

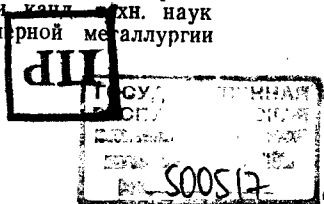
Кармазин В. И. Обогащение руд черных металлов. Учебник для вузов. М., Недра, 1982, 216 с.

Изложены на современном уровне основы теории и практика обогащения магнетитовых, титано-магнетитовых и окисленных железных руд, бурых железняков, марганцевых и хромовых руд. Рассмотрены подготовительные, основные и вспомогательные процессы обогащения руд черных металлов. Описаны технологические схемы и схемы цепи аппаратов обогатительных фабрик, перерабатывающих эти руды, а также оборудование, применяемое на этих предприятиях. Приведены требования металлургии к концентратам, окискованным и металлургическим продуктам обогащения железных руд, а также к марганцевым и хромовым концентратам. Освещены пути интенсификации работы горно-обогатительных предприятий и вопросы охраны природы.

Для студентов горных и горно-металлургических вузов. Табл. 42, ил. 92, список лит. — 51 назв.

Рецензенты:

кафедра обогащения полезных ископаемых Криворожского горнорудного института и канд. техн. наук П. Е. