СССР промышленного применения. В связи с благоприятными свойствами концентратов для агломерации брикетирование, не успев получить должного развития, было вытеснено агломерацией. Следует также отметить, что причиной отказа от брикетирования было несовершенство технологии брикетирования и низкая производительность применявшегося в то время оборудования.

Брикеты в момент их изготовления не имели достаточной прочности и нуждались в обжиге, автоклавной обработке паром (или углекислотой), вылеживании в стеллажах и др. Даже наиболее приемлемые способы брикетирования руд, к которым относится метод, основанный на использовании в качестве связующего гашеной извести, не свободны от недостатков.

1. Чувствительность к влажности брикетируемого материала при недостатке влаги, последняя испаряется задолго до окончания схватывания, а при избытке процесс схватывания затягивается.

2. Непригодность метода для брикетирования тонких классов менее 0,15 мм и в особенности менее 0,074 мм. С уменьшением крупности руды получают брикеты с закрытыми капиллярными ходами, что затрудняет доступ кислорода к очагам коррозии и воздействие на брикет продуктов коррозии.

3. Непригодность метода для брикетирования бурых железняков.

4. Необходимость обработки металлической стружки в водном растворе поваренной соли.

5. Необходимость хранения брикетов в стеллажах для повышения их твердости и прочности.

Брикетирование железорудной мелочи на основе гашеной извести эффективно только при определенной влажности руды, составляющей 7—10%, необходимое удельное давление прессования высокое и составляет 500—900 кг/см². Первоначальная прочность брикетов низкая, что обуславливает необходимость их карбонизации или обработки паром, при этом вводятся в брикеты вредные для металлургического производства примеси — углекислота и влага.

Первые работы по брикетированию тонкоизмельченных концентратов Курской магнитной аномалии и Южного горнообогатительного комбината выполнил Украинский научно-исследовательский институт металлов. Для

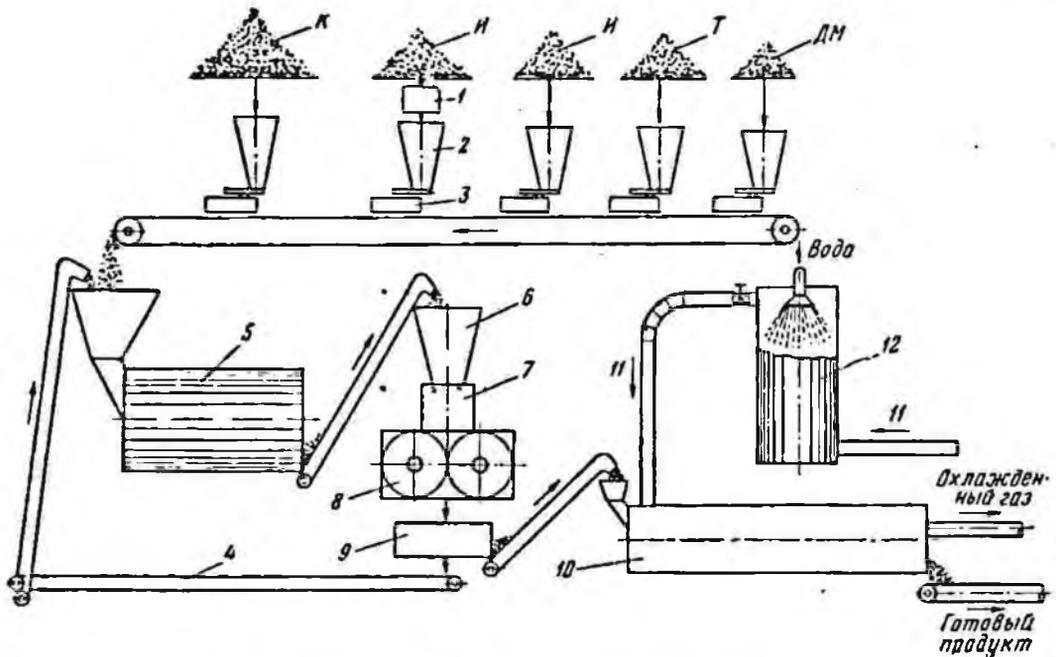


Рис. 99. Технологическая схема для производства брикетов

К — концентрат; Н — известь; Т — топливо; ДМ — доломит

брикетирования использовали вальцовый пресс. В качестве флюсующих и вяжущих веществ использовали негашеную и гашеную известь.

Для доменного производства изготавливали брикеты с основностью 1,0—1,5, мартеновского — 2,0—2,1 и конвертерного — 6,9—7,6. Проводились также опыты получения офлюсованных брикетов с добавлением 5—10% топлива (антрацит крупностью 5—0 и 0,5—0 мм). Первоначальная прочность брикетов была низкой. Сырые брикеты выдерживали нагрузку лишь 20—25 кг на брикет.

Для повышения прочности брикетов их подвергали карбонизации при температуре 350°C. Составлялась восстановимость брикетов и агломерата одинаковой основности в токе водорода при температуре 800°C в течение 40 мин. Восстановимость железорудных брикетов составляла 66,2%, а агломерата 51,1%.

На основании выполненных исследований была разработана технологическая схема производства брикетов (рис. 99). Тонкоизмельченный концентрат (или мелкая богатая железная руда), измельченное топливо, известь, предварительно погашенная в известегасителе 1, поступают через расходные бункеры 2 на тарельчатые питатели 3 и в дозированных соотношениях подаются (вместе с возвратом 4) в смеситель 5, в котором шихта тщательно перемешивается, усредняется и увлажняется. Далее готовая

шихта через приемный бункер 6 и уплотнитель шихты 7 поступает на вальцовый пресс 8 для брикетирования. Полученные брикеты освобождаются от мелочи на грохоте 9 и транспортером подаются в карбонизационную камеру 10 (мелочь конвейером 4 возвращается в смеситель).

Карбонизационная камера состоит из двух отделений: первого — для предварительной подсушки брикетов нагретым воздухом ($100\text{--}105^\circ\text{C}$) до влажности 4—6% и второго — для карбонизации брикетов в течение часа дымовыми газами 11. Дымовые газы охлаждаются и увлажняются в скруббере 12.

Институт УкрНИИУглеобогащение совместно с Украинским научно-исследовательским институтом металлов выполнил опытно-промышленное брикетирование железорудных концентратов Курской магнитной аномалии на опытной установке. Для этого применили также вальцовый пресс. Сырые брикеты подвергали карбонизации. Брикеты после их карбонизации показаны на рис. 100.

Работы по получению офлюсованных рудоугольных брикетов выполнил Московский горный институт. Брикеты, изготовленные на основе гашеной извести, подвергались карбонизации или пропарке. При использовании в качестве связующего жидкого стекла или сульфит-спиртовой барды брикеты нуждались в термической обработке.

Исследовательские и опытно-промышленные работы по брикетированию руд проводились в ФРГ, Польше, Румынии, Японии, Франции, ГДР, США и в других странах.

Опыты, проведенные в ГДР, показали, что рудные смеси можно удовлетворительно брикетировать с флюсующими добавками. При этом возможна добавка к брикетируемой шихте коксовой мелочи (2—0 мм), количество которой соответствует потребности в твердом восстановителе при прямом получении железа и руд. Сопротивление сырых брикетов сжатию составляло 70 кг/см^2 .

Аналогичное воздействие на прочность брикетов оказывает типовая обработка их при $200\text{--}300^\circ$ в течение 1—2 час.

Исследованиями установлено, что наилучшими являются брикеты, состоящие из 50% руды, 40% гидрата окиси кальция и 10% коксика. Прочность брикетов повышалась с увеличением давления прессования и времени хранения брикетов в атмосферных условиях. На заводе Максхютте проплавливали брикеты в низкошахтной печи. При этом была получена экономия топлива на 14,7% и повышена производительность печи на 21%.

На основе исследований, проведенных в ФРГ, установлено, что мелкозернистые и пылеватые руды, смешанные с мягким бурым углем и гашеной известью, можно брикетировать без специального связующего путем применения штемпельных или кольцевых прессов. При этом установлено, что наилучшим горючим для производства рудоугольных брикетов является кокс или коксующиеся угли.

Тщательное перемешивание компонентов и тонкое измельчение их позволяют получить вполне удовлетворительные результаты даже для смесей из антрацитов и трудновосстановимых магнетитовых руд.

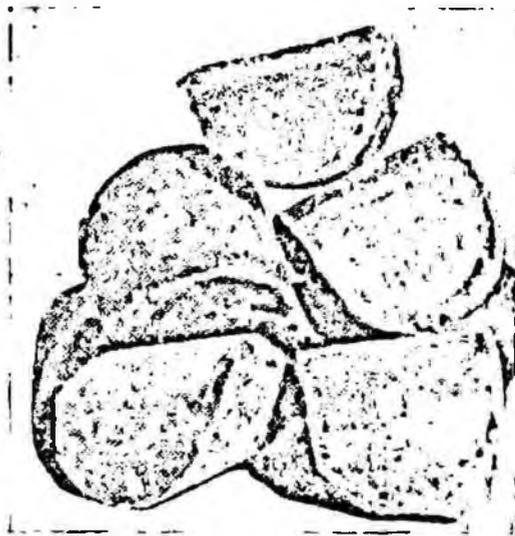


Рис. 100. Внешний вид брикетов после их карбонизации

При получении рудноугольных брикетов использовалась также мелочь неспекающихся углей. Тонкоизмельченную железную руду с мелочью неспекающихся углей смешивали со связующими (пек, сульфатный щелок), шихту брикетировали на вальцовых прессах. Брикеты проходили тепловую обработку в сушильной установке при 250°C, а затем подвергались полукоксованию во вращающейся реторте при температуре 550—600°C. Длительность процесса полукоксования — 3 часа. Затем брикеты проплавливали. Расчеты показали, что при этом достигается экономия на 30% по сравнению со стоимостью чугуна, полученного в доменных при переработке 50% агломерата и 33% кусковой руды.

Основные преимущества метода: расширение ресурсов, используемых в металлургии углей, включая длиннопламенные, повышение выходов смолы по сравнению с высокотемпературным коксованием, уменьшение капитальных затрат.

В Днепропетровском горном институте проводились исследования по брикетированию железорудных концентратов, где в качестве связующего первоначально были применены дегтебитумные эмульсии обратного типа (капли воды в дегте или битуме), а в последующем — прямые битумные эмульсии (капли битума в воде)¹.

Как известно, каменноугольный пек, нефтяные битумы (а также и другие связующие органического происхождения) в расплавленном состоянии не смачивают холодную и влажную поверхность частиц руды или угля и не прилипают к ней.

Поэтому при использовании связующих органического происхождения брикетируемый материал предварительно сушат и одновременно подогревают.

Применение дегтебитумных или битумных эмульсий позволяет брикетировать рудную и рудноугольную мелочь в холодном состоянии, т. е. без подогрева рудных компонентов шихты и эмульгированного связующего. Обволакивание холодных и влажных рудных частиц связующим достигается благодаря вытеснению с их поверхности влаги поверхностно-активными веществами, содержащимися в эмульсии.

При изготовлении офлюсованных рудных брикетов кальций взаимодействует с органическими кислотами дегтя, вследствие чего образуются кальциевые соли органических кислот, являющиеся хорошими связующими.

Приготовление битумных эмульсий несложно и осуществляется в диспергаторах или в простых тихоходных лопастных мешалках. При изготовлении дегтебитумных эмульсий использованы нефтебитумы марок БН-III и БН-IV Дрогобычского нефтеперерабатывающего завода и каменноугольный деготь Днепропетровского коксохимического завода им. Калинина.

В результате проведенных исследований была разработана рецептура изготовления дегтебитумной эмульсии.

Нефтебитум БН-III (45—50 вес. ч.) нагревают в мешалке с обогревом до температуры 130—140°C, смешивают с 5—8 вес. ч. подогретого каменноугольного дегтя. Затем постепенно вводят в мешалку 50—42 вес. ч. 0,15%-ного водного раствора каустической соды (или 0,5%-ного раствора кальцинированной соды), нагретого до 90—95°C, и перемешивают в течение 5—7 мин. При применении более тугоплавкого нефтебитума БН-IV соотношение компонентов изменяется. На 25—30 вес. ч. нефтебитума требуется 20—25 вес. ч. каменноугольного дегтя и до 50 вес. ч. 0,15%-ного водного раствора каустической соды. Эмульсия может быть изготовлена и без каустической (или кальцинированной) соды только за счет поверхностно-активных веществ (кислот, фенолов и др.), содержащихся в дегте, но в этом случае расход каменноугольного дегтя должен быть несколько увеличен.

Далее поступают следующим образом: 16 вес. ч. холодной дегтебитум-

¹ Работа по брикетированию концентратов проводилась А. Г. Шпахлером, Л. В. Корчагиным, П. Г. Нестеренко, В. И. Кармазиным и др.

ной эмульсии (8 вес. ч. сухого связующего) смешивают с 92 вес. ч. (в расчете на сухую массу) рудной мелочи и полученную шихту в холодном состоянии брикетируют при удельных давлениях 200—250 кГ/см^2 . Для брикетов из марганцевой руды расход чистого связующего составлял 10%.

При проведении исследований брикетировали товарный и высококачественный концентраты Ново-Криворожского горнообогатительного комбината, а также марганцевый концентрат треста Никопольмарганец. В целях повышения удельного веса брикетов часть продуктов была получена из концентрата в смеси с тонкоизмельченной окалиной прокатных станков Днепропетровского завода им. Петровского.

Зависимость удельного веса полученных брикетов от содержания в шихте окалины следующая:

Содержание окалины в шихте, %	10	20	30	40
Удельный вес брикетов, г/см^3	3,17	3,26	3,37	3,49

Брикеты подушкообразной формы весом 180 г после 20—24-часового хранения в атмосферных условиях (рис. 101) обладали прочностью, отвечающей предъявляемым требованиям, коэффициент сбрасывания составлял 92—94%, а сопротивление сжатию 50—60 кГ/см^2 .

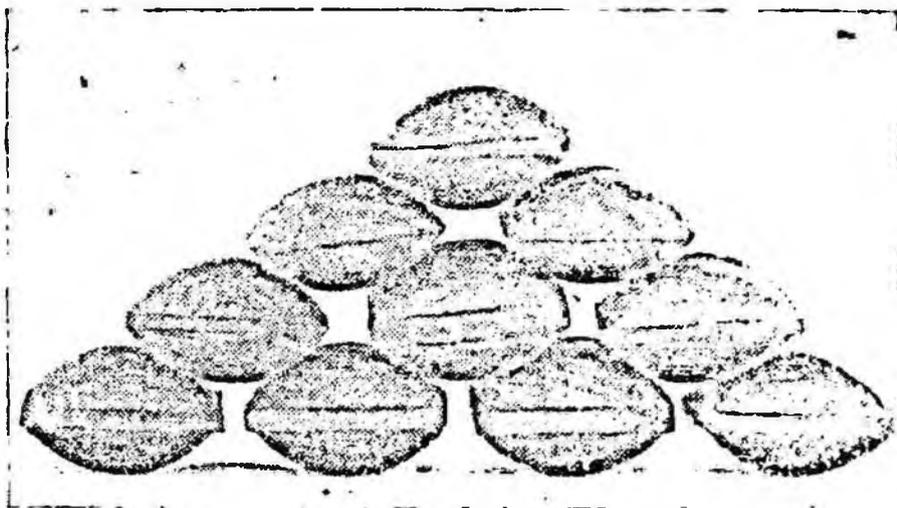


Рис. 101. Внешний вид брикетов подушкообразной формы, полученных из концентрата НКГОК в смеси с окалиной (вес 180 г после 20—24-часового хранения в атмосферных условиях)

Отвердевание брикетов происходило вследствие испарения избыточной влаги и окисления битума, для получения товарного брикета уже в момент их изготовления было решено использовать в качестве связующего прямые нефтебитумные эмульсии.

Применение прямых битумных эмульсий предпочтительнее обратных, так как для их приготовления не требуются диспергаторы, а пригодны тихоходные лопастные мешалки типа контактных чанов. В таких мешалках можно готовить высокоустойчивые эмульсии 80—90%-ной концентрации.

Вследствие незначительной вязкости (близкой к воде) эмульсия хорошо смачивает рудные частицы. После распада эмульсии поверхность рудных частиц прочно связана с пленкой связующего.

При выполнении работ в качестве связующего были использованы прямые нефтебитумные эмульсии, полученные на основе нефтебитумов БН-II и БН-III. Эмульгирование проводилось при температуре 80—90°C в лопастной мешалке.

В качестве эмульгатора применили сульфит-спиртовую барду (отход при сульфитной варке древесины со значительной концентрацией солей лигнин-сульфоновых кислот), а в качестве заполнителя — портланд-цемент марки 500. Расход эмульгатора составил 3%, заполнителя — 0,7—0,9% к битуму.

Битумную эмульсию 80%-ной концентрации разбавляли водой (20°C) до заданной концентрации.

Применялись прямые битумные эмульсии 40, 60 и 80%-ной концентрации. Лучшие результаты были получены в случае применения эмульсии 60%-ной концентрации. В этом случае достигается хорошее обволакивание рудной мелочи связующим, несколько меньший расход связующего и большая прочность брикетов. С увеличением влажности руды концентрация битума в эмульсии может быть выше. Установилась также зависимость прочности брикетов от давления прессования, расхода связующего и влажности материала.

Результаты исследования показали, что с увеличением удельного давления до 200 кг/см² прочность брикетов растет. Повышение давления до 600—800 кг/см² практически не меняет прочности брикетов. При использовании в качестве связующего эмульсии 60%-ной концентрации расход связующего (в пересчете на сухую массу) составлял 8—9%, а 80%-ной концентрации — 10%.

Наиболее прочные брикеты были получены из шихты влажностью 3—5%. Из шихты влажностью 12—14% получить брикеты с достаточной прочностью в момент их изготовления не удалось. Только по истечении 14—16-часового отвердевания их в атмосферных условиях прочность брикетов отвечает требованиям.

Зависимость прочности железорудных брикетов (из концентрата НКГОК, расход чистого связующего 9%, удельное давление 200 кг/см², эмульсия 60%-ной концентрации) от продолжительности отвердевания их в атмосферных условиях следующая.

Продолжительность отвердевания брикетов в атмосферных условиях, час.	Коэффициент сбрасывания, %	Сопротивление сжатию, кг/см ²	Продолжительность отвердевания брикетов в атмосферных условиях, час.	Коэффициент сбрасывания, %	Сопротивление сжатию, кг/см ²
2	81,0	12,0	18	87,8	42,0
6	83,9	16,0	22	89,1	60,0
10	84,7	22,0	26	92,0	68,0
14	86,6	34,0	48	98,8	80,0

Для получения брикетов достаточной прочности приготовленную шихту брикетировали не сразу, а после ее подсушки в атмосферных условиях. Время подсушки шихты перед ее брикетированием составляло 14—16 час. Брикеты из подсушенной в атмосферных условиях шихты в момент выхода

Таблица 83

Зависимость необходимого времени подсушки от температуры теплоносителя (концентрат НКГОК, расход связующего 9%, эмульсия 60%-ной концентрации, удельное давление 200 кг/см²)

Температура теплоносителя, °C	Продолжительность подсушки, час.	Коэффициент сбрасывания, %	Сопротивление сжатию, кг/см ²
40	1	85,3	28
40	2	86,1	31
60	1	86,2	34
60	2	88,0	42
80	1	86,9	39
80	2	92,3	56

из пресса обладали достаточной прочностью, водоустойчивостью и термостойкостью.

Устанавливалась также зависимость необходимого времени подсушки от температуры теплоносителя. Результаты этого исследования показаны в табл. 83. Из данных табл. 83 видно, что с увеличением температуры теплоносителя необходимое время подсушки шихты сокращается, а прочность брикетов растет. При повышении температуры до 120°C прочность брикетов не увеличивалась.

Достаточно двухчасовой подсушки шихты при температуре 60—80°C, чтобы получить брикеты удовлетворительной прочности на выходе их из прессов.

Поскольку требуемое удельное давление прессования по разработанному Днепропетровским горным институтом способу незначительное, оказывается возможным применение вальцовых прессов.

Первые опыты брикетирования шихты на промышленном вальцовом прессе подтвердили это. При использовании высокопроизводительных вальцовых прессов, выпускаемых нашей промышленностью, брикетирование руд становится более эффективным и экономичным процессом по сравнению с агломерацией и другими способами окускования. Опытные образцы вальцовых прессов производительностью 50 т/час для угля и до 100 т/час для руды изготовляет машиностроительный завод им. 15-летия ЛКСМУ Донецкого совнархоза.

Техническая характеристика пресса следующая:

Производительность по угольному брикету, т/час	50
Крупность прессуемого материала, мм	до 6
Удельное давление прессования, кг/см ²	до 250
Диаметр валка, мм	1108
Ширина валка, мм	464
Скорость вращения валков, об/мин	10,5
Размеры брикета, мм	58×58×38.

Исходя из стоимости брикетирования 1 т углей на действующих у нас брикетных фабриках, можно считать, что на рудобрикетных фабриках большой мощности стоимость передела 1 т шихты будет на 30—70 коп. меньше, чем при окусковании ее агломерацией. Потребуется меньший объем зданий, капитальные затраты будут также меньше.

Сравнение экономических показателей окускования железорудной мелочи агломерацией и брикетированием

Показатели	Агломерация	Брикетирование
Капитальные затраты, %	100,0	49,0—52,0
Объем зданий на 1 т суточной производительности, м ³	25—30	14—18
Удельный расход электроэнергии на 1 т продукции, квт-ч	17—22	6—8
Стоимость передела 1 т, руб.	1,5—1,9	1,0—1,3

Важным преимуществом брикетирования тонкоизмельченных магнетитовых концентратов по сравнению с агломерацией является возможность получения брикетов желаемой формы, размера, плотности и основности без расхода коксика, а при обработке металлизированных концентратов и криц, вообще без расхода связующего.

Следовательно, можно изготавливать брикеты, пригодные в качестве заменителя железного лома в мартеновском и конвертерном производствах. Другим важным достоинством брикетирования является возможность замены доменного кокса, как восстановителя, коксовой или угольной мелочью в случае применения офлюсованных рудоугольных брикетов. Производство таких брикетов организовано, например, в ФРГ.

Использование высококачественных концентратов в металлургии

1. Доменная плавка агломерата из высококачественного концентрата [68]

Плавка проводилась на печи № 3 Криворожского металлургического завода, так как только на ней имелся резерв повышения температуры дутья, что имело большое значение в условиях работы на малом количестве шлака ¹.

Однако доменная печь № 3 имеет одну характерную особенность, неблагоприятно влияющую на эффективность ее работы. При принятых размерах

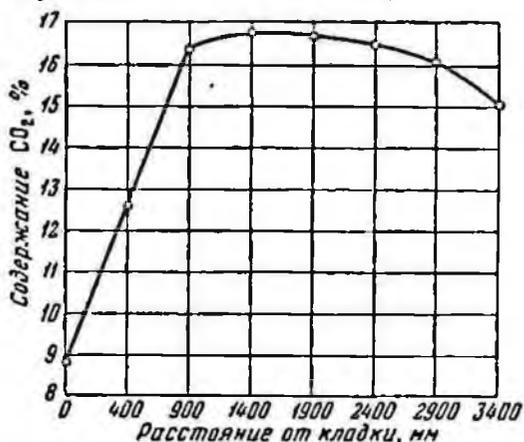


Рис. 102. Характерный состав газа по радиусу колошника

высоты и диаметра фурм печь работает удовлетворительно только при значительной подгрузке центра железосодержащими материалами. Это подтверждается кривой изменения содержания двуокиси углерода в газе по радиусу колошника при загрузке материалов по системе ККАК 1,5 АА (рис. 102). При загрузке периферии железосодержащими материалами ход печи становится неустойчивым.

Ход печи не смог обеспечить экономичное развитие процесса и удельный расход кокса составил около 600 кг/т чугуна.

Во время опытной плавки шихта состояла из богатого агломерата, марганцевой руды и доломитизированного известняка. В период сравнения опытный агломерат был заменен обычным.

В табл. 84 приведен химический состав материалов в опытный и сопоставимый периоды.

Основность опытного агломерата, поступающего в доменный цех, колебалась в широком диапазоне (в пределах 0,86—1,30) в связи с малым сроком плавки (5 суток) и недостаточным усреднением высококачественного концентрата.

По данным ситового анализа (табл. 85) можно судить, что крупность опытного агломерата была удовлетворительной, и среднее содержание фракции 5—0 мм составило 13,6%.

Доломитизированный известняк и кокс за время работы печи по физико-химическим свойствам оставались постоянными.

В табл. 86 приведен химический состав шихтовых материалов, принятый в качестве исходных данных для расчетов.

Принято, что кокс содержит 9,6% золы, 41,78% серы.

Для расчета принят следующий химический состав чугуна (%): SiO₂ — 1,0; Mn — 0,8; S — 0,05; P — 0,05; C — 3,8 и Fe — 94,3.

¹ Данные опытной плавки Л. Г. Покрышкина, проведенной под руководством акад. З. И. Некрасова.

Таблица 84

Химический состав исходных материалов и колошниковой пыли в опытный и сопоставимый периоды

Продукт	Содержание, %						
	Fe	Mn	S	P	FeO	Fe ₂ O ₃	MnO
Агломерат опытный . . .	59,5	0,036	0,046	0,024	16,1	67,1	0,047
Агломерат НКГОК . . .	51,6	0,029	0,037	0,030	12,5	59,8	0,037
Известняк доломитизированный	1,32	—	0,026	0,014	—	1,87	—
Руда марганцевая III сорта	3,57	30,6	0,043	0,143	—	5,1	49,0
Колошниковая пыль при опытном агломерате . .	50,0	1,39	0,217	0,026	19,2	50,2	1,80
Колошниковая пыль при агломерате НКГОК . .	36,5	1,84	0,035	0,033	10,1	40,7	2,39

Продукт	Содержание, %						
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	п.п.п.	C	H ₂ O
Агломерат опытный . .	7,25	0,55	7,96	0,32	—	0,24	—
Агломерат НКГОК . .	12,75	1,04	12,80	0,72	—	0,36	—
Известняк доломитизированный	1,3	1,55	39,54	12,2	43,44	—	1,8
Руда марганцевая III сорта	24,9	2,20	4,29	2,02	12,05	—	—
Колошниковая пыль при опытном агломерате .	9,80	1,01	7,08	0,81	1,46	8,4	—
Колошниковая пыль при агломерате НКГОК .	13,7	1,11	11,34	1,43	1,67	13,64	—

Таблица 85

Ситовой анализ опытного и рядового агломерата

№ п/п	Выход (%) классов крупности, мм									Агломерат
	+80	80—60	60—40	40—25	25—10	10—5	5—3	3—0	5—0	
1	12,5	11,4	8,9	12,1	17,6	19,0	2,0	16,5	18,5	Опытный
2	16,5	8,0	7,1	13,6	26,4	14,2	1,7	11,8	13,5	
3	15,3	4,5	7,1	25,9	20,0	15,5	1,1	10,6	11,7	
4	46,3	6,6	8,8	11,1	9,3	7,2	2,6	8,1	10,7	
5	22,6	7,6	8,0	15,7	18,8	14,2	1,8	11,8	13,6	
6	7,7	2,6	5,9	10,7	28,2	29,4	4,0	12,1	16,1	Рядовой
7	4,7	4,8	8,5	15,1	34,0	20,3	3,0	9,6	12,6	
8	6,2	3,7	6,9	12,9	31,1	24,5	3,5	10,9	14,4	

Железосодержащая часть шихты состояла на 100% из опытного агломерата.

1. *Расход кокса.* Увеличение содержания железа в шихте на 1% приводит к уменьшению удельного расхода кокса на 2—2,5%. В данном случае

Химический состав исходных материалов для доменной плавки

Продукт	Химический состав, %									
	Fe	FeO	Fe ₂ O ₃	Mn	P	S	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
Агломерат опытный . . .	61,6	15,2	71,2	—	0,029	0,042	6,0	0,35	6,59	0,29
Агломерат фабрики . . .	51,0	10,3	61,5	—	0,029	0,042	13,0	1,3	13,1	0,77
Руда марганцевая II сорта	3,8	—	5,4	38,0	0,147	0,025	25,0	2,3	3,6	1,5
Известняк доломитизированный	1,8	—	2,6	—	0,019	0,030	1,70	0,9	41,7	10,2
Зола кокса	19,0	—	27,2	—	0,119	0,32	39,4	23,7	3,4	1,35

примем, что на каждый процент железа экономия кокса составит 2,2% и будет равна:

$$(61,5 - 51,0) \cdot 2,2 = 23,1\%.$$

Расход кокса на доменной печи № 3 за длительный период составлял 595 кг/т чугуна. При работе на опытном агломерате он должен равняться:

$$595 \cdot \frac{100 - 23,1}{100} = 457 \text{ кг/т.}$$

Принимаем расход кокса равным 460 кг/т чугуна.

2. Расход марганцевой руды. Приняв степень восстановления марганца равной 60%, рассчитаем, сколько его необходимо ввести в печь для выплавки 1 т чугуна с содержанием марганца 0,8%:

$$8 \cdot \frac{100}{60} \approx 13,3 \text{ кг.}$$

Марганцевой руды II сорта, содержащей 38% Mn, необходимо для выплавки 1 т чугуна

$$13,3 \cdot \frac{100}{38} \approx 35 \text{ кг.}$$

3. Расход агломерата и доломитизированного известняка определяется из системы уравнений, одно составляется по железу, а другое исходя из принятой основности шлака 1,25 (CaO/SiO₂):

$$6,66x + 0,038 \cdot 35 + 0,018y + 0,096 \cdot 0,19 \cdot 460 = 943,$$

$$\frac{0,0659x + 0,036 \cdot 35 + 0,417y + 0,096 \cdot 0,034 \cdot 400}{0,96 + 0,25 \cdot 35 + 0,017y + 0,096 \cdot 0,394 \cdot 0,400 - 24,1} = 1,25,$$

где x — расход агломерата; y — расход доломитизированного известняка. При решении системы уравнений получим:

$$x = 1514 \text{ кг;} \\ y = 37 \text{ кг.}$$

Принимаем: расход агломерата 1520 кг и расход доломитизированного известняка 40 кг.

Величину рудной части в одну подачу приняли такой, какой она была при плавке на обычном агломерате НКГОК. Тогда расход материалов на одну подачу составит: агломерата — 24 т, марганцевой руды — 0,5 т, доломитизированного известняка — 0,6 т, кокса — 7,25 т.

Предполагаем, что если интенсивность хода доменной печи при пере-
принимать по 155 подач в сутки.

Выход чугуна из подачи составляет

$$24 \cdot 0,616 \approx 15 \text{ т.}$$

Можно ожидать, что производительность доменной печи в период опыт-
ной плавки составит

$$\frac{155 \cdot 15}{0,949} = 2449 \text{ т/сутки}$$

или же $2449 : 7 \approx 350 \text{ т}$ за выпуск.

Учитывая особенности работы доменной печи № 3, решили в период
опытной плавки установить график из 9 выпусков в сутки. Тогда выпуск
чугуна за один выпуск будет

$$2449 : 9 = 272 \text{ т.}$$

Переход на плавку с опытным агломератом провели в два этапа. Желе-
зосодержащая часть шихты первого этапа состоит на 50% из рядового и
на 50% из опытного агломератов. На этой шихте печь должна проработать
8—12 час. и только потом перейти на шихту 100%-ного опытного агло-
мерата.

Для переходного периода расчет шихты был произведен из тех же усло-
вий, на основании которых делался расчет шихты периода опытной плавки.

В этом периоде экономия кокса составит

$$\frac{(61,6 - 51,0) \cdot 2,2}{2} = 11,6 \%,$$

а удельный расход кокса на 1 т чугуна

$$596 \cdot \frac{100 - 11,6}{100} = 526 \text{ кг.}$$

Принимаем расход кокса 526 кг/т чугуна.

Расход марганцевой руды принимаем таким же, как в предыдущем
случае, т. е. 35 кг/т. чугуна.

Расход опытного и обычного агломератов и доломитизированного из-
вестняка определится из системы уравнений:

$$0,616x + 0,51z + 0,038 \cdot 36 + 0,018y + 0,096 \cdot 0,19 \cdot 460 = 943,$$

$$\frac{0,0659x + 0,181z + 0,036 \cdot 35 + 0,417y + 0,096 \cdot 0,034 \cdot 460}{0,06x + 19z + 0,25 \cdot 36 + 0,017y + 0,096 \cdot 0,094 \cdot 460} = 1,25,$$

где x — расход опытного агломерата; y — расход доломитизированного
известняка; z — расход рядового агломерата.

После решения системы уравнений получается: расход опытного агло-
мерата 820 кг/т чугуна; расход рядового агломерата 820 кг/т; расход до-
ломитизированного известняка 100 кг/т.

Расход материалов на одну подачу составит (т):

опытного агломерата	12
рядового агломерата	12
марганцевой руды	0,5
доломитизированного известняка	1,5
кокса	7,76.

Балансовая таблица для шихты, содержащей 50% рядового

Материал *	Расход материала на 1 т чугуна, кг	Fe	P	Mn	Si
Агломерат НКГОК	820	418,2	0,24	—	—
Агломерат опытный	820/1520	505,1/936	0,26/0,30	—	—
Марганцевая руда II сорта . . .	35/35	1,3/1,3	0,05/0,05	13,3/13,3	—
Доломитизированный известняк	100/40	0,2/0,2	—/0,01	—	—
Кокс	330/480	10,1/8,4	0,06/0,06	—	—
Всего вносится	—	935,5/946,9	—/0,48	—/8,0	—
Переходит в чугун	—	934,3/945,0	0,06/0,43	8,0/8,0	10,0/10,0
Переходит в шлак	436,8/259,65	1,2/0,9	—	—	—
Состав шлака, %	100,0/100,0	—	—	—	—

* Числитель — при добавке 50% рядового агломерата; знаменатель — 100% опытного агло-

Выход чугуна из подачи равен

$$12 \cdot 0,616 + 12 \cdot 0,51 = 13,5 \text{ т.}$$

Суточная производительность печи будет равна

$$\frac{155 \cdot 13,5}{0,943} = 2218 \text{ т.}$$

Для оценки условий десульфурации чугуна в доменной печи составлена балансовая таблица проплавленных сырых материалов для обоих вариантов шихты (табл. 87).

При переходе печи на работу со 100%-ным опытным агломератом выход шлака по расчету сокращается до 260 кг/т чугуна вместо 440 кг/т в переходном периоде. Для получения 0,05% серы в чугуне необходимо значительное увеличение коэффициента распределения серы между чугуном и шлаком. При работе на опытном агломерате ($S_{ш}$) : [$S_ч$] должен повыситься до 56 против 38 при промежуточном периоде работы. Содержание серы в шлаке при этом достигает 2,8%.

Необходимо добиться повышения температуры и основности шлака для успешного развития процесса десульфурации, ибо указанное выше содержание серы в шлаке в практике работы Криворожского завода не встречалось.

Повысить основность шлака возможно, так как при этом он будет обладать достаточно хорошими физико-химическими свойствами.

В табл. 88—90 приведены данные о работе печи в период опытной плавки, сопоставимый период и за неделю до перехода на опытный агломерат.

С переходом на опытный агломерат увеличился расход дутья почти на 100 м³/мин за счет того, что улучшилась газопроницаемость столба шихтовых материалов и повысилась температура дутья до 950—1000°С.

Удельный расход кокса снизился на 90 кг/т чугуна, а производительность доменной печи увеличилась на 460 т/сутки.

Увеличение выхода чугуна при работе на опытном агломерате достигло 23,9%, а также содержание двуокиси углерода в газе и уменьшение отношения CO : CO₂ (см. табл. 89) подтверждают экономичность процесса плавки.

Процесс обессеривания металла протекал удовлетворительно, содержание серы в чугуне составило 0,069% (в отдельных случаях содержание серы увеличилось до 0,080—0,084% за счет снижения основности шлака).

агломерата, и для шихты из 100% опытного агломерата

S	FeO	MnO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO
0,34	—	—	106,6	10,7	107,4	6,3
0,22/0,08	—	—	49,2/91,1	2,9/5,32	54,0/100,0	2,4/4,4
—	—	—	8,8/8,8	0,8/0,8	1,3/1,3	0,5/0,5
—	—	—	1,7/0,4	0,9/0,20	41,7/16,4	10,2/5,1
9,44/8,21	—	—	20,9/17,4	12,6/10,4	1,8/1,5	0,7/0,6
10,0/8,29	—	—	187,2/117,7	27,9/16,72	206,2/119,2	20,1/10,6
0,5/0,5	—	—	21,4/21,4	—	—	—
8,5/7,38	1,5/7,2	6,8/6,85	165,8/96,3	27,9/16,72	206,2/120,6	20,1/10,6
1,9/2,3	0,3/0,5	1,6/2,6	33,0/37,1	6,4/6,4	47,2/46,5	4,1/4,1

мерата.

Производительность печи составляла 2300 *г/сутки* чугуна, а за 24 рабочих часа — 2550—2600 *г/сутки*, расход кокса достигал 465 *кг/т* чугуна.

Из сказанного можно сделать вывод, что при нормальной работе печи увеличение содержания железа на 1,0% в пределах 51,5—59,5% может дать прирост производства не на 2—2,5%, а на 3,0—4,0%.

Данные табл. 88—90 показывают, что при переходе на проплавку опытного агломерата фактическая производительность печи увеличилась на 340 *г/сутки*, т. е. на 17,7%, производство чугуна за 24 рабочих часа возросло на 24,0%, а удельный расход кокса сократился на 13,5%.

Работа печи на опытном агломерате позволяет увеличить расход дутья, так как уменьшение выхода шлака значительно улучшает газопроницаемость столба шихтовых материалов. Благодаря повышению степени форсирования работы печи (рудная нагрузка уменьшалась, а нагрузка по железу увеличилась на 9%), интенсивность горения по коксу и суммарному углероду увеличилась.

Основность шлака периода опытной плавки была принята равной 1,25 (так как в условиях Криворожского завода шлак при такой основности содержал 2—2,1% серы).

По заданным условиям при работе на опытном агломерате содержание серы в шлаке должно быть в среднем равно 2,8%.

Для изучения условий обессеривания чугуна в сопоставимом и опытном периодах отбирались пробы верхнего и нижнего шлака при каждом выпуске.

Состав шлака в обоих периодах приведен в табл. 91.

Из данных, приведенных в табл. 91, видно, что в период опытной плавки содержание серы в верхнем и нижнем шлаках было более высокое. Это объясняется повышенной основностью шлака в этот период. При сопоставлении анализов верхнего и нижнего шлаков необходимо отметить, что в сопоставимый период содержание серы в первом было меньше, чем во втором, так как нижний шлак находился в более длительном контакте с металлом. В период опытной плавки верхний шлак содержал больше серы, чем нижний. Это связано с тем, что при малом количестве шлака для обессеривания большое значение имеет его нагрев. У верхнего шлака более высокая температура, так как он меньше охлаждается чугуном, а потому и серопоглотительная способность его оказалась более высокой.

В период опытной плавки состав агломерата не оставался постоянным, вследствие чего основность шлака изменялась в широком диапазоне.

График изменения содержания серы в верхнем шлаке опытного периода при увеличении его основности приведен на рис. 103. Из графика видно,

Показатели	Среднее за 8—14.III	16.III	17.III	18.III	19.III	20.III	Среднее за 16—20.III	Среднее за 23—30.III
Производство, т/сутки	1929,2	2390,9	2202,3	2101,6	2347,6	2238,2	2266,1	1926,1
К. и. п. о., м ³ /т	0,718	0,580	0,680	0,659	0,590	0,606	0,612	0,720
Производство за 24 рабочих часа, т	1929,2	2390,9	2202,3	2217,1	2600,4	2534,6	2389,1	1926,1
К. и. п. о., м ³ /т за 24 рабочих часа	0,718	0,580	0,630	0,625	0,533	0,547	0,580	0,720
Кокс, кг/т чугуна	585	493	559	552	465	466	507	586
Интенсивность горения кокса, т/м ³	0,817	0,849	0,888	0,837	0,790	0,768	0,826	0,813
Интенсивность горения (суммарно С), т/м ³	0,752	0,784	0,836	0,753	0,746	0,724	0,768	0,758
Агломерат опытный, кг/т чугуна . .	—	1588	1736	1760	1565	1574	1645	—
Агломерат НКГОК, кг/т чугуна . . .	1928	—	—	—	—	—	—	1974
Агломерат своей фабрики, кг/т чугуна	220	—	—	—	—	—	—	—
Руда марганцевая, кг/т чугуна . . .	41	32	35	36	32	32	33	40
Всего рудной сыпи, кг/т чугуна . . .	2189	1620	1771	1796	1597	1606	1678	2014
Вынос пыли, кг/т чугуна	106	101	161	176	79	104	124	110
Рудная нагрузка, т/т кокса	3,56	3,08	2,88	2,94	3,26	3,22	3,07	3,25
Доля агломерата, %	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
Основность агломерата	1,05	1,03	1,04	1,11	1,06	1,04	1,05	1,05
С в агломерате, %	51,5	59,4	60,8	59,6	59,1	58,6	59,5	51,9
Известняк доломитизированный, кг/т чугуна	162	77	69	61	60	54	64	137
Подачи	155	155	156	151	150	147	152	155

Таблица 89

Режим работы доменной печи № 3

Показатели	Среднее за 8—14.III	16.III	17.III	18.III	19.III	20.III	Среднее за 16—20.III	Среднее за 23—30.III
Расход природного газа, м ³ /т чугуна	68,0	60,0	75,4	78,0	68,8	73,9	71,9	74,6
Количество дутья, м ³ /мин	2575	2666	2732	2784	2704	2738	2739	2670
Давление дутья, ати	2,12	2,21	2,24	2,11	2,04	2,10	2,14	2,25
Температура дутья, °С	910	970	988	960	972	948	967	928
Отношение природного газа к дутью, %	3,30	3,74	4,20	4,06	4,15	4,20	4,07	3,8
Перепад давления, ати	1,08	1,15	1,19	1,05	0,98	1,03	1,08	1,22
<i>Колошниковый газ</i>								
Давление, ати	1,04	1,06	1,05	1,06	1,06	1,07	1,06	1,04
Температура, °С	320	350	380	380	3,80	379	376	356
<i>Химический состав, %</i>								
CO ₂	14,3	15,1	16,1	15,3	15,0	15,1	15,2	14,0
CO	24,7	24,6	23,2	23,4	23,3	23,5	23,6	24,8
CH ₄	0,4	0,1	0,2	0,1	0,2	0,2	0,2	0,2
H ₂	5,8	6,3	6,9	6,1	7,2	6,0	6,5	6,4
Na ₂	55,5	53,9	54,2	55,1	54,3	55,2	54,5	54,6
Отношение CO/CO ₂	1,727	1,630	1,560	1,680	1,552	1,556	1,583	1,772

Химический состав чугуна и шлака доменной печи № 3 в период опытной плавки

Показатель	Среднее за 8—14.III	16.III	17.III	18.III	19.III	20.III	Среднее за 16—30. III	Среднее за 23—30.III
Чугун, % SiO ₂	0,92	0,70	0,70	1,10	0,94	1,00	0,89	0,81
Мп	0,55	0,59	0,67	0,60	0,60	0,47	0,59	0,45
S	0,057	0,068	0,054	0,056	0,067	0,074	0,062	0,060
C	—	—	4,22	4,10	4,23	4,28	4,21	4,04
P	0,65	0,057	0,060	0,047	0,064	0,046	0,051	0,060
Шлак, % SiO ₂	39,6	38,3	37,7	38,5	39,4	29,2	38,4	30,6
Al ₂ O ₃	6,0	6,1	6,2	6,1	6,2	6,2	6,2	5,9
CaO	47,5	47,4	48,6	47,2	48,2	48,1	47,9	47,3
MgO	3,4	3,6	4,7	4,3	4,3	3,6	4,1	4,2
Мп	0,8	1,14	0,8	0,9	0,8	0,8	0,9	0,7
FeO	0,3	0,3	0,3	0,3	0,3	0,3	0,3	0,3
S	1,9	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	3,0	1,9
Основность шлака CaO/SiO ₂	1,20	1,24	1,29	1,23	1,20	1,23	1,25	1,19
Выход шлака, кг/т чугуна	388	337	347	356	314	311	339	605

Состав шлака доменной плавки

Компонент	Опытный период		Сопоставимый период	
	Верхний шлак	Нижний шлак	Верхний шлак	Нижний шлак
SiO ₂	37,50	37,99	40,30	40,03
Al ₂ O ₃	6,40	6,97	6,10	6,44
CaO	48,40	48,09	47,70	47,79
MgO	4,40	4,37	4,40	4,17
MnO	0,84	0,73	6,68	0,53
FeO	0,25	0,24	0,32	0,25
S	3,18	2,64	1,57	1,76
CaO/SiO ₂	1,29	1,27	1,18	1,19

что с увеличением основности шлака, содержание серы в нем повышается; эта зависимость имеет линейный характер.

На рис. 104 представлен график зависимости содержания серы в чугуне от основности верхнего шлака. По этим данным можно сделать вывод, что шлак с основностью 1,25 не обеспечивает получения кондиционного чугуна (до 0,07% S), если содержание кремния в нем находится в пределах 0,6—0,9%. Это подтверждает то, что выбор содержания кремния в чугуне (до 1%) был сделан правильно, ибо при основности шлака 1,25 содержание серы в чугуне должно быть равно 0,065—0,07%, а верхний шлак должен содержать серы 3,2—3,4%, коэффициент распределения серы составляет 46—52.

Зависимость содержания серы в чугуне и нижнем шлаке от основности нижнего шлака приведена на рис. 105 и 106, по которым видно, что при

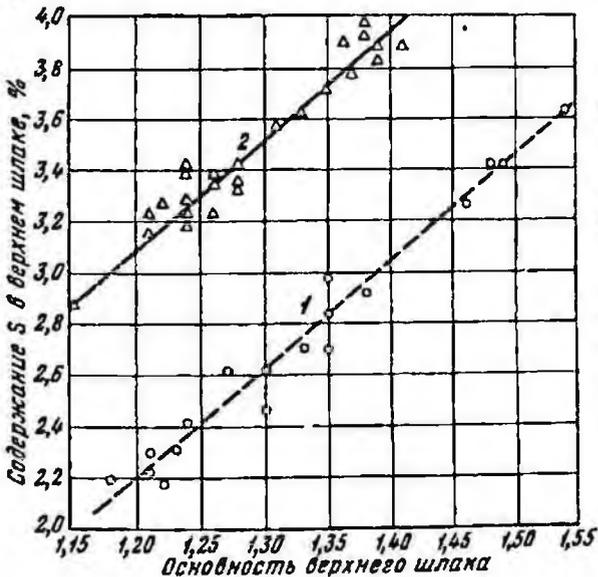


Рис. 103. Зависимость содержания серы в верхнем шлаке опытного периода от его основности

Содержание Si в чугуне: 1—0,60±0,90%;
2—0,91±1,20%

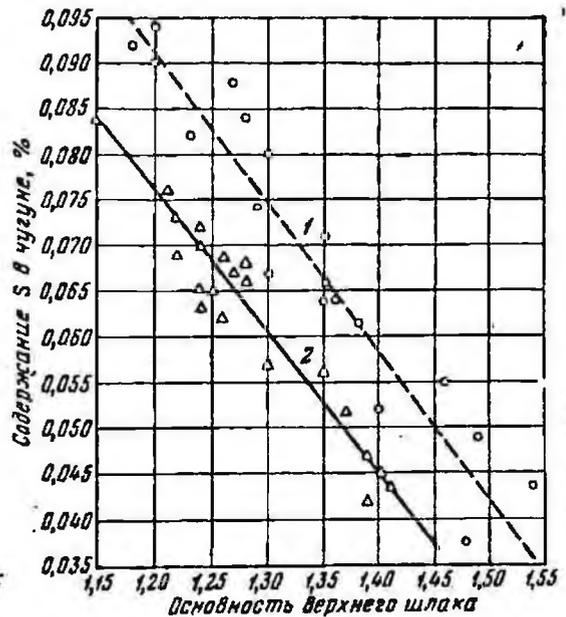


Рис. 104. Зависимость содержания серы в чугуне от основности верхнего шлака в опытном периоде

Содержание Si в чугуне: 1—0,60±0,90%;
2—0,91±1,20%

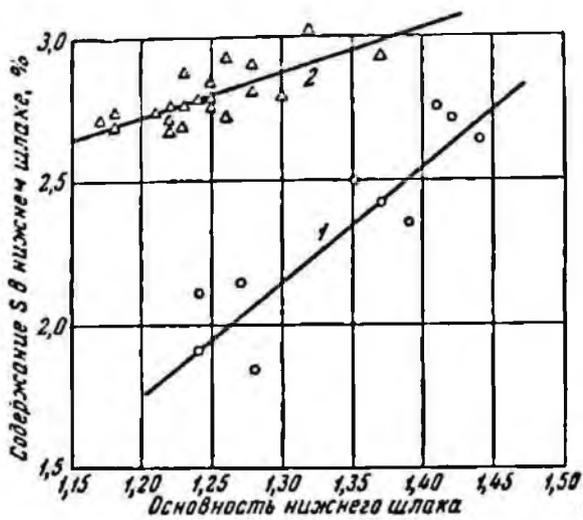


Рис. 105. Зависимость содержания серы в нижнем шлаке опытного периода от его основности

Содержание Si в чугунах: 1—0,60÷0,90%;
2—0,91÷1,20%

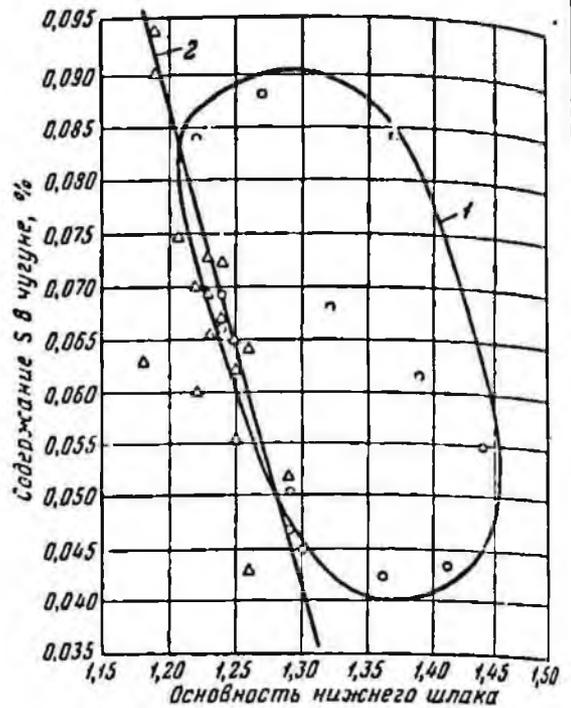


Рис. 106. Зависимость содержания серы в чугуне от основности нижнего шлака в опытном периоде

Содержание Si в чугунах: 1—0,60÷0,90%;
2—0,91÷1,20%

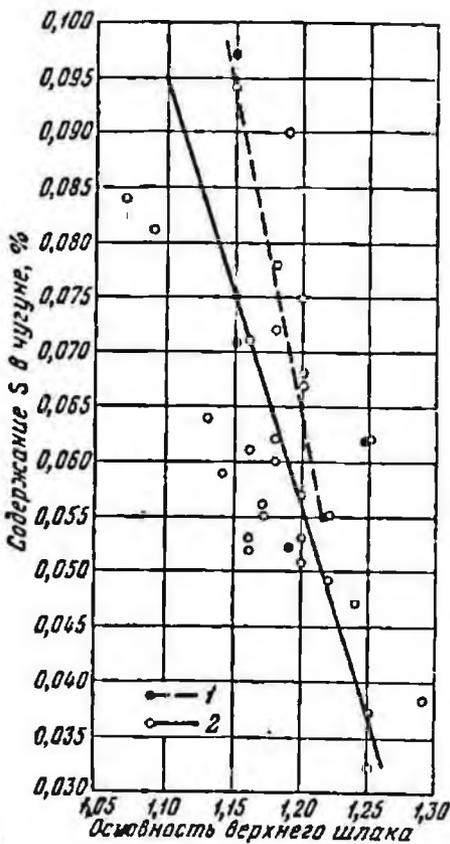


Рис. 107. Зависимость содержания серы в чугуне от основности верхнего шлака в сопоставимом периоде

Содержание Si в чугунах: 1—0,61÷0,70%;
2—0,71÷0,90%

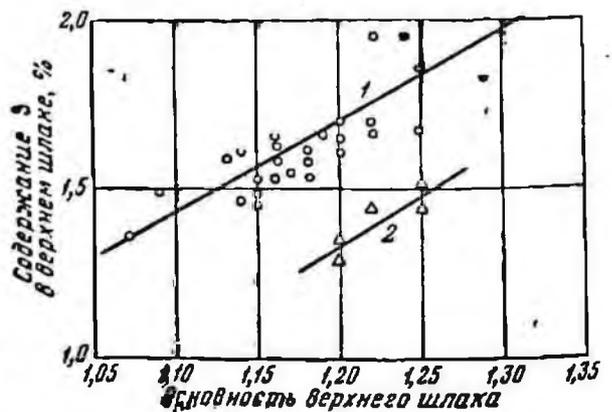


Рис. 108. Зависимость содержания серы в верхнем шлаке сопоставимого периода от его основности

Содержание Si в чугунах: 1—0,70÷0,90%; 2—0,60÷0,69%

содержании кремния в чугуне 0,6 — 0,9% содержание серы в нижнем шлаке и его основность имеют четкую взаимосвязь. Взаимосвязь же между содержанием серы в чугуне и основностью нижнего шлака установить не удалось.

На основании приведенных данных можно заключить, что при работе с малым выходом шлака содержание серы в выплавленном чугуне определяется серопоглотительной способностью верхнего шлака.

Зависимость содержания серы в чугуне и верхнем шлаке от основности последнего при работе печи на рядовом агломерате приведена на рис. 107 и 108. Изменение содержания серы в верхнем шлаке при увеличении его основности носит линейную зависимость, но угол наклона кривой к оси абсцисс значительно меньше, чем для опытного периода. Это указывает на то, что влияние основности верхнего шлака на его серопоглотительную способность меньше в условиях работы печи на рядовом агломерате.

Влияние основности нижнего шлака на распределение серы между чугуном и шлаком при работе печи в сопоставимый период показано на рис. 109 и 110. Кривая изменения содержания серы в нижнем шлаке в зависимости от его основности имеет еще меньший угол наклона к оси абсцисс, чем для верхнего шлака этого периода. Следовательно, при работе на рядовом агломерате основность верхнего и нижнего шлаков не оказывает решающего влияния на их обессеривающую способность.

Из рис. 109 и 110 видно, что одним из факторов, от которых зависит содержание серы в чугуне, является тепловое состояние горна и нагрева шлака. Анализ шлакового режима позволяет сделать вывод, что при работе доменной печи на агломерате с 59÷60% железа можно добиться хорошей серопоглотительной способности шлака, поддерживая тепловой режим плавки таким, чтобы в чугуне кремния содержалось около 1%, но не менее 0,9%.

При этом основность шлака должна быть равна 1,25 (по $\text{CaO} : \text{SiO}_2$).

Тройная система $\text{CaO} - \text{SiO}_2 - \text{Al}_2\text{O}_3$, приведенная на рис. 111, указывает, что шлак при указанном режиме плавки не обладает устойчивостью своих физико-химических свойств. При небольшом изменении состава шлака, что связано с колебаниями состава шихтовых материалов, температура плавления этих

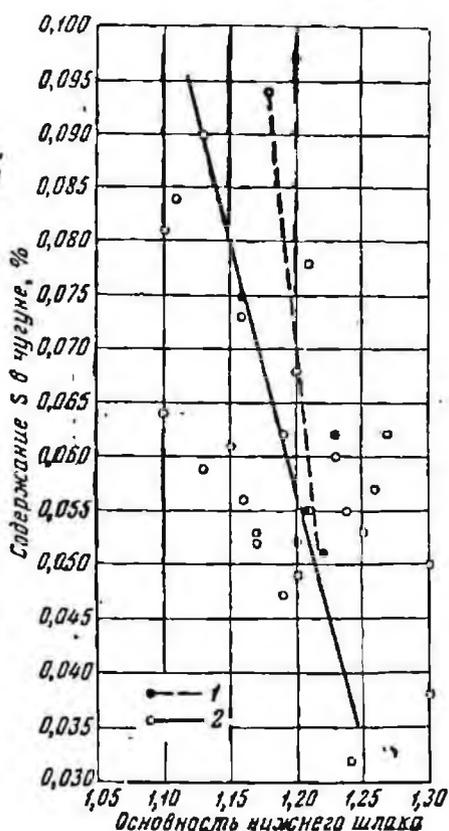


Рис. 109. Зависимость содержания серы в чугуне от основности нижнего шлака в сопоставимом периоде

Содержание Si в чугуне: 1—0,61÷0,70%;
2—0,71÷0,90%

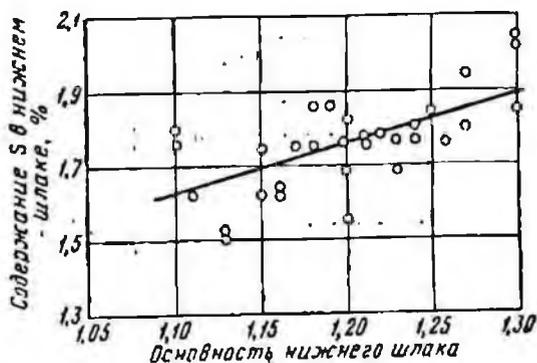


Рис. 110. Зависимость содержания серы в нижнем шлаке сопоставимого периода от его основности

шлаков резко изменяется и шлак теряет требуемые физико-химические свойства.

Чтобы придать устойчивость шлаку (режиму опытной плавки) необходимо было повысить содержание в нем магнезита до 6—7%. Этого можно добиться при офлюсовании агломерата доломитизированным известняком.

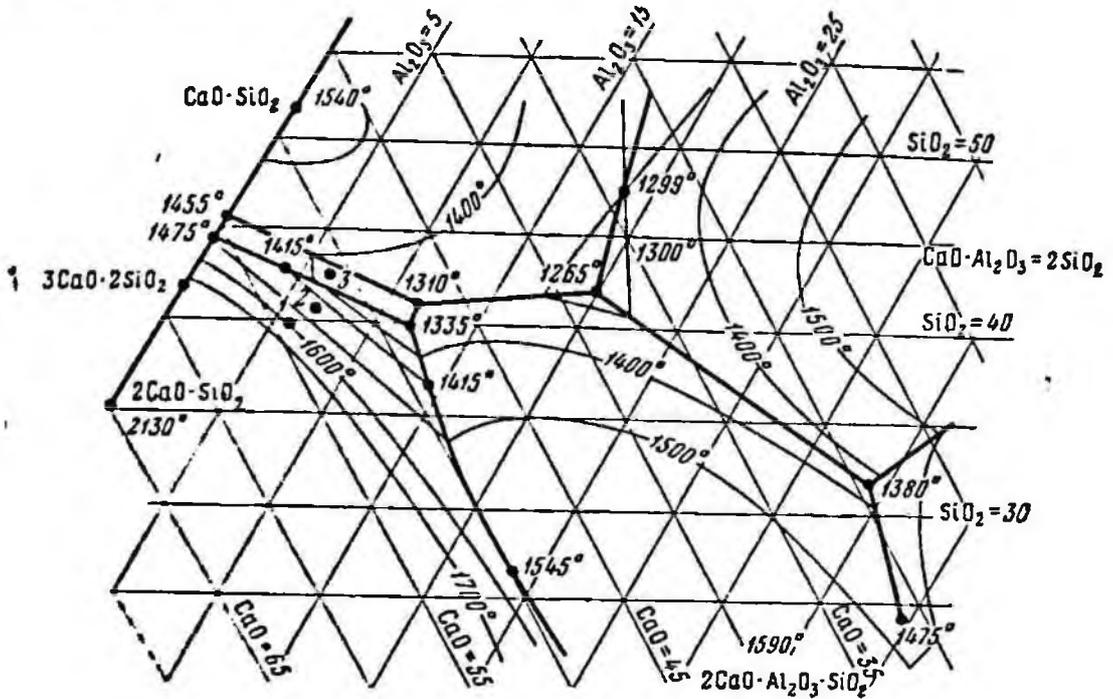


Рис. 111. Тройная диаграмма CaO — SiO₂ — Al₂O₃

Для составления материальных и тепловых балансов в обоих периодах плавки систематически отбирались пробы шихтовых материалов. Результаты расчета балансов приведены в табл. 92, 93. Из табл. 92 видно, что период опытной плавки характеризуется значительно меньшим расходом исходных материалов.

Таблица 92

Сводная таблица материальных балансов

Расход, кг/т чугуна	16—20.III		Получено, кг/т чугуна	22—23.III	
	16—20.III	23—30.III		16—20.III	22—23.III
Материалы главные . . .	2250,5	2691,0	Чугун	1000,0	1000,0
Дутье сухое	1806,4	2085,4	Шлак	316,0	612,0
Влага	14,1	16,3	Колошниковая пыль . .	136,5	193,5
Природный газ	55,3	58,1	Газ сухой	2620,0	2992,0
			Влага:		
			гигроскопическая . . .	14,0	17,0
			косвенного восста-		
			новления	30,4	20,0
Итого	4126,3	4850,0	Итого	4195,0	4850,5

В этот период было затрачено значительно меньше тепла на выплавку тонны чугуна (см. табл. 93). При переходе на сопоставимый период расход тепла увеличился на 7,8%. Приходные части тепловых балансов обоих

Сводная таблица тепловых балансов

Статьи теплового баланса	16—20.III		23—30.III	
	кал/т чугуна	%	кал/т чугуна	%
Приход				
Горение углерода кокса	1 802 835	73,4	1 942 203	73,3
Выносятся дутьем	452 653	18,4	501 491	18,9
Горение водорода	126 727	5,2	115 629	4,4
Теплообразование шлака	9 261	0,4	19 383	0,7
Тепло горения природного газа	34 255	1,4	36 045	1,4
Теплосодержание шихты	29 934	1,2	35 302	1,3
Итого	2 455 665	100,0	2 650 053	100,0
Расход				
Восстановление окислов	1 577 429	64,2	1 575 498	59,4
Разложение карбонатов	22 034	0,9	47 385	1,8
Диссоциация водяного пара	45 426	1,9	52 394	2,0
Испарение влаги шихты	8 820	0,4	10 710	0,4
Уносится чугуном	270 000	11,0	270 000	10,2
Уносится шлаком	126 400	5,1	244 800	9,3
Уносится газом и пылью	265 459	10,8	290 126	10,9
Потеря тепла	140 097	5,7	159 142	6,0
Итого	2 455 665	100,0	2 650 053	100,0

периодов плавки почти одинаковы. Однако несколько меньше тепла поступало в опытный период с дутьем и при шлакообразовании. В расходной же части баланса имеется значительное различие. Во время опытной плавки количество тепла, уносимое со шлаком и расходуемое на диссоциацию известняка было на 5% меньше, чем в сопоставимый период. Количество же тепла, уносимое газом и пылью, уменьшалось при переходе на плавку богатого агломерата. Эти обстоятельства дали возможность получить более высокие показатели использования тепла в доменной печи и к. п. д. для периода опытной плавки.

Показатели использования тепла, характера восстановительных процессов и участия в нем водорода

	16—20.III	23—30.III
1. Степень прямого восстановления по Павлову, %	45,2	50,1
2. Степень участия водорода в реакциях косвенного восстановления от общего количества водорода, %	25,8	21,9
3. Количество кислорода шихты, отнятое водородом от общего количества кислорода, поступающего в газ, %	9,3	3,5
4. Количество кислорода окислов, отнятое водородом от общего количества кислорода, отнятого при взаимодействии с CO и H ₂ , %	14,5	13,9
5. Выход колошникового газа, м ³ /т чугуна	2042,4	2847,4
6. Тепловое значение 1 кг углерода, кал/кг	4294	4053
7. Коэффициент использования тепловой энергии углерода, %	53,8	50,8
8. Используемое в печи тепло на 1 кг углерода, кал/кг	4773	4488
9. К. п. д. тепла, %	83,12	82,64

По этим данным видно, что процесс плавки по всем показателям в опытном периоде протекал более рационально.

Для определения экономической эффективности применения в доменной плавке агломерата с содержанием железа 59,5% (1), 65% (2) и 70% (3) рассчитана себестоимость 1 т чугуна (А) и капитальные затраты на 1 т чугуна (Б) в доменное производство и смежные отрасли народного хозяйства. Результаты расчетов характеризуются следующими данными:

Показатели	Варианты				
	1	2		3	
		А	Б	А	Б
Себестоимость чугуна, руб/т . . .	30—55	28—34	28—90	26—61	27—15
Снижение себестоимости (доменное производство), руб/т	—	2,21	1,65	3,94	3,40
Полное снижение себестоимости, руб/т	—	7,2	5,4	12,9	11,2

В табл. 94 приведена калькуляция себестоимости 1 т передельного чугуна; в табл. 95 — капитальные затраты на производство 1 т чугуна.

2. Бездоменное получение железа из окатанных и брикетированных высококачественных концентратов [71—94]

Уже давно металлургии стремятся получить металлическое (губчатое) железо, минуя доменный процесс. Число предложений превышает 250, но только некоторые из них заслуживают рассмотрения и внедрения [1]. Особо надо выделить способы Хоганез, Виберга и Охалата и Ламина. По способам Хоганез и Виберга из очень богатой руды и концентрата получают губчатое железо повышенной чистоты специального назначения (для порошковой металлургии и в качестве шихты при плавке высококачественных сталей). Целью способа Охалата и Ламина в Мексике (HyL-процесс) было получение стали без больших капиталовложений, необходимых при строительстве завода с доменными печами. При этом отпадает необходимость в коксующемся угле, так как восстановление ведут природным газом.

Производство губчатого железа целесообразно, если удастся получить продукты, аналогичные скрапу, так как наряду с чугуном скрап является важным источником сырья для сталеплавильного производства. Стоимость скрапа подвержена сильным конъюнктурным колебаниям. Кроме того, повышенные требования к качеству стали обуславливают необходимость присаживать скрап равномерного состава, свободного от вредных примесей. Этим условиям в принципе соответствует губчатое железо. Следовательно, производство губчатого железа приобретает большое значение в том случае, если стоимость его при промышленном производстве соизмерима со стоимостью скрапа. Этот фактор стоял на первом месте при исследованиях. Восстановление железной руды до губчатого железа возможно различными способами: твердым восстановителем, газом или смесью газов; в шахтных печах, вращающихся печах и т. д. Применение твердого восстановителя при производстве губчатого железа в больших количествах особенно удобно во вращающейся печи.

Американское горное бюро уже в двадцатых годах начало обширные исследования по производству губчатого железа во вращающейся печи. Однако до сих пор оно не имеет ни одной укрупненной установки. В конце 40-х годов был разработан RN-процесс.

Калькуляция себестоимости 1 т перелывного чугуна

Статья затрат	Единица измерения	Сравнительный период работы доменной печи 28—30.III 1962г. (Q = 1940 т/сутки)			Опытный период работы доменной печи 16—20. III 1962г. (Q = 2389,1 т/сутки)			Работа печи в последние два дня опытного периода 19—20.III 1962г. (Q = 2567,5 т/сутки)		
		Расход	Стоимость за единицу измерения, руб.	Общая стоимость, руб.	Расход	Стоимость за единицу измерения, руб.	Общая стоимость, руб.	Расход	Стоимость за единицу измерения, руб.	Общая стоимость, руб.
Агломерат	т	1,974	7,11	14,04	1,645	8,64	14,01	1,560	8,64	13,55
Руда марганцевая	т	0,040	5,19	0,20	0,032	8,98	14,77	0,032	5,19	14,09
Итого				14,24		14,38	14,94			13,71
I. Сырье и основные материалы										
Известняк доломитизированный	т	0,137	2,95	0,40	0,064	2,95	0,19	0,057	2,95	0,17
II. Флюсы										
Кокс	т	0,586	22,31	13,07	0,501	22,31	11,17	0,465	22,31	10,87
Потери от измельчения	т	0,064	16,26	1,04	0,055	16,26	0,89	0,051	16,26	0,83
Газ природный	1000 м³	0,0746	12,22	0,91	0,064	12,22	0,78	0,0713	12,22	0,27
Итого				15,02		12,84	27,41			12,07
Всего задано				29,66		27,97				25,95
III. Технологическое топливо										
IV. Расходы по переделу										
1. Энергетические затраты электро-энергии	квт-ч	3,6	0,0082	0,03	2,44	0,0082	0,02	2,44	0,0082	0,02
Пар	м³	0,03	2,00	0,06	0,025	2,00	0,05	0,025	2,00	0,05
Вода	м³	17,3	0,0073	0,23	16,43	0,0073	0,112	15,06	0,0073	0,11
Дутье	1000 м³	2,96	0,31	0,92	2,74	0,71	0,85	2,48	0,31	0,77
Газочистка	1000 м³	0,455	0,88	0,04	0,455	0,88	0,04	0,455	0,88	0,04
Сжатый воздух	1000 м³	0,014	1,43	0,02	0,007	1,43	0,01	0,007	1,43	0,01
Газ коксовый	1000 м³	0,002	5,00	0,01	0,002	5,00	0,01	0,002	5,00	0,01
Итого энергетических затрат				0,41		1,10				1,01

Таблица 91 (окончание)

Статья затрат	Единица измерения	Сравнительный период работы доменной печи 24—30.II 1952 г. (Q = 1940 т/сутки)			Опытный период работы доменной печи 16—20.II 1952 г. (Q = 2393,1 т/сутки)			Работа печи в последние два дня опытного периода 19—20.II 1952 г. (Q = 2507,5 т/сутки)		
		Расход	Стоимость за единицу измерения, руб.	Общая стоимость, руб.	Расход	Стоимость за единицу измерения, руб.	Общая стоимость, руб.	Расход	Стоимость за единицу измерения, руб.	Общая стоимость, руб.
2. Основная заработная плата производственных рабочих	—	—	—	0,18	—	0,16	—	—	—	0,15
3. Сменное оборудование и малочисленный инвентарь	—	—	—	0,03	—	0,02	—	—	—	0,02
4. Текущий ремонт и содержание основных средств	—	—	—	0,72	—	0,64	—	—	—	0,30
5. Работа транспортных цехов	—	—	—	0,24	—	0,22	—	—	—	0,20
6. Амортизация основных средств	—	—	—	0,61	—	0,58	—	—	—	0,53
7. Дополнительная заработная плата цеха	—	—	—	0,09	—	0,08	—	—	—	0,07
8. Расходы по разливке чугуна	—	—	—	0,07	—	0,06	—	—	—	0,05
9. Прочие расходы	—	—	—	0,13	—	0,15	—	—	—	0,14
Итого расходов по переделу			3,36			3,01				2,76
V. Общезаводские расходы										
Всего затрат			33,30			30,67				28,91
VI. Побочная продукция										
Шлак жидкий	т	0,284	0,40	0,11	0,40	0,05	0,133	0,40	0,05	0,05
Шлак гранулированный	т	0,078	0,06	0,089	0,60	0,03	0,037	0,80	0,03	0,03
Шлак неиспользуемый	т	0,303	—	—	—	—	1,142	—	—	—
Доменный газ	1000 м ³	2,347	1,10	2,58	1,10	2,25	2,042	1,10	2,25	2,25
Итого побочной продукции			2,75			2,33				2,33
Заводская себестоимость			30,55			28,34				26,61
						28,90				27,15

Примечание. В числителе — значения при использовании богатого концентрата магнитной схемы обогащения. В знаменателе — значения при использовании магнитно-флотационного концентрата.

Т а б л и ц а 95

Капитальные затраты на производство 1 т чугуна

Показатели	Капитальные затраты на 1 т чугуна, руб.		
	Работа доменной печи в сопоставимый период (51,59% Fe в агломерате)	Работа доменной печи на опытном агломерате (59,5% Fe)	
		из концентрата магнитного обогащения	из магнитно-флотационного концентрата
I. Железорудная промышленность			
Добыча кварцитов	9,12	12,32	12,32
Обогащение	10,79	15,28	14,20
Агломерация	9,87	11,22	11,22
Добыча аглоруды	2,63	—	—
Итого	32,41	38,82	37,74
II. Смежные отрасли народного хозяйства			
Добыча известняка	3,15	1,42	1,42
Производство кокса с учетом затрат в угольную базу	33,11	26,27	26,27
Итого	36,26	27,69	27,69
III. Доменное производство			
Выплавка чугуна	18,00	13,61	13,61
Итого	18,00	13,61	13,61
Всего	80,67	80,12	79,04

Производство металла из окатышей

В результате опытов по восстановлению гематитовых окатышей в лабораторной вращающейся печи было установлено:

1) окатыши отличаются хорошей восстановимостью, поэтому их применение обеспечивает высокую производительность вращающейся печи;

2) восстановленные окатыши путем отсева и магнитной сепарации легко отделяются от остальных компонентов шихты и имеют достаточную прочность на раздавливание и низкое содержание серы, что облегчает их дальнейшую переработку;

3) по сравнению с мелкозернистой рудой окатыши значительно меньше склонны к спеканию, что облегчает ведение печи при высоких температурах.

Для получения более точных результатов в условиях, приближающихся к условиям работы промышленной вращающейся печи, дальнейшие опыты проводили во вращающейся трубчатой печи длиной 6,67 м с наружным диаметром 0,5 м и внутренним диаметром 0,32 м. Печь футерована шамотным кирпичом, износ которого в зоне высоких температур был незначителен. В разгрузочном торце печи футеровкой образовано подпорное кольцо, диаметр которого в свету составляет 130 мм, что обеспечивает высоту слоя шихты в зоне разгрузки порядка 100 мм. В результате установки опорных роликов на подвижной раме угол наклона печи можно изменять от 0 до 6°. Скорость вращения печи можно плавно изменять до 20 об/мин. Для обогрева печи в разгрузочном конце ее установлена горелка, работающая на светильном газе.

В период всех опытов наклон печи составлял 20° , скорость вращения 2 об/мин; в отходящем газе содержалось 3% CO, 12% CO₂ и 1% H₂.

Перед подачей в печь компоненты шихты — окатыши, восстановитель и флюс — перемешивали в бетономешалке. Окатыши сорта А, имевшие по предыдущим лабораторным испытаниям наилучшую восстановимость и применявшиеся во всех опытах, проводимых на печи длиной 6,67 м, содержали 66,9% Fe_{общ}, 0,4% Fe⁺², 4,9% SiO₂ и 0,01% S при практически полном отсутствии CaO и Al₂O₃. Окатыши характеризуются следующим гранулометрическим составом: менее 4 мм — 2,9%, 4—8 мм — 15,7%, 8—12 мм — 45,2%, 12—15 мм — 35,1%, более 15 мм — 1,2%.

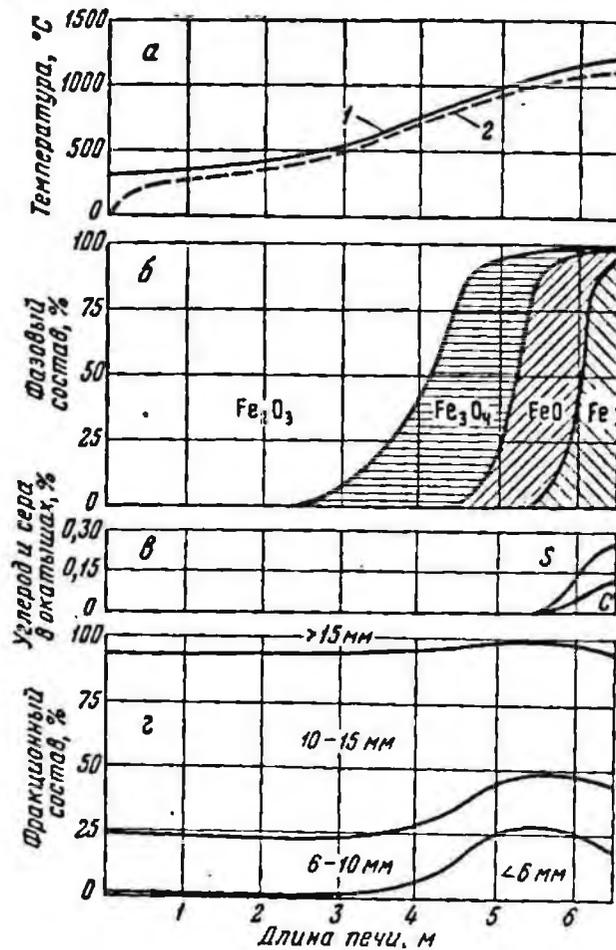


Рис. 112. Основные зависимости при восстановлении коксовой мелочью железорудных окатышей во вращающейся трубчатой печи длиной 6,5 м
а — температура: 1 — в печи; 2 — в шахте; б — фазовый состав; в — углерод и сера; г — фракционный состав

Шихта по весу во всех опытах состояла из 100 ч. окатышей и 80 ч. коксовой мелочи или буроугольного швелькокса. Содержание в шихте обессеривающих добавок (флюсов), в качестве которых использовали известь, известняк и доломит, составляло 5 и 10% от веса окатышей при использовании в качестве восстановителя соответственно коксовой мелочи и буроугольного швелькокса. Крупность флюсов в различных опытах составляла 0,5; 0,5—2 и 2—4 мм.

Время пребывания шихты в печи изменялось от 4 до 7 час.

Восстановленные окатыши анализировали на содержание Fe_{общ}, Fe_{мет}, C и S. Часть определения степени восстановимости окатышей $\eta = \frac{Fe_{мет}}{Fe_{общ}}$ (%) и содержания в них Fe_{мет} проводили при помощи магнитных весов.

Основные превращения, которые претерпевали окатыши при восстановлении во вращающейся печи длиной 6,5 м, представлены на рис. 112. До тервала между 400 и 500° С состав окатышей не изменяется. В температурном интервале между 400 и 500° С в окатышах уже начинается восстановление гематита до магнетита. Выше 800° С в окатышах быстро восстановление гематита в интервале между 950° и 1000° С появляются первые частички $Fe_{мет}$.

Процесс восстановления окатышей завершается в зоне подпорного кольца в разгрузочном конце печи. Металлизация окатышей при наличии в шихте коксовой мелочи приводит к их науглероживанию в этой зоне и повышению в окатышах содержания серы.

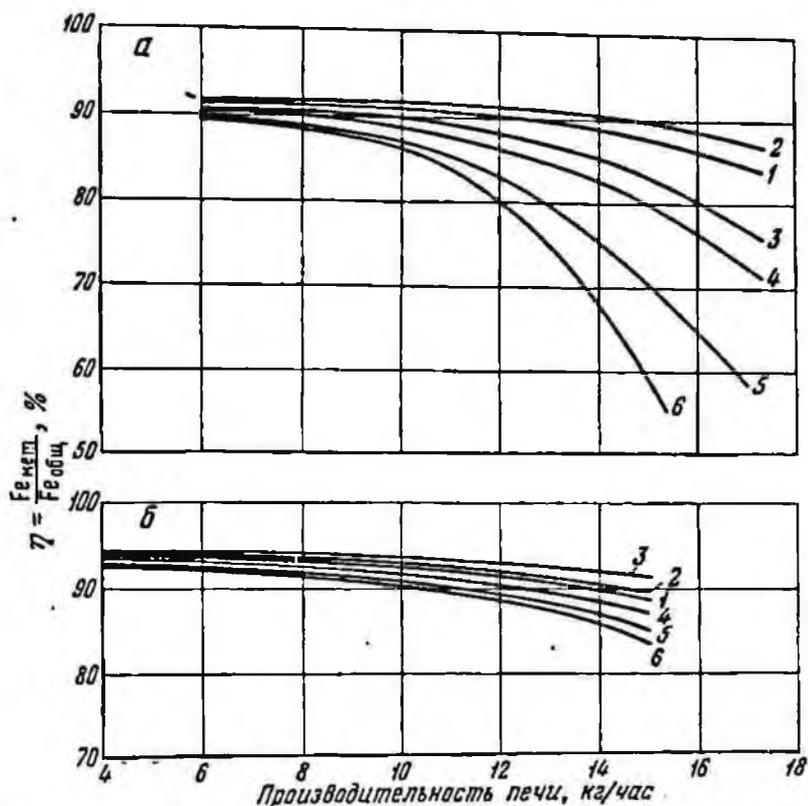


Рис. 113. Зависимость между степенью восстановления окатышей и производительностью вращающейся печи длиной 6,5 м

а — восстановитель — коксовая мелочь; б — восстановитель — буроголистый шелькокс

Средняя температура шихты в точке замера: а — 1100°С; б — 1080°С. Размер окатышей: 1 — <6 мм; 2 — 6–8 мм; 3 — 8–10 мм; 4 — 10–12 мм; 5 — 12–15 мм; 6 — 15–20 мм

При восстановлении окатышей во вращающейся печи в них последовательно образуются различные окислы железа, отличающиеся по плотности и прочности. Вследствие этого, а также в результате механических воздействий при перемещении шихты в печи происходит некоторое разрушение окатышей. Наиболее интенсивное разрушение окатышей происходит в зоне восстановления магнетита до вюститита. В дальнейшем с повышением температуры и с появлением частиц металлического железа происходит спекание железорудной мелочи, причем в состав образовавшегося агломерата всегда входят частички кокса и флюса. В результате процесса спекания снижается количество мелочи в восстановленных окатышах в зоне перед подпорным кольцом печи (см. рис. 112).

Как показали опыты, результаты которых представлены на рис. 113, достигаемая степень восстановления окатышей и производительность печи

в значительной степени зависят от крупности окатышей и вида восстановителя. Применение коксовой мелочи позволило достигнуть степени восстановления от 89 до 91% для окатышей различной крупности, при этом производительность печи была низкой и составляла по восстановленным окатышам 6 кг/час. Хотя окатыши размером меньше 6 мм восстанавливаются быстрее более крупных окатышей, но при их использовании не получили наибольшей степени восстановления. Причиной этого является то, что очень мелкие окатыши вследствие развитой удельной поверхности легко окисляются повторно при контакте с газовым потоком.

Различие в достигаемой степени восстановления при использовании окатышей различной крупности возрастает с повышением производительности вращающейся печи. Так, при использовании коксовой мелочи степень восстановления окатышей крупностью 6—8 мм при увеличении производительности печи в 2,5 раза (до 15 кг/час) изменилась незначительно, тогда как для окатышей крупностью 15—20 мм ее значение при этих же условиях было ниже 60%.

Более высокая реакционная способность буроугольного швелькокса по сравнению с коксовой мелочью обусловила возможность значительного повышения производительности печи без снижения степени восстановления окатышей. При производительности печи порядка 10 кг/час и применении буроугольного швелькокса средняя степень восстановления окатышей составила 94%, что примерно на 4% выше, чем при использовании в качестве восстановителя коксовой мелочи. Наиболее высокая степень восстановления при применении швелькокса достигнута для окатышей крупностью 8—10 мм. Даже при производительности печи 15 кг/час ее величина составляла 91%, в то время как для окатышей меньшей и большей крупности с ростом производительности печи степень восстановления заметно понижалась. Результаты опытов по восстановлению окатышей с применением буроугольного швелькокса во вращающейся печи длиной 6,5 м согласуются с опытами, проведенными ранее в лабораторных условиях.

Во время опытов отдельно изучали изменение прочности окатышей на различных участках по длине печи и распределение серы между компонентами шихты и газовым потоком.

Минимальная прочность окатышей соответствует зоне восстановления магнетита до вюститита. При этом величина минимальной прочности окатышей на раздавливание тем меньше, чем ниже температура, при которой происходит это превращение. Так, в случае образования вюститита при 750°С средняя прочность на раздавливание окатышей крупностью 8—10 мм составляет 2—3 кг на окатыш, а при образовании вюститита при 1100°С их прочность возрастает до 12 кг на окатыш. С появлением частиц металлического железа прочность окатышей вновь повышается.

На рис. 114 показано изменение гранулометрического состава окатышей при восстановлении во вращающейся печи. При использовании коксовой мелочи в восстановленных окатышах значительно возрастает доля фракции менее 8 мм, содержание которой повышается с 10% у исходных окатышей до 30% у восстановленных окатышей. В том случае, когда восстановителем служит буроугольный швелькок, окатыши разрушаются в еще большей степени. Как видно из рис. 106, окатыши, крупность почти половины которых до загрузки в печь превышала 10 мм, после восстановления с использованием буроугольного швелькокса содержали более 50% фракции менее 6 мм. Сильное разрушение окатышей при использовании буроугольного швелькокса обусловлено протеканием процесса восстановления при более низкой температуре, когда прочность образовавшегося вюститита крайне незначительна. Спекание же железорудных частиц во вращающейся печи при температуре около 800°С не имеет сколько-нибудь заметного развития, и окатыши, восстановленные при помощи буроугольного швелькокса, выгружаются из печи в виде осколков неправильной формы.

В восстановленных окатышах, выгруженных из печи длиной 6,5 м, содержалось больше мелких фракций, чем в окатышах из лабораторной испытывали меньшие механические нагрузки.

Прочность на раздавливание у восстановленных окатышей одной крупности колебалась в довольно широких пределах, что объясняется различием временем пребывания этих окатышей в зоне высоких температур, с ростом которого повышается их прочность. Средняя прочность восстановленных окатышей на раздавливание, фиксируемая по появлению трещин, возрастает по мере увеличения диаметра окатышей до 12 мм, несколько снижаясь для более крупных окатышей, и составляет около 30 кг для окатышей диаметром 7 мм и около 60—65 кг для окатышей диаметром 12 мм.

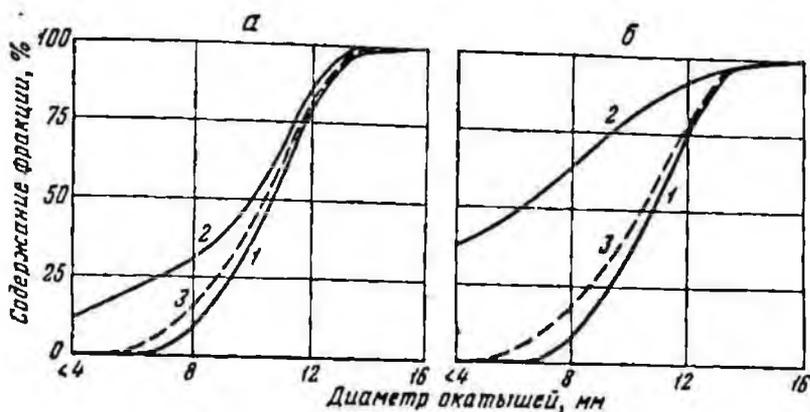


Рис. 114. Изменение гранулометрического состава окатышей при восстановлении во вращающейся печи

а — восстановитель — коксовая мелочь, производительность печи по окатышам 8 кг/час; б — восстановитель — бурогоольный швелькок, производительность печи по окатышам 15 кг/час; 1 — исходные окатыши; 2 — окатыши после выгрузки из вращающейся печи длиной 6,5 м; 3 — окатыши после выгрузки из лабораторной вращающейся печи

При изучении поведения серы в процессе восстановления окатышей во вращающейся печи в состав шихты первоначально не вводили десульфуризирующих агентов. Как видно из рис. 115, окатыши, состоящие преимущественно из вюстита и не содержащие металлического железа, содержат незначительное количество серы. С ростом степени восстановления линейно увеличивается содержание серы в окатышах, восстановленных как в лабораторной, так и во вращающейся печи длиной 6,5 м. При одинаковом удельном расходе коксовой мелочи содержание серы в восстановленных окатышах из вращающейся печи длиной 6,5 м примерно на 50% больше, чем у окатышей, восстановленных в лабораторной печи. Причиной этого является большая высота слоя шихты во вращающейся печи длиной 6,5 м, а также сильное разрушение окатышей, приводящее к увеличению их поверхности, в результате чего возрастает время контакта окатышей с содержащим серу газом, выделяющимся при сгорании кокса. Кроме того, лабораторная печь работала с электрообогревом, а во вращающейся печи для этой цели сжигали светильный газ, из продуктов горения которого часть серы также могла перейти в восстановленные окатыши.

Газовые фазы в лабораторной и во вращающейся печи длиной 6,5 м также отличались существенным образом. В первом случае она состояла исключительно из CO и CO₂, образовавшихся при восстановлении окатышей. В газах, отобранных у поверхности шихты во вращающейся печи длиной 6,5 м, наряду с CO и CO₂ обнаружено от 0,8 до 2,5% H₂, который, очевидно,

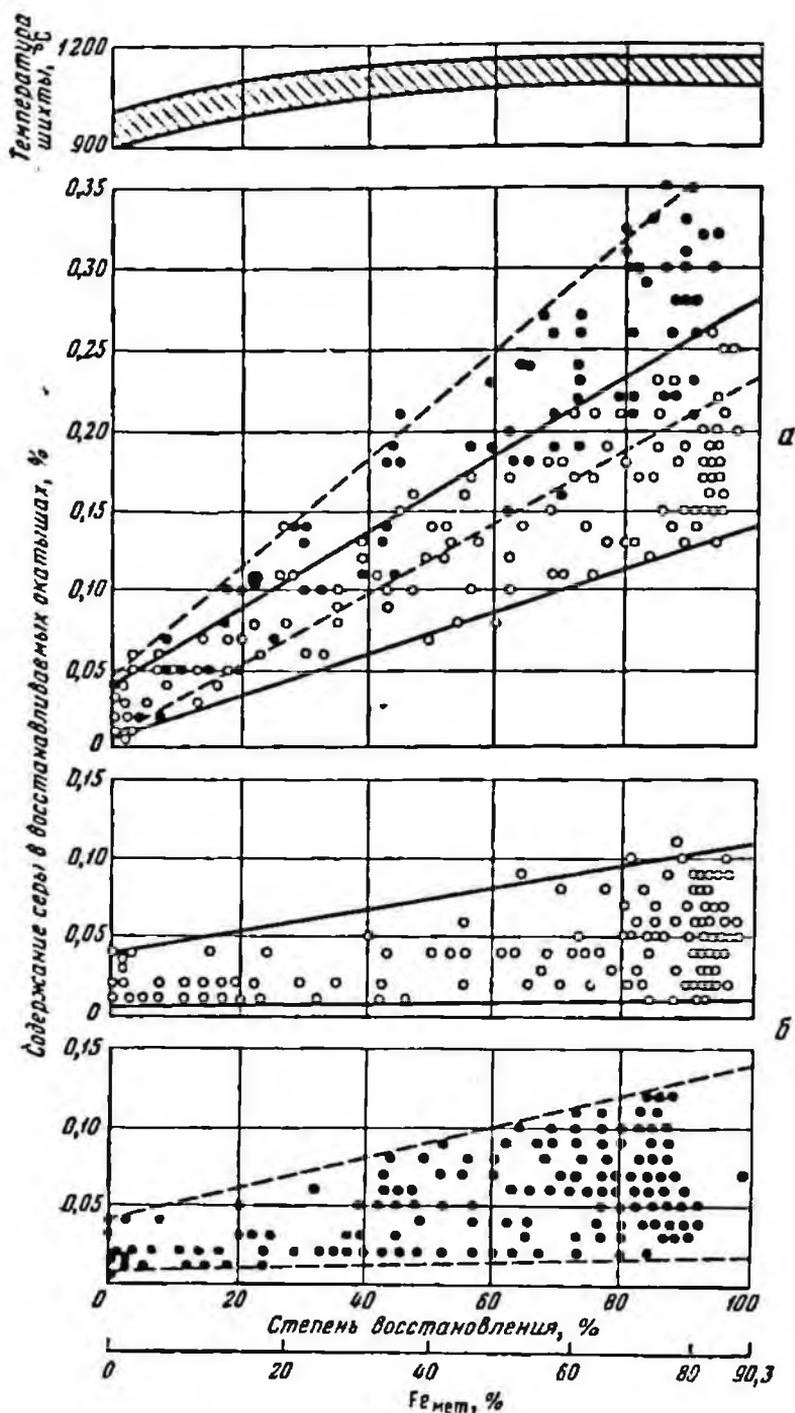


Рис. 115. Изменение содержания серы в окатышах крупностью 8—10 мм при восстановлении коксовой мелочью в лабораторной и 6,5-м вращающихся печах: а—без известняка; б—5% известняка крупностью 0,5—2 мм

о — лабораторная вращающаяся печь; • — вращающаяся печь длиной 6,5 м

образовался при взаимодействии с коксовой мелочью паров воды из продуктов горения светильного газа. Этот водород реагирует с серой из коксовой мелочи с образованием H_2S , который также обнаружен в отобраных пробах газа. При взаимодействии сероводорода с металлическим железом происходит насыщение последнего серой. Водород во вращающейся печи играет роль переносчика серы от твердого восстановителя к окатышам.

Как видно из рис. 115, при добавке в шихту 5% известняка содержание серы в восстановленных окатышах значительно уменьшается, что согласуется с исследованиями Лукке, Сербента и Майера, которые показали, что при добавке флюса происходит десульфурация губчатого железа.

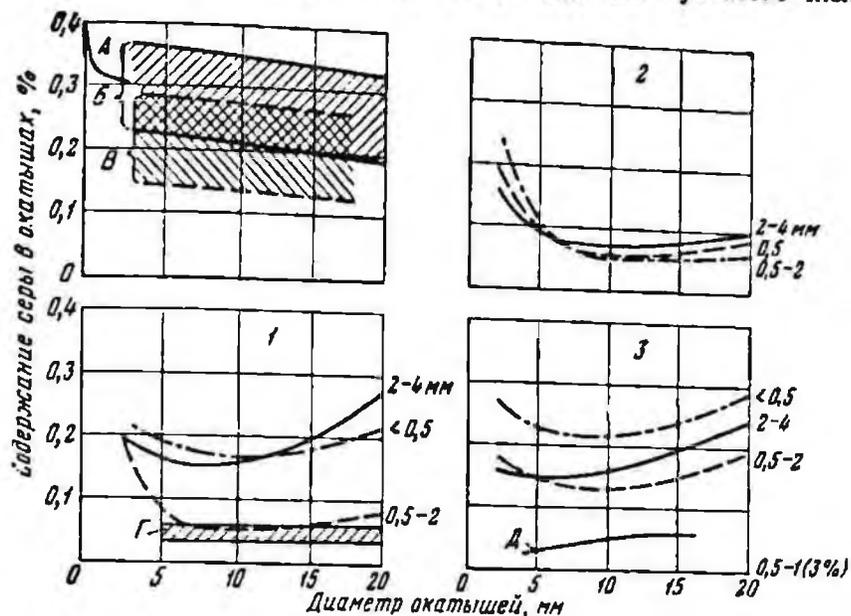


Рис. 116. Изменение содержания серы в окатышах, восстановленных в 6,5-м вращающейся печи при добавке в шихту известни, известняка и доломита в количестве 5% от веса окатышей

А — по литературным данным; Б — вращающаяся печь длиной 6,5 м; В — лабораторная вращающаяся печь; Г — вращающаяся печь длиной 14 м, данные Лукке и др. (руда Итабира крупностью 50—30 мм, в шихте 6% доломита крупностью 1—3 мм); Д — лабораторная вращающаяся печь; 1 — доломит; 2 — известняк; 3 — известь (на кривых указана крупность десульфуризирующих агентов)

Результаты опытов с добавкой в шихту различных по крупности известни, известняка и доломита в количестве 5% от веса окатышей представлены на рис. 116. В лабораторной печи при добавке в шихту известни в количестве 3% от веса окатышей были получены окатыши со значительно меньшим содержанием серы, чем при их восстановлении в печи длиной 6,5 м. Причина этого заключается в том, что в лабораторных опытах использовали совершенно сухие материалы, тогда как при загрузке во вращающуюся печь влажной шихты происходило разрушение кусков известни. Наилучшие результаты получены при добавке в шихту известняка и доломита, причем в восстановленных окатышах содержание серы было минимальным при использовании флюсов крупностью 0,5—2 мм. Вследствие значительного разрушения окатышей во вращающейся печи мелкие частички руды при высокой температуре спекались с пылеватыми частицами восстановителя и десульфуризирующей добавки. Такие агломераты, составляющие более 1% и готового продукта, невозможно отделить путем магнитной сепарации от остальной массы окатышей, что приводит к повышенному содержанию серы в готовой продукции.

Для более полного представления об обессеривающем действии добавок известни, известняка и доломита было исследовано, какое количество серы

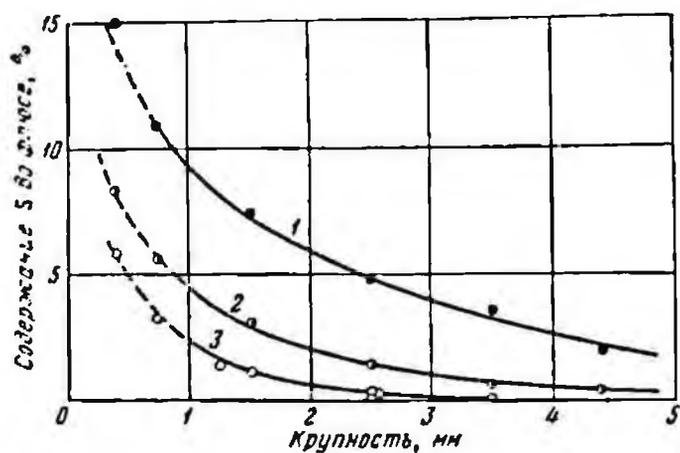


Рис. 117. Изменение содержания серы в десульфуризирующих добавках после их выгрузки из вращающейся печи длиной 6,5 м

1 — известняк; 2 — доломит; 3 — известь. Восстановитель — буроголистый швелькок, коксовая мелочь

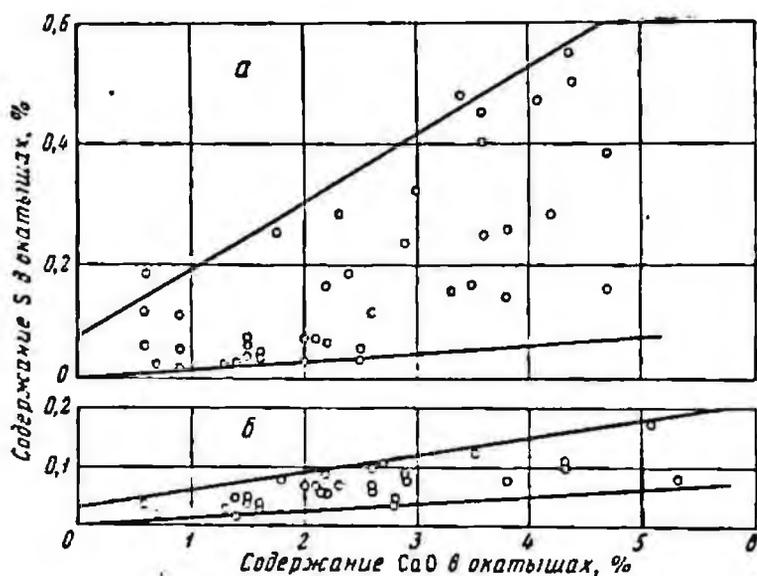


Рис. 118. Связь между содержанием S и CaO в восстановленных окатышах

Восстановитель: а — буроголистый швелькок, б — коксовая мелочь

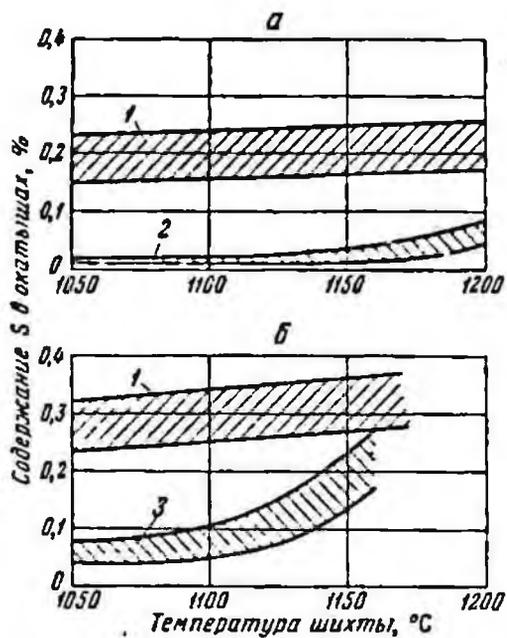


Рис. 119. Влияние температуры в печи на содержание серы в окатышах

а — лабораторная вращающаяся печь; 1 — без добавки в шихту обессеривающих средств; 2 — 5% извести; б — вращающаяся печь длиной 6,5 м; 3 — 5% известняка

содержится в выгружаемых из печи флюсах различной крупности. С увеличением размера частиц добавок содержание в них серы, как видно из рис. 117, значительно снижается, что является следствием уменьшения их удельной поверхности.

При использовании более сернистого бурогоугольного швелькокса содержание серы в частицах обожженного известняка размером 0,4 мм составляло около 15%.

Даже при снижении температуры в разгрузочном конце печи нельзя полностью устранить налипание пылеватых частиц шихты на восстановленные окатыши. При налипании на окатыши тонких частиц десульфурирующего агента, особенно сильно обогащенных серой, содержание серы в готовой продукции резко возрастает. Исследования показали, что между содержанием в восстановленных окатышах серы и извести существует определенная связь (рис. 118). Так как в исходных окатышах содержание CaO составляло менее 0,1%, то повышенное содержание окиси кальция в восстановленных окатышах обусловлено налипанием на их поверхность мелких частиц десульфурирующего агента. Большое различие по содержанию серы в окатышах при одном и том же содержании в них CaO , особенно при использовании в качестве восстановителя бурогоугольного швелькокса, указывает на то, что повышенное содержание S и CaO в восстановленных окатышах в значительной степени обусловлено также налипанием на их поверхность золы топлива — восстановителя, а склонность к спеканию с частицами руды у золы выше, чем у извести.

По мере повышения температуры шихты спекаемость увеличивается и поэтому в разгрузочном конце вращающейся печи возрастает содержание серы в восстановленных окатышах (рис. 119). Это наблюдается и при наличии и при отсутствии в шихте обессеривающих добавок.

При использовании в качестве восстановителя коксовой мелочи доломита в количестве 5% от веса окатышей путем составления баланса по сере установлено, что 59% всей серы, выделяющейся при горении и газификации твердого восстановителя, переходит в доломит, 26% — в окатыши и 15% — в газовую фазу.

Данные химического анализа по распределению серы в различных по крупности частицах десульфурирующего агента были сопоставлены с данными минералогического анализа флюсов до загрузки во вращающуюся печь и после выгрузки из нее, причем результаты этих измерений хорошо согласуются между собой. По периферии исследованных образцов располагалась зона шириной 0,1—0,3 мм с повышенным содержанием серы. Светлая кайма по поверхности образцов и по краям отдельных зерен, расположенных у поверхности кусочков флюса, состояла почти целиком из CaS .

Производство губки из кусковатых руд

В ФРГ длительное время занимаются вопросом переработки железной руды во вращающейся печи. В тридцатых годах появился RN-процесс, который в настоящее время применяется в различных странах в промышленных масштабах. Этот способ занимает пока особое положение, так как восстановленное губчатое железо в конечном счете спекается во вращающейся печи в вязком шлаке с образованием твердой крицы. При этом облегчается разделение пустой породы и восстановленного железа, осуществляемое вне печи.

В 1957 г. начаты исследования нового способа получения губчатого железа во вращающейся трубчатой печи. В отличие от кричного способа он позволяет получать губчатое железо с низким содержанием серы. Дальнейшее развитие эти исследования получили с 1959 г. при участии Высшего совета Европейского объединения угля и стали.

На рис. 120 показаны различные способы производства железа во вращающейся печи; способы Бассэ и Штюрсельберга, посредством которых получают чугуны, не рассматриваются. Ход процесса отделения восстановленного железа от пустой породы изменяют в зависимости от качества руды.

Для проведения опытов в Рейнхаузе построили полупромышленную опытную установку с вращающейся печью длиной 14 м и рядом соответствующую установку для обогащения и брикетирования.

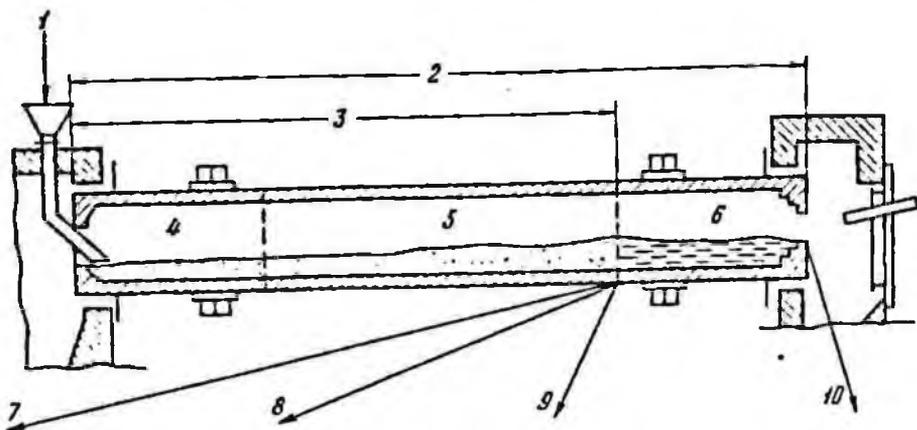


Рис. 120. Производство железа во вращающейся трубчатой печи

1 — питание (руда, флюс и восстановитель); 2 — зона кричного процесса; 3 — зона получения губки; 4 — зона предварительного подогрева; 5 — зона восстановления; 6 — кричная зона; 7 — на дальнейшую переработку в кусковое губчатое железо или окатыши (исх. руда — 60—70% Fe); 8 — на разделение обогащением с последующим окускованием (руда средняя до богатой — 45—70% Fe); 9 — на разделение плавлением (руда с 45—70% Fe); 10 — на разделение обогащением (руда с 30—50% Fe)

Предварительные и основные исследования проводили в лаборатории во вращающейся печи с электрическим обогревом, во вращающейся трубчатой печи непрерывного действия (длиной 6,5 м), а также в циркуляционной установке для газификации топлива и восстановления руд. После завершения опытных работ по переработке богатых железных руд способ проверили во вращающейся трубчатой печи длиной 110 м. Исследования, которые дали непосредственное основание для опытов в промышленном масштабе, были проведены во вращающейся трубчатой печи длиной 14 м.

Усовершенствование способа получения губчатого железа во вращающихся печах

Опыты проводились в печи длиной 14 м, которая может вращаться с различной скоростью и устанавливаться с разным наклоном (диаметр кожуха 1,2 м).

В первых опытах применяли руду с содержанием железа 35—55%. Стоимость получения высококачественного губчатого железа из восстановленной руды, используемой в качестве исходного сырья для различных способов производства стали, тем выше, чем ниже содержание железа в исходной руде. Поэтому в дальнейших исследованиях использовали богатую железную руду, которая может быть куплена на рынке по сравнительно низкой цене (табл. 96). Вместе с тем разрабатывали такой способ, при котором низкие затраты на установку и производство, т. е. затраты на обработку восстанавливаемого материала, должны быть минимальными.

Процесс идет следующим образом: исходная шихта, состоящая из руды, восстановителя и десульфуратора, непрерывно подается через механическое разгрузочное устройство в печь, вращающуюся со скоростью 1 об/мин; печь установлена с наклоном 2°. Материал, восстановленный до губчатого железа, выдается в разгрузочном конце через подпорное кольцо в барабан-

Т а б л и ц а 96

Химический состав перерабатываемой рудной мелочи
(0—12 мм)

Компонент	Состав различных руд, %			
	Бомн-Хилл	Венесуэла	Итабира	Кируна «С ₂ »
Fe _{общ}	64,0	63,0	65,8	61,6
Fe ⁺²	13,4	1,0	1,1	20,3
P	0,05	0,12	0,06	0,29
S	0,05	0,05	0,01	0,06
SiO ₂	6,30	0,92	2,6	7,68
Al ₂ O ₃	1,76	1,49	1,7	2,01
CaO	0,30	0,2	0,12	2,9
MgO	0,87	0,07	0,13	1,59
П. п. п.	1,2	8,0	0,5	0,6

ный охладитель, в котором орошается водой. При этом количество воды регулируется так, чтобы материал, выдаваемый из печи, был сухим. Печь обогревается газовой горелкой, установленной в разгрузочном конце печи. Топливом служит коксовый газ.

Для максимально полного восстановления необходим избыток восстановителя. Равномерно высокая температура по длине печи достигается вдуванием воздуха через фурмы, установленные на кожухе печи. Для получения необходимой скорости восстановления шихту нагревают до максимально возможной температуры; нагрев ограничен температурой начала спекания руды (1000—1060° С). Затем выдаваемые из печи продукты, состоящие из восстановленной руды, избыточного восстановителя, золы топлива и десульфуратора, поступают на окончательную переработку. Схема переработки показана на рис. 121. Процесс существенно упрощается вследствие того, что не загружают руду крупностью 0—5 мм и работают на дробленом коксике крупностью 0—3 мм. Поведение губчатого железа, полученного во время опытов, исследовали при расплавлении в электропечах, мартеновской печи и кислородном конвертере.

Вначале исследования проводились на рудах Бомн-Хилл, Венесуэлы и Итабира крупностью 0—12 мм. В отличие от обычной характеристики при производстве губчатого железа целесообразно выражать результаты восстановления, как степень восстановления через отношение

$$\eta = \frac{Fe_{нет}}{Fe_{общ}} \cdot 100, \%$$

Степень восстановления указанных руд достигает 87—98%. Так как общее содержание железа в губчатом железе для сталеплавильного производства мало, то восстановленную руду обогащают. При этом получается концентрат с содержанием железа 90—93% и серы 0,04—0,08% при извлечении железа до 85—90%. Величина зерен конечного продукта составляет 1—0 мм. Для использования в сталеплавильном производстве их необходимо предварительно брикетировать.

Окускования можно избежать и экономичность общего способа значительно повысится, если для производства губчатого железа применять только крупные и богатые железом фракции названных руд. Если, например, исключить из процесса мелкую руду (0—30 мм), содержащую значительное количество фракций 0—5 мм, то при восстановлении богатой желе-

зом кусковой руды можно получить непосредственно губчатое железо с содержанием железа свыше 90% при степени восстановления 94%. Следовательно, можно исключить обогащение восстановленной руды (см. рис. 121, часть схемы, выделенная пунктиром).

Из продукта, называемого «черновым» концентратом, можно непосредственно получать сталь.

Преимущества, которые дает восстановление и дальнейшая переработка крупных кусков, можно также получить и при работе с мелкими кусками, если окомковать их. Кроме того, что удалить пустую породу из губчатого

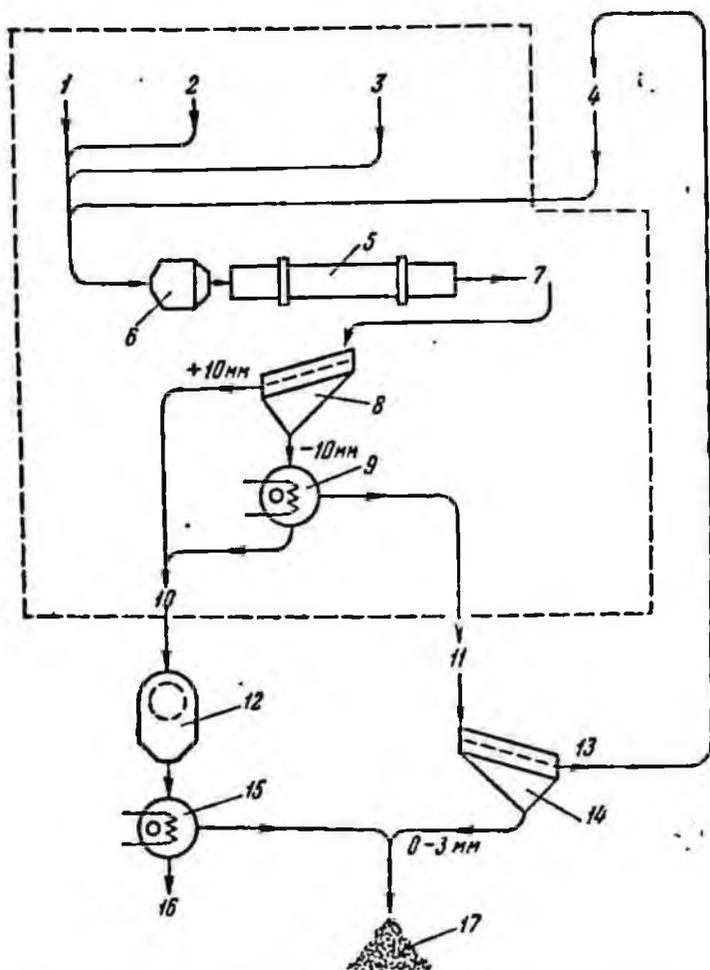


Рис. 121. Схема процесса получения губчатого железа

1 — руда крупностью 0—30 мм; 2 — известняк или сырой доломит (1—3 мм); 3 — коксик крупностью 0—10 мм (состояние при поставке); 4 — возврат (3—10 мм); 5 — вращающаяся трубчатая печь; 6 — смеситель; 7 — материал, выдаваемый из печи; 8 — грохот (10 мм); 9 — магнитный сепаратор; 10 — черновой концентрат; 11 — смесь из кокса, известняка и золы; 12 — шаровая мельница с ситами (1 мм); 13 — возврат (3—10 мм); 14 — грохот (3 мм); 15 — магнитный сепаратор; 16 — губчатое железо (0—1 мм); 17 — отвал

железа гораздо тяжелее, чем из руды, окомкование исключает особые расходы на окускование полученного губчатого железа.

Поэтому дальнейшие опыты проводили с рудой крупностью 5—30 мм (10% фракции < 5 мм). Загружали руду Итабира, Венесуэла, Гоа и Кируна «С₂» (табл. 97). При этом (за исключением опытов с рудой Гоа) получали губчатое железо, содержащее более 90% Fe, извлечение Fe составляло 98%. Содержание серы в губчатом железе при переработке указанных руд составляло 0,03—0,06%. Во время этих опытов исследовали ход восстановления и «отнятые» кислорода от руды в пробах, отобранных во время

Таблица 97
Химический состав перерабатываемой мелкокусковой руды
(5—30 мм)

Компонент	Состав различных руд, %			
	Итабира	Венесуэла	Гоа	Кируна «С»
Fe _{общ}	67,8	65,3	57,6	67,0
Fe ⁺²	1,4	1,5	2,2	22,0
P	0,05	0,1	0,06	0,28
S	0,01	0,02	0,01	0,02
SiO ₂	0,8	1,30	2,27	2,79
Al ₂ O ₃	1,2	1,38	6,06	1,0
CaO	0,1	0,4	0,70	1,8
MgO	0,1	0,2	0,43	0,96
П. п. п.	0,3	3,7	7,4	0,2

работы в разных местах печи. На рис. 122 кривые отображают процесс восстановления и изменения температуры, а также образование железа при восстановлении руды Итабира.

Влияние температуры на степень восстановления для четырех различных руд показано на рис. 123. Быстрее всего восстанавливается руда Гоа.

Исследовали возможность применения различных восстановителей табл. 98) и влияние количества и крупности их на степень восстановления

Таблица 98
Химический состав восстановителей

Компонент	Состав восстановителей, %				
	коксик 0—12 мм	коксик 0—3 мм	антрацит 0—2 мм	кокс из сер- нистого каменного угля 0—10 мм	кокс из сер- нистого бурого угля 0—10 мм
C _H (летучий)	87,8	84,0	84,1	76,4	67,6
Fe	1,4	2,0	4,0	12,8	14,2
Зола	10,8	12,1	11,8	10,7	18,2
S _{общ}	0,95	1,0	1,0	0,66	4,04
В золе:					
SiO ₂	40,8	42,2	51,5	32,8	12,2
Al ₂ O ₃	26,5	24,3	28,6	22,4	5,2
CaO	7,3	7,0	1,8	5,3	25,9
MgO	3,0	3,5	Следы	5,21	7,1
Fe ₂ O ₃	14,1	15,0	Не обнаружено	20,88	6,9
SO ₃	4,5	3,9	Не обнаружено	5,81	41,4
Влажность, %	5—8	8—16	12	21	20

и установили при этом, что возможная степень восстановления не зависит от того, является ли восстановителем коксовая мелочь крупностью 0—10 мм (поставляемая) или 0—3 мм (дробленая). Минимальный расход восстановителя

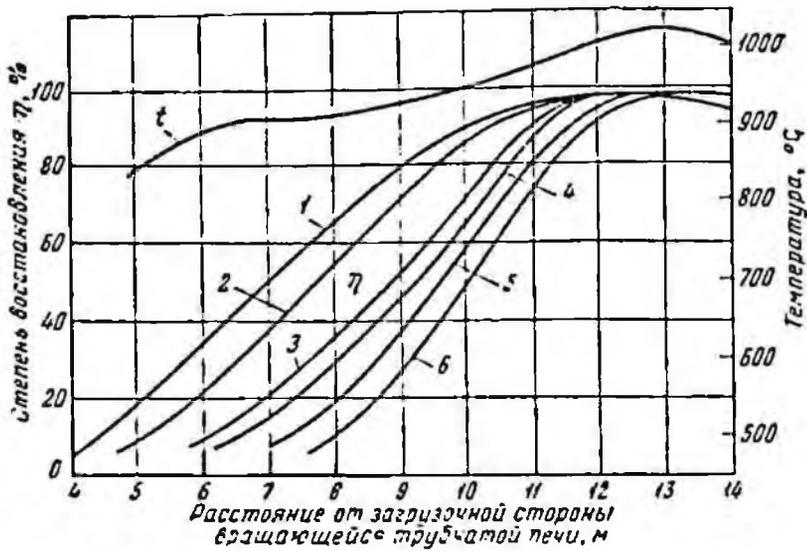


Рис. 122. Степень восстановления и изменение температуры во вращающейся трубчатой печи длиной 14 м, а также изменение кусковатости при восстановлении руды Итабира

1 — < 1 мм; 2 — 3—1 мм; 3 — 5—3 мм; 4 — 10—5 мм; 5 — 20—10 мм; 6 — > 20 мм

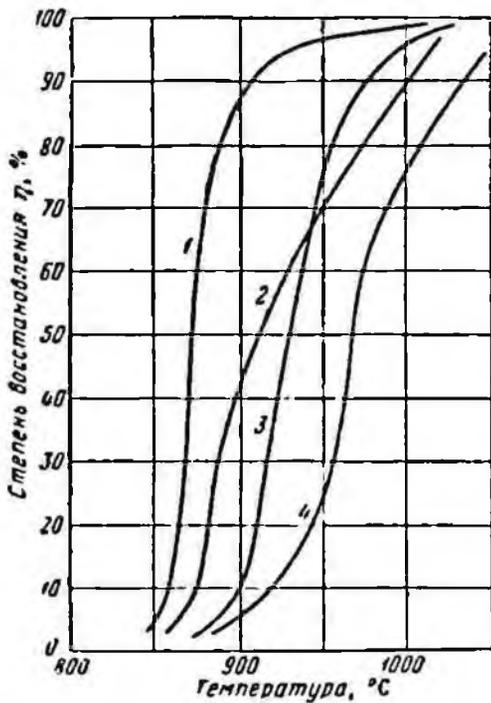


Рис. 123. Зависимость степени восстановления от температуры при восстановлении разных руд крупностью 5—30 мм коксиком во вращающейся трубчатой печи длиной 14 м (загрузка руды — 100 кг/час).

Руда: 1 — Гоа; 2 — Венесуэла; 3 — Итабира; 4 — Кируна

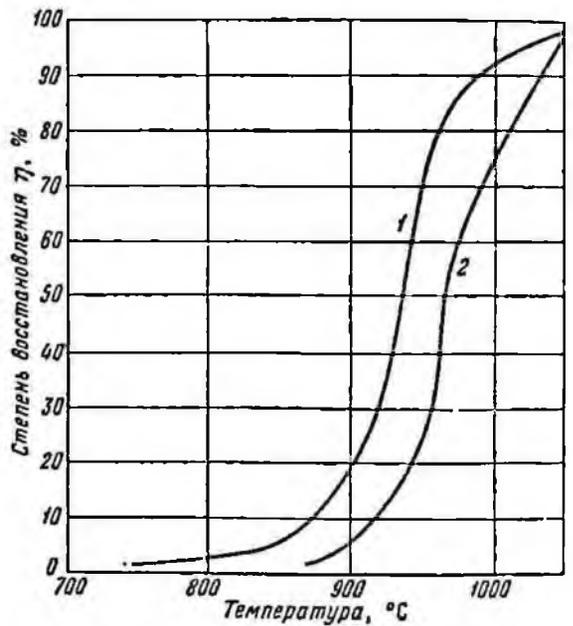


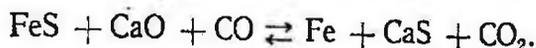
Рис. 124. Зависимость степени восстановления от температуры при применении различных восстановителей (руда Кируна С₂ крупностью 5—30 мм)

1 — кокс из сернистого каменного угля; 2 — коксяк

при содержании каждой фракции 50% (коксовая мелочь влажностью 10%), отнесенной к влажной руде, составляет ~ 750 кг на 1 т губчатого железа. При добавке мелкого антрацита (0—3 мм) с содержанием серы 0,5% получилось губчатое железо с содержанием серы ~ 0,03%.

При применении коксика степень восстановления 97—98% можно достигнуть при 1050° С, а при применении кокса из бурого сернистого угля высокой реактивности. Кокс из сернистого каменного угля влияет аналогично. На рис. 124 кривые показывают, что восстановление трудновосстанавливаемой руды Кируна улучшается при применении этого восстановителя, обладающего высокой реакционной способностью, несмотря на высокое содержание серы. В коксе из бурого сернистого угля сера находится в виде сульфата, который соединяется с известняком.

При исследованиях особое внимание обращалось на то, чтобы содержание серы было не ниже 0,1%. Подходящими десульфураторами оказались известняк и сырой доломит крупностью 1—3 мм; расход его должен составлять не менее 6—8% от расхода сырой руды. Сера вносится восстановителем. Реакция, определяющая конечное распределение серы между известью и железом, представлена в виде уравнения:



На механизм перехода серы в определенных температурных условиях влияет состав газовой фазы, особенно содержание в ней водорода и сероводорода.

При переработке магнетитовых руд Кируна и Бомп-Хилл добавка десульфуратора к исходной шихте позволяет получить губчатое железо с достаточно низким содержанием серы. Затруднения встретились при переработке гематитовых руд. Восстановленное железо спекается с насыщенной серой известью, что повышает содержание серы в губчатом железе. Был разработан особый способ работы. В определенное место печи дополнительно вводили десульфуратор, в присутствии которого завершали восстановление до металлического железа. На рис. 125 изображены кривые, показывающие изменение поглощения серы и десульфурации губчатого железа, полученного из руд различной крупности. С рудами одинакового и различного гранулометрического состава были проведены опыты в лабораторной вращающейся печи, которые показали, что степень обессеривания руд можно объяснить физическими свойствами (пористость и поверхностная активность). Взаимодействие между рудой и десульфуратором можно ограничить ведя процесс с предельно высоким содержанием десульфуратора (до 100% по отношению к руде).

Губчатое железо содержит некоторое количество закиси железа: может иметься невосстановленная закись железа руды и вторично окисленное металлическое железо. При расплавлении на восстановление окисленной части расходуется дополнительная энергия, следовательно, увеличивается удельный расход электроэнергии. Из рис. 126 видно, как возрастает удельный расход электроэнергии с увеличением содержания закиси железа в губчатом железе. Кроме того, для расплавления пустой породы необходимо определенное количество тепла, что также увеличивает удельный расход электроэнергии.

В опытах в 10- и 30-т дуговых печах вместо скрапа давали свыше 35% губчатого железа. При этом не было перерасхода электроэнергии по сравнению с расплавлением только скрапа. Это объясняется тем, что добавка губчатого железа, очень равномерно воспринимающего ток при расплавлении, способствует началу расплавления, благодаря чему компенсируется перерасход, вызываемый присутствием закиси железа и пустой породы. Предполагают, что губчатое железо не находится целиком на поду, а

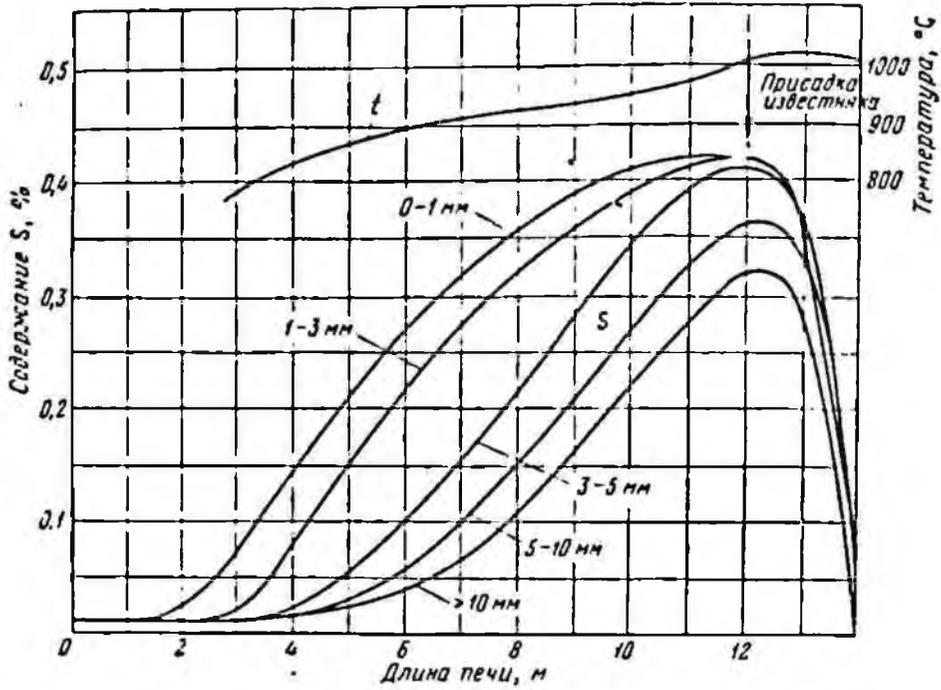


Рис. 125. Изменение содержания серы при восстановлении руды Итабира во вращающейся трубчатой печи, а также обессеривания при последующей присадке известняка

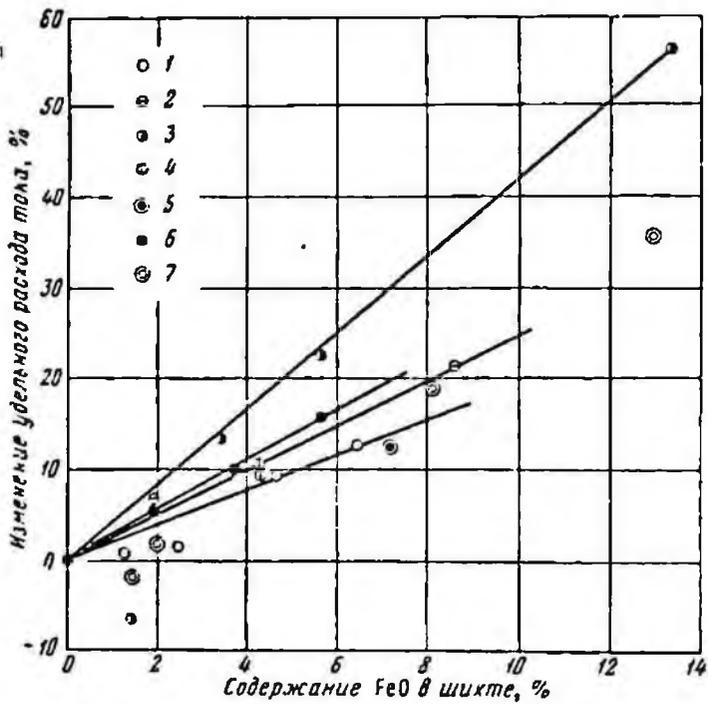


Рис. 126. Зависимость между содержанием закиси железа в шихте и изменением удельного расхода электроэнергии при добавлении губчатого железа в электропечь

По данным: 1— Е. Мэзи и П. Канинцо; 2— Дж. Стальхеда; 3— Гуммеса; 4— Вилера; 5— Ф. В. Старрат; 6, 7 — Д. Е. Бабкова

загружается на слой скрапа и затем покрывается другим скрапом. Однако при содержании в шихте более 35% губчатого железа и при повышенном содержании закиси железа в ней перерасход энергии на восстановление тельно уменьшается. Это доказано составных частей пустой породы значидо 80% брикетированного губчатого железа. Загруженное губчатое железо шихте при 30—35% губчатого железа в ней составляло 1,5—2%. Удельный расход энергии не повысился. Это совпадает с данными Е. Мазии П. Канницо (см. рис. 126).

В опытной плавке в мартеновскую печь загружали 10% губчатого железа, никакого влияния на процесс плавления не было.

О применении губчатого железа в качестве охлаждающей среды при продувке металла кислородом сообщали Е. Плеккингер и К. Боровский. В 3-м опытном конвертере на плавку добавляли 30% губчатого железа.

Опыты по восстановлению руды в 14-м вращающейся печи позволили установить следующее:

1) губчатое железо с содержанием серы 0,06% можно получить из богатой железной руды с добавкой коксика и мелкого антрацита и десульфуратора;

2) управление ходом печи облегчается и существенно снижаются затраты на обогащение полученного металла, если применяется кусковая руда (90% фракции 5—30 мм);

3) полученное губчатое железо представляет собой высококачественный шихтовый материал для производства качественных и специальных сталей.

Проверка процесса в промышленных условиях

В 1961 г. было опробовано получение губчатого железа в промышленном масштабе. Печь длиной 110 м и наружным диаметром 4,6 м оборудована приспособлениями, необходимыми для проведения опыта. По длине печи установлено 11 фурм под углом 120° по отношению друг к другу. Фурмы имеют диаметр в свету 200 мм и толщину стенки 30 мм. Каждая фурма оборудована вентилятором (6000 $\text{лм}^3/\text{час}$). Фурмы доходят почти до середины печи и позволяют подавать воздух по оси печи против направления движения материала. Часть окиси углерода, легко образующейся при восстановлении, сжигается в свободном пространстве печи; полученный газ в дальнейшем не используется. Благодаря регулированию количества воздуха на каждом вентиляторе, в печи можно устанавливать распределение температур, необходимое для восстановления и для определенной производительности по руде. Известняк для обессеривания вводился на расстоянии 17 м от разгрузочного конца печи через спекательное устройство. Устройство состоит из двух труб, выступающих почти до центра печи и подающих известняк из бункера, установленного под печью.

Горелку для сжигания пылеугольного топлива, служащую для отопления кричной печи, заменили ламинарной горелкой для коксового газа. Максимальный расход воздуха в горелке 5000 $\text{лм}^3/\text{час}$. Во избежание повторного окисления восстановленного губчатого железа надо было изменить подпорное кольцо, установленное на разгрузочной стороне печи и в загрузочной части печи. Подпорное кольцо было сделано так, чтобы через него мог пройти только тонкий слой шихты. Во избежание подсоса воздуха помог пройти только тонкий слой шихты. Полученные продукты изловную часть печи дополнительно уплотнили. Полученные продукты из печи поступают по водоохлаждаемой напорной трубе в горизонтальный барабанный охладитель ($L = 14 \text{ м}$, $d = 1,8 \text{ м}$), в котором их поливают водой и охлаждают до такой температуры, чтобы барабан оставался сухим и не происходило вторичного окисления. Расход воды должен измерять-

ся точно, чтобы предотвратить гидратацию извести и разрушение ее, которое наступает, если частички губчатого железа соприкасаются с обогащенной серой известью, что ведет к повышенному содержанию серы в губчатом железе. Опыты показали, что лучше применять руды с высоким содержанием железа. Для промышленных опытов были использованы руды Итабира.

Из рис. 123 видно, что руды показали не лучшую восстановимость. Загружали руду крупностью 4—30 мм с содержанием Fe 68—69% (по сухому весу) при содержании 10% зерен размером 4 мм. Из бедной и мелкой руды (~ 60% от общего количества зерен крупностью 0—4 мм) получали крицу. В качестве восстановителя использовали коксик и мелкий антрацит крупностью 0—3 мм, а в качестве десульфуратора — известняк крупностью 1—3 мм.

Химический состав загружаемого материала (руда Итабира крупностью 4—30 мм и известняк крупностью 1—3 мм) (в % по сухому) следующий:

	Руда	Известняк		Руда	Известняк
Fe _{общ}	68,4	—	Al ₂ O ₃	0,3	0,47
Fe ⁺²	1,0	—	CaO	0,1	54,0
S	0,01	—	MgO	0,1	—
P	0,06	—	CO ₂ + H ₂ O _{хим}	0,5	42,2
SiO ₂	0,8	0,62	Влажность	3,0	3,0

Химический состав восстановителя, применяемого в процессе, следующий:

	Коксик	Антрацит		Коксик	Антрацит
C	84,5	84,5	S _{общ}	1,0	0,47
Зола	12,0	11,5	Влажность	16,0	11,0
Летучие	3,5	4,0			

Химический состав коксового газа (%): H₂ — 52, CH₄ — 21, CO — 6,0, CO₂ — 4,0, N₂ — 14,5, C_mH_n — 2,5 (Q_p = 4100 ккал/нм³).

Продукты горения, состоящие из губчатого железа, избыточного горючего, золы горючего и извести, разделяются по крупности на фракции 0—1; 1—4 и 4—30 мм.

Крупная фракция состояла исключительно из губчатого железа, обе мелкие фракции проходили через барабанный магнитный сепаратор, при этом отделялись топливо, зола топлива и известь. Дальнейшее обогащение этой смеси с повторным использованием восстановителя можно проводить сухим и мокрым способами. В данном случае отказались от такого обогащения, так как смесь из извести и коксика можно было загружать в кричные печи.

Печи длиной 14 и 110 м имели почти одинаковую скорость вращения (1 и 0,8 об/мин). У большой печи окружная скорость была выше и, следовательно, сильнее механическая нагрузка на шихту. Толщина слоя шихты в промышленной печи в несколько раз больше, чем в опытной. Величина изменения размера зерен видна из изменения гранулометрической кривой для руды и губчатого железа, показанного на рис. 127. Процесс нарушался из-за механических повреждений. После 14 дней работы печь временно была остановлена с целью улучшения подачи известняка. Контроль температуры в печи вели при помощи термоэлементов.

Результаты опыта сведены в табл. 99.

На рис. 128 показана суммарная частота случаев и область расстояния полученных аналитических величин (табл. 99, периоды 2—4).

В опыте на крупной печи пробы отбирали в различных местах печи специальным устройством. На рис. 129 показано изменение температуры

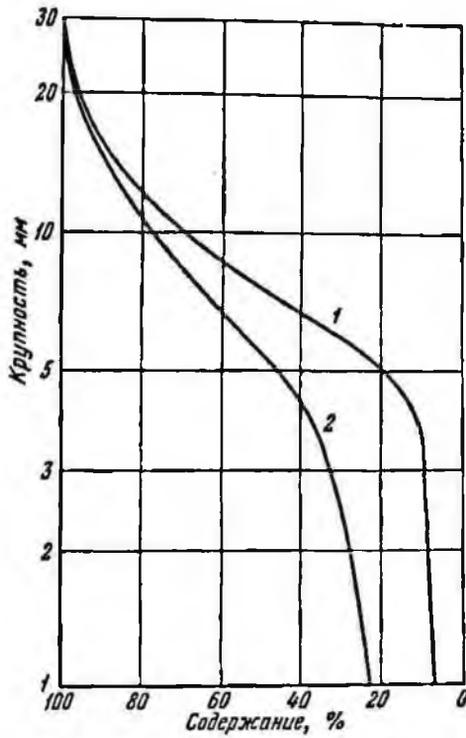


Рис. 127. Распределение по крупности грохоченой руды Итабира (1) и полученного из нее губчатого железа (2)

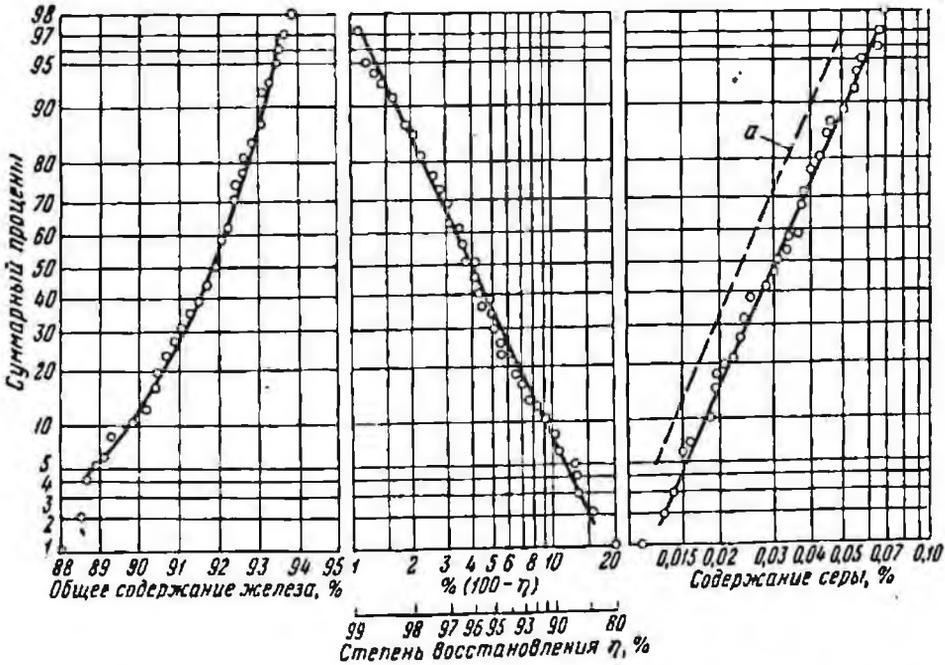


Рис. 128. Суммарная частота случаев для содержания общего железа, степени восстановления и содержания серы в опытах (а — значения, полученные при применении только мелкого антрацита)

Содержание железа (общего) и серы в губчатом железе, а также степень его восстановления в различные периоды опыта (среднеарифметические значения)

Период	Содержание восстановителя (сухого), отнесенного к влажной руде, %	Fe _{общ.} %	Степень восстановления, %	S, %
1	Коксик — 50	92,3	97,7	0,034
2	45	91,9	96,1	0,030
3	45	92,1	96,3	0,025
4	Антрацит — 40	91,4	93,6	0,027

и степень восстановления, а также обогащение серой и обессеривание губчатого железа на последних сорока метрах печи. Наблюдения в 14-м вращающейся печи подтвердились.

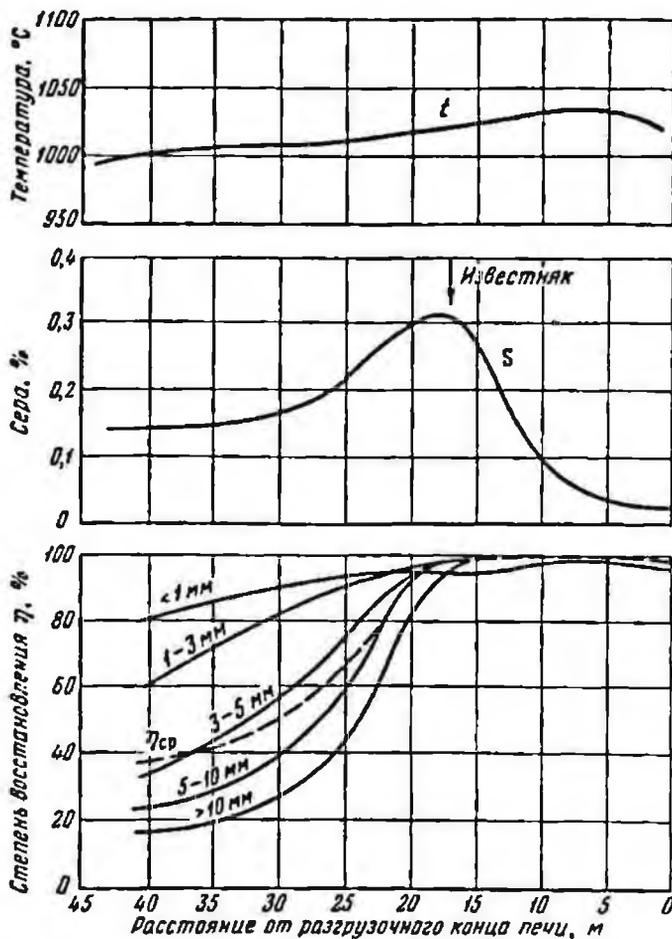


Рис. 129. Влияние температуры на процесс обессеривания во вращающейся трубчатой печи длиной 110 м

Содержание серы в полученном губчатом железе на 0,025—0,035% ниже, чем при опытно-производстве, потому что газ, применявшийся в опыте в промышленном масштабе, содержал незначительное количество серы (0,2 г/нм³ в отличие от 7 г/нм³ в опытно-производстве). Необходимо учитывать, что расход газа в 110-м печи значительно ниже.

Содержание железа общего не достигало значений теоретических, так как наблюдалось незначительное спекание мелкокусковой руды с золой топлива и известью (табл. 100).

Т а б л и ц а 100

Сравнение фактического и теоретического состава губчатого железа

Составляющие	Состав, %		Отклонение от теоретического значения
	фактический	теоретический	
Fe _{общ}	91,8	95,34	-3,54
Fe _{мет}	88,2	91,50	-3,30
FeO	4,64	5,04	-0,40
S	0,04	0,01	+0,03
P	0,05	0,07	-0,02
C	0,60	0,60	—
SiO ₂	2,01	2,11	+0,90
Al ₂ O ₃	2,14	0,42	+1,72
CaO	1,01	0,14	+0,87
MgO	0,31	0,14	+0,17

Степень восстановления губчатого железа составляла 96—97%, т. е. на 1—2% выше, чем в 14-м печи. Очевидно, большая толщина слоя в промышленной печи способствует улучшению восстановления. Степень восстановления мелкозернистого губчатого железа при этом была ниже, чем у крупнозернистого.

В губчатом железе содержится 0,4—1% С. Фосфор вносится рудой и его содержание составляет 0,06%.

За исключением формы зерна руды после восстановления почти не изменяются. Отдельные куски имеют очень высокую пористость, плотность в среднем равна 2,2 г/см³, а насыпной вес 1,7—1,8 т/м.

Губчатое железо при транспортировании необходимо предохранять от влияния влаги, так как оно может поглощать до 20% влаги. Хранят его в закрытых бункерах во избежание повторного окисления.

Другой целью опыта была проверка эффективности процесса. Для расчета стоимости за основу приняли, что на 1 т губчатого железа расходуется 1,48 т руды Итабира с содержанием железа 68,4% (влажность 3%). Около 95% железа, содержащегося в руде, перешло в губчатое железо. Остаток находился в виде смеси известь-кокс или известь-антрацит, загружаемый в кричные печи.

Добавка сухого восстановителя в начале опыта составляла 50%, позднее ее снизили до 40%. Из материального баланса видно, что при 45% восстановителя в шихте расходуется $\frac{2}{3}$, а при 40% восстановителя — $\frac{3}{4}$ загружаемого в печь нелетучего углерода. Немагнитный остаток содержал смесь известь-кокс или известь-антрацит, образующуюся при обогащении продуктов, полученных в печи. Эти продукты добавляли в шихту кричной печи; их состав приведен в табл. 101. Различное содержание железа частично обусловлено изменениями при магнитной сепарации полученного материала. Ее проводили по окончании процесса с применением коксика, в результате чего изменялось количественное соотношение составляющих.

Баланс усовершенствованного способа получения губчатого железа без учета печного газа приведен на рис. 130.

Целью исследований во вращающейся трубчатой печи было проведение восстановления при температуре 850—1050° С и решение вопроса подогре-

ва материала до температуры восстановления путем теплового обмена. При повышении производительности по руде необходимо удлинить зону восстановления в печи, так как время пребывания шихты в печи уменьшается. Решено отвести небольшую часть печи для зоны теплового обмена.

Т а б л и ц а 101

Состав немагнитного остатка, %

Восстановитель	Fe _{общ} %	CaO, %	C, %
45% коксика	25,9	11,4	42,8
45% антрацита	6,5	10,7	53,6
40% »	3,6	12,9	57,2

С увеличением производительности по руде повысится температура отходящего газа. Эта зависимость для 14-м печи дана на рис. 131.

При увеличении пропускной способности печи повышаются расход газа и температура отходящего газа при почти постоянной степени восстановления.

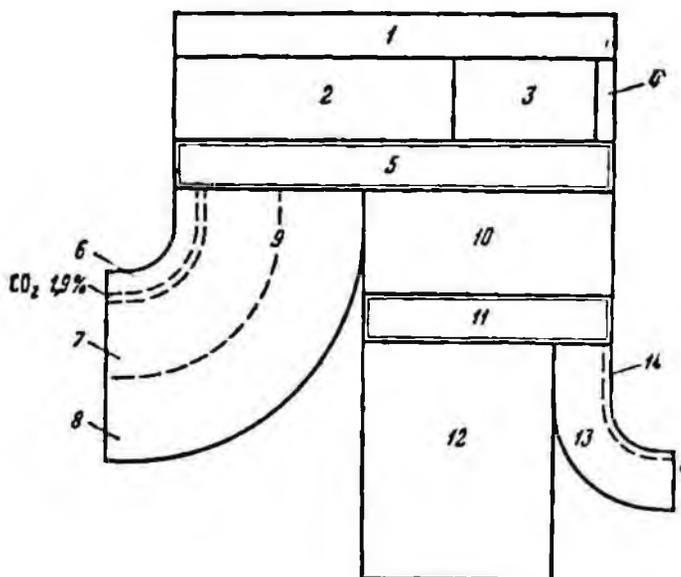


Рис. 130. Баланс получения губчатого железа по усовершенствованному способу (технические данные: вращающаяся трубчатая печь 110×4,6 м, производительностью по руде 0,45 т/сутки на 1 м³ объема печи, руда Итабира крупностью 30—4 мм с содержанием железа 68,4%)

1—[шихта (влажная) 100%; 2— руда 64%; 3— антрацит 32,2%; 4— известняк 3,7%; 5— печь; 6— влага 5,6%; 7— кислород 17,2%; 8— газифицируемый углерод 19,1%; 9— отходящий газ; 10— печные продукты 56,2%; 11— обогащение; 12— губчатое железо 42,8%; 13— смесь антрацита с 6,5% извести; 14— пыль 0,8%

На основании зависимости, полученной при проведении опыта в промышленных масштабах, производительность по руде выбрали равной 600 т/сутки (25 т/час) или 0,45 т/м³ объема печи при температуре отходящих газов 650° С. Тепловой баланс 110-м печи показан на рис. 132.

В будущем следует предусмотреть устройство для использования тепла отходящих газов. Этого не удалось осуществить на данной установке. При правильном использовании тепла отходящих газов улучшается использование тепла во время процесса и повышается производительность печи.

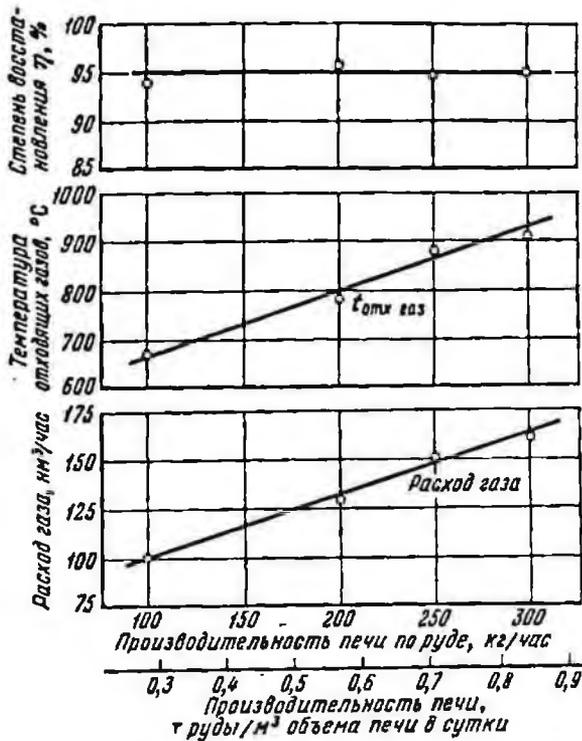


Рис. 131. Зависимость производительности печи по руде от степени восстановления, температуры отходящего газа и расхода газа при переработке руды Итабира (5—30 мм) в опытной вращающейся трубчатой печи длиной 14 м

При производительности печи 600 т/сутки содержание $\text{CO} + \text{H}_2$ в отходящих газах должно составить 2,5%. На производство 1 т губчатого железа расходовалось в среднем 155 м³ коксового газа с рабочей теплотой сгорания 4100 ккал/м³.

Тепловой баланс для более продолжительного периода работы 110-м печи показал, что на 1 т губчатого железа расходовалось $3,63 \cdot 10^6$ ккал. Потери отходящего газа составили 30,6% общих потерь тепла. Если полезно использовать только половину тепла отходящего газа, то уже и тогда тепловые потери на 1 т губчатого железа уменьшатся до $3 \cdot 10^6$ ккал. С увеличением размеров печи увеличивается часть тепла, вносимого при подогреве, а с увеличением длины печи увеличивается эффективность использования тепла.

Таким образом, в опытах, которые проводились на 14-м вращающейся трубчатой печи, удавалось получать губчатое железо со степенью восстановления более 90% и содержанием серы ниже 0,08% из руд с разным содержанием железа. Разработан особый способ введения десульфуратора. Измерение температуры и отбор проб из шихты по длине печи дали возможность ознакомиться с процессами восстановления и обессеривания во

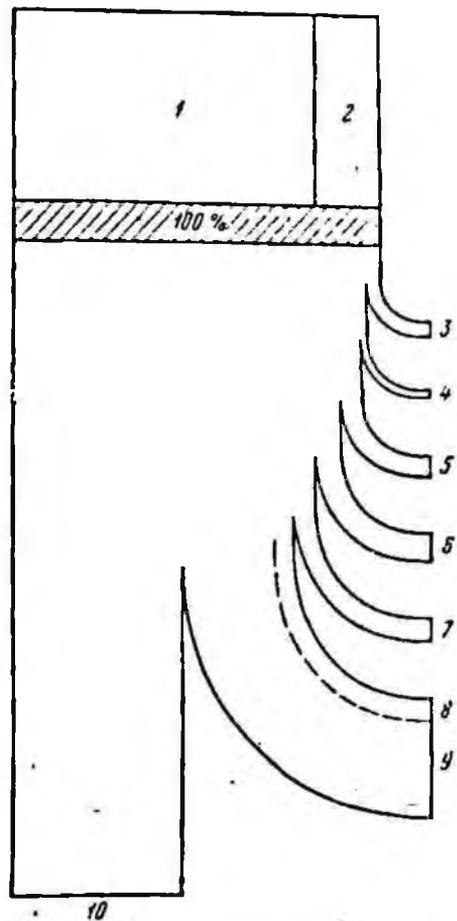


Рис. 132. Тепловой баланс получения губчатого железа (технические данные см. рис. 130); необходимое количество тепла на 1 т губчатого железа $3,63 \times 10^6$ ккал

1 — тепло от антрацита 82,6%; 2 — тепло от коксового газа 17,4%; 3 — испарение влаги 4,4%; 4 — разложение известняка 0,8%; 5 — потери через кладку и отверстия 5,2%; 6 — тепло, уносимое печными продуктами, полученными из шихты, 7,4%; 7 — невязка баланса 6,1%; 8 — химическое тепло отходящего газа 5,8%; 9 — физическое тепло отходящего газа 24,8%; 10 — восстановление окислов железа 45,5%

вращающейся трубчатой печи. Процесс упрощается, если загружается руда крупностью 5—30 мм с минимально возможным содержанием более мелкой фракции. Применялись различные твердые восстановители. Полученное губчатое железо с содержанием $\text{Fe} > 90\%$, степенью восстановления в среднем 94% и содержанием серы $< 0,06\%$ пригодно для непосредственной загрузки в сталеплавильный агрегат. В дуговой печи можно перерабатывать 30—35% губчатого железа в садке без увеличения расхода электроэнергии. Опыты показали, что губчатое железо представляет собой высококачественный шихтовый материал для сталеплавильного производства.

Проверка способа была проведена в промышленном масштабе в 110-м вращающейся трубчатой печи на руде Итабира крупностью 4—30 мм. Результаты, полученные в 14-м вращающейся трубчатой печи, подтвердились в 110-м печи без особых отклонений, что при соотношении объемов печей 1 : 150 является показательным.

Всего было получено $\sim 150\,000$ т губчатого железа.

При непрерывном производстве можно получать губчатое железо с содержанием $\text{Fe} 92\%$, степенью восстановления 96—97% и содержанием серы 0,03%.

На основании этих данных рекомендуется организовать непрерывное производство: 1) сверхчистых рудных концентратов на одном из комбинатов Криворожского бассейна производительностью около 1 тыс. т/сутки по технологии ДГИ; 2) сверхчистых антрацитных концентратов на одной из фабрик Донецкого совнархоза; 3) металлических «полукричных» брикетов на Керченской опытной фабрике из рудных и антрацитных концентратов; 4) металлических окатышей на одной из печей ЦГОК из рудного концентрата и природного газа.

Технико-экономический эффект реализации этих мероприятий очень велик, фактические размеры его будут установлены в течение годовой эксплуатации путем использования металлических брикетов и окатышей на специально выделенных кислородных конвертерах Ждановского и Криворожского заводов, а высококачественных концентратов — на одной из доменных печей Криворожского завода.

VI

Использование металлизированных окатышей из высококачественных концентратов в кислородно-конвертерной плавке

В связи с предстоящим увеличением выплавки стали прогрессивным кислородно-конвертерным методом повышение качества рудных концентратов и экономия чугуна особенно необходимы.

В настоящее время себестоимость кислородно-конвертерной и бессемеровской стали по абсолютной величине на одних и тех же заводах (производящих мартеновскую и конвертерную сталь) выше мартеновской, несмотря на то, что расходы по переделу значительно ниже в конвертерных цехах.

Высокая себестоимость конвертерной стали обусловлена тем, что расход чугуна на 1 т стали составляет 1120—1130 кг, а на 1 т мартеновской — 620—630 кг. Стоимость переделного чугуна, как известно, примерно в два раза выше стоимости железостального лома.

С целью снижения себестоимости конвертерной стали необходимо увеличить долю железостального лома.

Промышленные опыты, проведенные в последнее время, показали что в кислородные конвертеры можно вводить до 40% искусственного лома (губчатого железа, содержащего менее 0,05% серы), при этом качество стали получается очень высоким, а себестоимость резко уменьшается [1]. При расходе железостального лома в кислородно-конвертерных цехах в количестве 25—40% от веса металлической части шихты себестоимость ее будет значительно ниже себестоимости мартеновской стали.

В связи с недостаточными запасами лома важное значение имеет также повышение качества железной руды, используемой в конвертерных цехах. Как известно, приходная часть теплового баланса кислородно-конвертерной плавки не имеет внешних источников и замкнута в рамки энергетических потенциалов заданного в передел чугуна.

В этих условиях на улучшение технико-экономических показателей процесса может быть израсходовано лишь избыточное тепло последнего, представляющего собою разность между общим приходом тепла и количеством его, необходимым для нагрева до заданной температуры системы плавки, которая ведется без принудительного охлаждения. Такая ограниченность тепловых ресурсов кислородно-конвертерного передела требует весьма бережного расходования их во избежание невозместимых потерь производства. Мерой рациональности использования тепловых возможностей процесса может служить отношение количества избыточного тепла $Q_{изб}$ за вычетом непроизводительных потерь его $Q_{пот}$ ко всему избыточному теплу, выраженное в процентах от $Q_{изб}$:

$$K = \frac{Q_{пав} - Q_{пот}}{Q_{изб}} \cdot 100, \% .$$

На величину K , являющуюся по сути коэффициентом полезного использования избыточного тепла, наиболее сильное влияние оказывает качество сыпучих составляющих шихты и в первую очередь руды. Кремнезем руды и нужная для его ошлакования известь — балласт плавки. Тепло, израсходованное на их нагрев до температуры ванны, теряется бесполезно и уменьшает значение коэффициента полезного использования избыточного тепла.

На рис. 133 представлена зависимость K от содержания кремнезема в руде. Ординаты кривой определялись по следующим данным, использованным и во всех остальных расчетах: чугун — С — 4,1%, Si — 0,7%, Mn — 1,5%, температура слива в конвертер 1290° С; сталь перед раскислением — С — 0,01%, Mn — 0,30%, температура выпуска 1625° С; известь намертво обожженная — CaO — 95%, SiO₂ — 3%, ΣR_0 — 2%. Основность шлака $\eta=2,8$.

Из данных, приведенных на рис. 133, легко установить, что при работе на мартеновской руде 22 класса с 15% SiO₂ потери избыточного тепла составляют 33%, при использовании руды 1 класса с 9% SiO₂ (Fe — 62%) они снижаются до 22%, а при замене руды вдуваемым концентратом или окатышами, содержащими 2% SiO₂ и 70% Fe, падают до 5%.

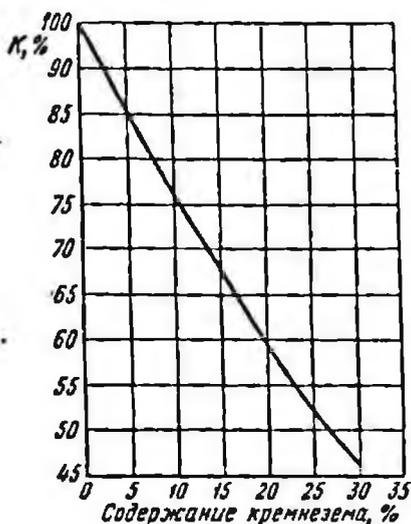


Рис. 133. Зависимость коэффициента полезного использования избыточного тепла от содержания кремнезема в руде

На основании этих данных можно рассчитать снижение расхода чугуна при работе на окатышах против расхода его при использовании руды 21 класса. Это снижение оказывается равным 16 кг на 1 т жидкого металла.

Качество руды влияет также и на выход годного металла. Расчеты по приведенным выше данным дают увеличение выхода жидкого металла на 0,15% при применении окатышей вместо руды 21 класса.

Повышение содержания кремнезема в охладителе повышает удельный выход шлака. Если принять за норму выход последнего на тонну продукции, выплавленной с охлаждением процесса окатышами, то замена их рудой 21 класса увеличивает количество шлака на тонну стали на 24,25 кг. Повышенный выход шлака влечет за собой перерасход извести и излишнюю загрузку внутривозовского транспорта. Дополнительный расход извести на тонну жидкого металла в случае использования руды 21 класса вместо окатышей составит 17 кг и дополнительные перевозки около 50 кг/кг.

Наконец, как показывает исследование, поставленное на заводе им. Петровского [1], увеличение количества шлака и содержания кремнезема за счет кремнезема руды шлака и содержания в нем SiO₂ ухудшает условия службы кладки конвертера и ведет к снижению стойкости футеровки. Расчет с использованием результатов этого исследования показывает снижение расхода огнеупоров на 0,5 кг/т жидкого продукта при замене металлургической руды 21 класса окатышами с 2% кремнезема.

Отрицательное воздействие кремнезема охладителя на технологию конвертерной плавки в конечном счете повышает себестоимость стали. Для одного из наших заводов, где себестоимость чугуна равна 30 руб. 64 коп., извести 7 руб. 90 коп., кислородно-конвертерной кипящей стали 41 руб. 66 коп. при цене руды 21 класса — 5 руб. 27 коп., окатышей с 2% SiO₂ — 7 руб. 50 коп. и кирпича ПШ — 66 руб., это повышение выражается 46 коп. или 1,1%.

Всемерное обеднение шихты кремнеземом особенно важно для конвертерных цехов, работающих рудным процессом. Применение комплексного охладителя, состоящего из лома железа и руды, несколько снижает меру вредного воздействия SiO₂, но не ликвидирует его. Ограниченный баланс лома в стране заставит, по-видимому, в большей части наших конвертерных цехов охлаждать плавки вдуванием чистых железорудных концентратов. Поэтому необходимо безотлагательно осуществить реконструкцию действующих и строительство новых фабрик для производства необходимого количества высококачественных концентратов.

Использование лома (губчатое железо), полученного из высококачественных концентратов

Большие материальные и технологические выгоды дает применение продуктов прямого восстановления высококачественных концентратов — ожежененных окатышей, содержащих 97% железа и порядка 3% SiO₂.

В этом случае расход чугуна на 1 т жидкой стали уменьшается на 200 кг и более, выход жидкого металла повышается на 1,65%, удельное количество шлака снижается на 25 кг, извести на 15 кг по сравнению со значениями

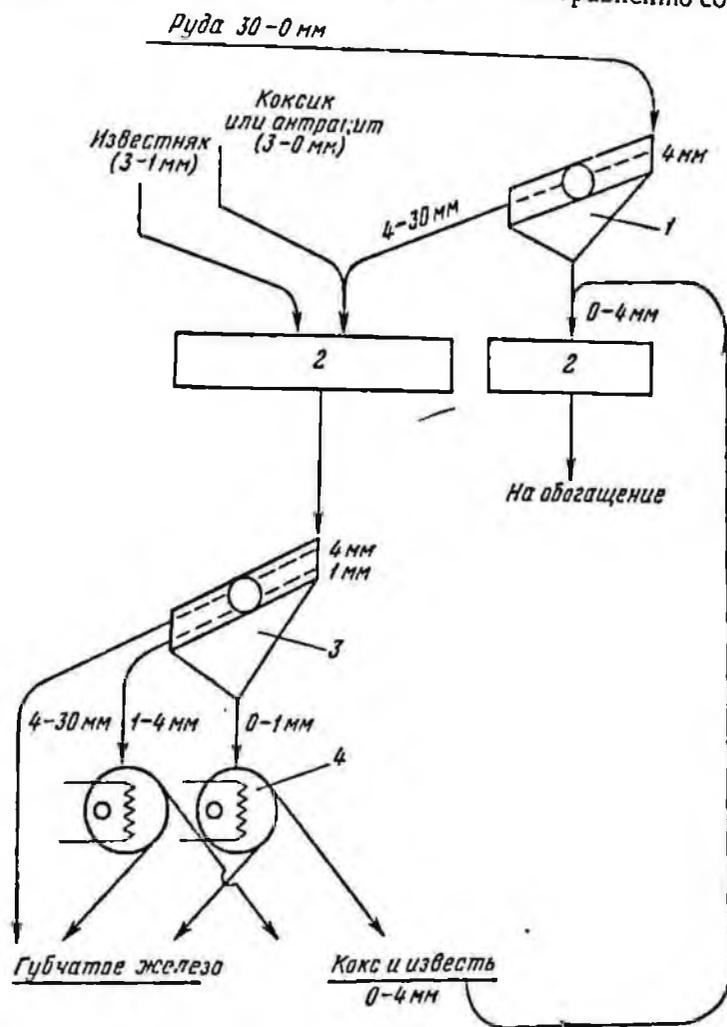


Рис. 134. Схема получения губчатого железа в промышленных условиях:

1 — односитный грохот; 2 — печь для получения губчатого железа;
3 — двухситный грохот; 4 — магнитный сепаратор

этих показателей при использовании для охлаждения процесса руды 21 класса. Если принять по данным зарубежной практики стоимость восстановленных окатышей равной стоимости лома, то экономический эффект работы на них, при цене лома 22 руб. 05 коп., выражается снижением себестоимости стали на 1 руб. 95 коп. или на 4,75%.

Помимо этого, восстановленные окатыши почти идентичны по составу лома железа и имеют явные технологические преимущества перед ломом и рудой.

Преимущества следующие.

1. Ожежененные окатыши не вносят в систему плавки дополнительного, трудно учитываемого кислорода, что позволяет успешно останавливать

продувку на заданном углероде по показаниям суммирующего расходомера дутья и облегчает борьбу с выбросами.

2. Однородность химического и гранулометрического состава окатышей определяет устойчивость охлаждающего эффекта, а значит и стандартность хода плавки.

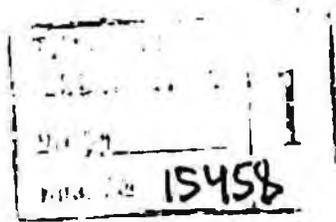
3. Небольшие и геометрически правильные размеры окатышей не только облегчают усвоение их ванной, но и позволяют автоматически загружать их в конвертер в любой момент плавки без прекращения дутья. Это открывает возможность своевременного принятия мер к ускорению шлакообразования и организации оптимального температурного режима на всем протяжении продувки.

Эти особенности искусственного лома облегчают решение задачи автоматизации кислородно-конвертерного процесса и внедрения в производство современной вычислительной техники.

Следует отметить, что при использовании обычного лома возникают некоторые затруднения вследствие относительно трудной усваиваемости его ванной и необходимостью подачи до начала продувки. Первое требует специальной разделки конвертерного лома и становится причиной снижения содержания его в железной части шихты против предела, разрешенного тепловыми возможностями процесса. Второе обуславливает холодное начало операции, сдерживающее формирование шлака, это осложняет десульфацию и дефосфорацию металла.

Итак, восстановленные окатыши или брикеты губчатого железа, полученные из высококачественных концентратов, являются идеальным интенсификатором конвертерной выплавки стали, применение которого вносит революционные изменения в черную металлургию.

В ФРГ в 1962 г. были произведены успешные опыты по производству 17000 т губчатого железа из сверхчистой руды в трубчатой печи размерами $4,6 \times 110$ м с удельной производительностью $0,2$ т/м³ сутки, т. е. 400 т губки в сутки [1]. Благодаря добавке известняка, губчатое железо содержало очень мало серы (0,03% при 93% металлического железа). Процесс получения губки отличался простотой и высокой надежностью. Примененное оборудование (трубчатые печи, сепараторы) освоено промышленностью и легко поддается автоматизации. На рис. 134 приведена схема этой установки. Аналогичные результаты, но в укрупненно-лабораторном масштабе были получены в Кривом Роге. Здесь в барабанной печи $1,2 \times 4$ м из криво-рожских руд и концентратов удалось получить губчатое железо, содержащее 92% металла и 0,04% серы при удельной производительности $0,2$ т/м³ в сутки. Из приведенного следует, что в настоящее время вполне возможен перевод одного из горнообогатительных комбинатов, имеющих барабанные печи (например, ЦГОК), на выпуск высококачественных концентратов с последующей металлизацией их в трубчатых печах, что позволит резко повысить производительность сталеплавильных цехов металлургического завода без какой-нибудь реконструкции и организовать кибернетическое управление производством.

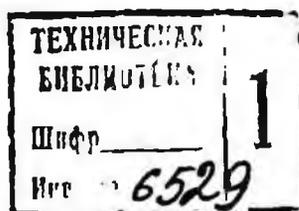


Литература

1. В. И. Кармазин. Современные методы магнитного обогащения руд черных металлов. Госгортехиздат, 1962.
2. И. Н. Плаксин. Комплексное использование минерального сырья и задачи науки в области обогащения полезных ископаемых.— Изв. АН СССР, ОТН. Metallургия и горное дело, 1963, № 3.
3. А. Д. Готлиб. Доменный процесс. Киев, ГИТЛ, 1958.
4. В. В. Кармазин. К вопросу о получении сверхбогатых концентратов железных руд. Научные сообщения ИГД им. А. А. Скочинского, вып. XVI. Госгортехиздат, 1962.
5. В. И. Кармазин. Интенсификация обогащения магнетитовых кварцитов.— Сталь, 1955, № 11.
6. В. И. Кармазин, П. Е. Остапенко. Опыт получения концентратов высокой чистоты из бедных руд.— Горный журнал, 1961, № 5.
7. З. С. Богданова. Некоторые особенности флотации руд черных металлов.— Горный журнал, 1957, № 8.
8. Е. Л. Гриван, Я. М. Турецкий. Получение высокосортных концентратов методом флотации. Бюлл. ЦНИИЧермет, 1960, № 10.
9. Флотация окислов железа Оленегорского месторождения. «Апатиты». Сб. статей Кольского филиала АН СССР, 1962.
10. Ф. Н. Белаш, П. А. Гонтаренко. Получение суперконцентратов из бедных железных руд Криворожского бассейна флотационными методами.— Metallургическая и горнорудная промышленность, 1961, № 6.
11. И. Н. Плаксин. Перспективы развития новых методов обогащения полезных ископаемых.— Изв. АН СССР, ОТН. Metallургия и топливо, 1962, № 2.
12. В. И. Кармазин, В. В. Крутий, В. П. Николаенко. Установки с центробежными магнитными сепараторами для сухого обогащения мелких магнетитовых руд. Горный журнал, 1962, № 3.
13. И. Н. Плаксин, Н. Ф. Олофинский, В. В. Норкин. Электросепарация железных руд. Сб. «Обогащение руд и углей». Изд-во АН СССР, 1963.
14. П. Г. Чилстэд. Обогащение железных руд в Швеции.— Обогащение руд, 1960, № 3.
15. В. И. Кармазин, С. Г. Кабищев, Ю. А. Хватов, В. В. Кармазин, Б. К. Буряев. Первый опыт промышленного производства предельнобогатых железорудных концентратов.— Metallургическая и горнорудная промышленность, 1962, № 3.
16. L. Roj. Benefication of Iron Ore. Print Chicago, 1957.
17. В. И. Кармазин, С. Г. Кабищев. О производстве металлдобавок из бедных железных руд. Аннотация № 101. Изд. института Механобрчермет, 1961.
18. Ф. Н. Белаш. Флотация железных руд. Госгортехиздат, 1962.
19. Х. П. Зайцев, И. А. Волох. Техничко-экономические показатели использования руд в черной металлургии. В сб.: «Использование Керченских руд в народном хозяйстве». Киев, 1962.
20. В. И. Кармазин, Л. А. Дрожилов. Повышение производительности доменных и мартеновских печей путем применения концентратов глубокого обогащения. ЦИИЧМ, Экспресс-информация, серия 3, 1961.
21. В. И. Кармазин. Технологическая классификация по обогатимости руд и пород Кривбасса. Горный журнал, 1949, № 7 и 1952, № 8.
22. И. И. Аммосов, Б. М. Звягин, О. М. Тодес, А. З. Юровский. Инженерные расчеты к теории раскрытия минералов в процессе обогащения углей. Изд-во АН СССР, 1955.
23. Ю. Г. Гершойг, Н. В. Куделин. Обогащение руд, 1961, № 1, стр. 16—21.
24. А. А. Артемова, Б. И. Пирогов, В. Я. Горбатов. Зависимость показателей обогащения руд ЮГОК от их вещественного состава и строения. Обогащение руд, 1961, № 6.
25. В. И. Кармазин, Л. М. Херсонцев, В. В. Крутий, В. П. Николаенко, Г. И. Пилинский. Промышленные испытания магнитных сепараторов с противоточными и полупротивоточными ваннами. Горный журнал, 1960, № 6 и 1961, № 11.
26. Новые железорудные обогатительные фабрики. Сб. трудов Механобрчермета, вып. 3. Госгортехиздат, 1962.
27. International Mineral Processing Congress, Transaction London, 1960.
28. U. Ruopillia. Dry magnetic separation of finely ground magnetite in a rotating magnetic field. Helsinki, 1961.
29. В. Г. Деркач, В. А. Галевская. Обогащение руд, 1960, № 4.

30. В. Г. Деркач, П. А. Колычев. Специальные методы обогащения полезных ископаемых. Металлургиздат, 1956.
31. E. Laurila. On Behaviour of Magnetic Powder in a Rotating Magnetic Field. Helsinki, 1959, Suomilainen Tiedeakatemia.
32. Т. Нагата. Магнетизм горных пород. М., ИЛ, 1956.
33. С. Kittel. Rev. Mod. Phys., 1949, 21, 541.
34. Е. И. Кондорский. К теории коэрцитивной силы и магнитной восприимчивости ферромагнитных порошков.— ДАН СССР, 1951, нов. сер. 80, № 2.
35. В. И. Чечерников. Магнитные измерения. Изд-во МГУ, 1963.
36. В. К. Аркадьев. Электромагнитные процессы в металлах, ч. 1, ГЭИ, 1934.
37. В. К. Аркадьев. Избранные труды. Изд-во АН СССР, 1961.
38. К. М. Поливанов. Ферромагнетики. ГЭИ, 1957.
39. В. В. Кармазин. Некоторые закономерности магнитной флокуляции тонкодисперсных сильномагнитных материалов. Научные сообщения ИГД им. А. А. Скочинского, вып. 25. Госгортехиздат, 1963.
40. А. Я. Соичнев. Теоретическое определение напряженности поля, создаваемой многополюсной магнитной системой. Ж. эксперим. и теор. физ., 1936, т. VI, вып. 3.
41. U. Ripollina. Dry magnetic separation of finely ground magnetite. Transactions of international mineral dressing Congress, Stockholm, 1957.
42. В. И. Акунов. Струйные мельницы. Госстройиздат, 1962.
43. В. И. Кармазин. Интенсификация обогащения магнетитовых кварцитов.— Сталь, 1955, № 11; см. также: Железородное сырье для процессов прямого получения железа и методы его подготовки. Бюлл. ЦНИИ ЧМ, 1958, № 18.
44. Д. В. Устинов. Практика обогащения железных руд. Труды ин-та Механобр, вып. 113, 1958.
45. Е. Ф. Москальков. О дальнейшем развитии добычи железных и марганцевых руд в СССР и улучшении их к доменной плавке. Докл. на Всесоюзном совещании горняков и обогатителей черной металлургии. Metallurgizdat, 1958.
46. И. Н. Плаксин, В. И. Кармазин, Н. Ф. Олофинский. Новые направления в исследовании сухой сепарации тонковкрапленных магнетитовых и окисленных железных руд в электрическом и магнитном полях. Бюлл. ЦНИИЧермет, 1958, № 24.
47. И. Н. Плаксин, Н. Ф. Олофинский, В. В. Норкин. Распределение заряженных частиц по высоте заземленного электрода при групповом перемещении их в электрическом поле коронного разряда. В сб.: «Обогащение полезных ископаемых». Изд-во АН СССР, 1960.
48. Dry Separation. The Min. Magazine, 1958, 48, N 6.
49. А. А. Бебеш, В. И. Кармазин, Е. А. Попков. Цветные металлы, 1963, № 12, 73.
50. Barthelemy, R. G. Moga. Electrical High Tension Minerals Benefication: Principles and Technical Aspects. Internat. Mineral Processing Congress, London, 1960.
51. M. V. Maïrs. Benefication of iron ore by conductivity separation. Iron and Steel Eng., 1960, 37, N 10.
52. В. И. Кармазин, О. Н. Костенецкий. Интенсификация кислородно-конвертерного производства при использовании сверхчистых железорудных концентратов. «Металлургическая и железорудная промышленность», 1963, № 3.
53. И. Н. Плаксин. Итоги исследований и задачи внедрения современной техники обогащения железных руд.— Горный журнал, 1956, № 3.
54. Н. Ф. Олофинский. Электрические методы обогащения. Госгортехиздат, 1962.
55. Н. Ф. Олофинский. Магнитное и электрическое обогащение полезных ископаемых. В кн.: «Советская горная наука (1917—1957 гг.)». Углетехиздат, 1957.
56. Н. Ф. Олофинский. Новые направления в изучении процессов разделения мелких классов руд и углей в электрическом и магнитном полях.— Научные сообщения ИГД АН СССР, вып. VI. Госгортехиздат, 1960.
57. И. Н. Плаксин, Н. Ф. Олофинский. Триобадгезионный барабанный сепаратор. В сб.: «Обогащение полезных ископаемых». Изд-во АН СССР, 1960.
58. С. Г. Кабищер, В. И. Кармазин и др. Горный журнал, 1962, № 8, 58.
59. В. И. Кармазин, Л. А. Цибулько. Известия ДГИ. Изд-во «Недра», 1964.
60. Л. В. Соловьева, Т. Т. Бердышев. Обогащение железных руд в СССР и за рубежом. Бюлл. ЦНИИЧМ, 1963.
61. А. Г. Шпахлер, В. И. Кармазин и др. Новое в брикетировании руд. Изв. ДГИ. Изд-во «Недра», 1964.
62. А. Г. Герасимов, П. А. Тациенко, П. П. Юрков. Опыт промышленного обжиг-магнитного обогащения табачной разности бурых железняков Керченского месторождения. Докл. на совещании по керченской металлургии, Крымиздат, 1958.
63. В. Т. Баршиполец, Н. С. Довжик, П. А. Тациенко. О технологии обогащения керченских табачных руд.— Горный журнал, 1962, № 12.
64. А. И. Арсентьев, В. И. Кармазин и др. Комплексное развитие железорудного бассейна. Изд-во «Недра», 1964.
65. Новые железорудные обогатительные фабрики. Механобрчермет, 1962, вып. 3. (Работы опытной обжиг-магнитной фабрики Камышбуруиского железорудного комбината).

66. В. И. Кармазин, А. И. Денисенко. Самозмельчение криворожских роговиков. Горный журнал, 1963, № 10, 1964, № 2.
67. L. Sundaia n. The concentration of iron ores, 2. «Mine and Quarry Eng.», 1962, 28, N 3.
68. З. И. Некрасов, В. И. Кармазин, Г. В. Губин, В. Л. Покрышкин, С. Г. Кабищер, Л. А. Дрожил о в. Производство и проплавка в доменной печи агломерата из богатого опытного концентрата. Труды Института черной металлургии, 1962.
69. В. И. Кармазин, Л. А. Дрожил о в. Повышение производительности металлургических печей при работе на концентратах высокой чистоты. Труды ин-та Механобр-чермет, т. III, 1961.
70. В. И. Кармазин, С. А. Заикин. Подготовка руд к плавке. Сб. ЦНИИ ЧМ «Железородная промышленность», Госгортехиздат, 1962.
71. E. P. Barret. Bull. Bur. Mines., 1954, N 2, 519, 143.
72. F. L. Lucke, H. Serbent, G. Meyer. Stahl und Eisen, 1962, 18.
73. I. Stalhed. Stahl und Eisen, 1952, 72, 459—66.
74. F. W. I. Starrat. Metals, 1959, 11, 315—18.
75. C. E. Williams, E. P. Barret u. B. M. Larsen. Bull. Bur. Mines, 1927, N 270, 175.
76. A. Stewart, H. K. J. Work. Metals, 1958, 10, 460—64.
77. D. E. Babcock. Region Techn. Meet. Amer. Iron Steel Inst., 1958, 1—49.
78. A. Stewart. Mining Congr. J., 1958, 44, N 12, 34—38.
79. F. Johansen. Stahl und Eisen, 1934, 54, 969—78.
80. H. Bansen. Stahl und Eisen, 1941, 61, 281—89, 314—20.
81. D. Fastje. Stahl und Eisen, 1958, 78, 784—92.
82. S. Henkel, H. Serbent. Techn. Mitt. Krupp, 1958, 16, 41—46.
83. F. Lucke, H. Serbent, G. Meyer. Techn. Mitt. Krupp, 1961, 19, 189—95.
84. K. E. Jensen. Stahl und Eisen, 1952, 72, 1466—67.
85. H. Reinfield. Giesserei, 1951, 38, 517—23.
86. M. Wahlster. Techn. Mitt. Krupp, 1959, 17, 330—42.
87. H. Krai ner. Techn. Mitt. Krupp, 1961, 19, 85—106.
88. M. Wahlster. Techn. Mitt. Krupp, 1962, 2.
89. L. Bogdendy. Stahl und Eisen, 1962, 82, 869—83.
90. R. C. Ruehl, E. P. Shoub u. I. P. Riott. Rep. Invest. Bur. Mines, 1947, N 4057, 102.
91. R. C. Buehl, E. P. Shoub u. I. P. Riott. Amer. Inst. Min. Metallurg. Eng. Techn., Publ. N 2093, 10; Metals Technol., 1946, 13, N 7.
92. E. Pioeckinger, K. Borowski. Techn. Mitt. Krupp, 1960, 18, 1—8.
93. K. H. Sghittger. Stahl und Eisen, 1957, 77, 1509.
94. Minerals beneficiation in 1962. Mining Engng., 1963, 15, N 2, 95—107.
95. В. А. Бинкевич. Горный журнал, 1964, № 1, 69—71.
96. В. В. Кармазин. Современные методы получения сверхбогатых концентратов железных руд. Научные сообщения ИГД им. А. А. Скочинского, вып. XIX. Госгортехиздат, 1963.



Содержание

<i>Введение</i>	5
<i>I. Степень и способ раскрытия минерала при получении высококачественных концентратов</i>	13
1. Теоретические принципы раскрытия минералов	13
2. Расчет степени раскрытия минералов	17
3. Экспериментальное изучение возможности повышения степени раскрытия сростков при различных методах измельчения	23
<i>II. Методы мокрого обогащения для получения высококачественных концентратов</i>	29
1. Магнитное обогащение	31
Совершенствование метода мокрой магнитной сепарации	31
Магнитная сепарация промежуточных продуктов на сепараторах с неподвижной и качающейся магнитными системами	33
2. Магнитно-флотационное обогащение	38
Испытания магнитно-флотационного метода	38
Исследование возможности интенсификации флотации	49
Некоторые экономические сведения по магнитно-флотационному методу	56
Исследование возможности снижения потерь железа в хвостах	59
<i>III. Методы сухого обогащения для получения высококачественных концентратов</i>	63
1. Магнитное обогащение	63
Центробежный режим разделения крупнозернистых материалов	64
Конструкции магнитных сепараторов	65
Магнитное поле сепаратора	66
Магнитные свойства тонкоизмельченных магнетитовых руд	70
Некоторые закономерности магнитной флокуляции сильномагнитных тонкоизмельченных материалов	72
Поведение флокул во вращающемся магнитном поле	78
Механизм разрушения флокул вращающимся магнитным полем	80
Центробежная сепарация тонковкрапленных магнетитовых кварцитов Криворожского бассейна	82
2. Электрическое обогащение	96
Коронные камерные сепараторы	97
Коронные барабанные сепараторы	104
Трибоадгезионные сепараторы	109
Электросепарация железной руды и других продуктов Олсегорского ГОК	113
Электросепарация табачной руды Камышбурунского железорудного комбината	128
<i>IV. Окисление высококачественных концентратов</i>	133
1. Агломерация	134
2. Получение окатышей	145
3. Брикетирование	147

V. <i>Использование высококачественных концентратов в металлургии</i>	154
1. Доменная плавка агломерата из высококачественного концентрата . . .	154
2. Бездоменное получение железа из окатанных и брикетированных высококачественных концентратов	168
Производство металла из окатышей	171
Производство губки из кусковых руд	179
Усовершенствование способа получения губчатого железа во вращающихся печах	180
Проверка процесса в промышленных условиях	187
VI. <i>Использование металлизированных окатышей из высококачественных концентратов в кислородно-конвертерной плавке</i>	195
Использование лома (губчатое железо), полученного из высококачественных концентратов	197
Литература	199

*И. Н. Плаксин, В. И. Кармазин, Н. Ф. Олофинский,
В. В. Норкин, В. В. Кармазин*

**Новые направления глубокого обогащения
тонковкрапленных железных руд**

*Утверждено к печати
Институтом горного дела им. А. А. Скочинского*

*Редактор М. Г. Макаренко
Технические редакторы Т. В. Полякова и В. Г. Лаут*

Сдано в набор 23/XII—1964 г. Подписано к печати 25/III—1964 г.

Формат 70×108¹/₁₆. Печ. л. 12,75=17,12 усл. печ. л. Уч.-изд. л. 15,6

Тираж 1300 экз. Т-03190 Изд. № 2463 Тип. зак. 3050

Темплан 1964 г., № 1005

Цена 1 р. 19 к.

Издательство «Наука», Москва, К-62, Подсосенский пер., 21
2-я типография Издательства «Наука», Москва, Г-99, Шубинский пер.

ИСПРАВЛЕНИЯ И ОПЕЧАТКИ

Страница	Строка	Напечатано	Должно быть
5	10 св.	из руды подобного типа	руды подобного типа —
51	1 стр.	Н. Г. Бедраль	Н. Г. Бедрань
88	Табл. 35, 2-я гр. справа	в хвостах	в промежутках
107	Табл. 43, 1-я стр.	По литературным данным.	*** По литературным данным.

И. Н. Плаксия и др.

1р. 19к.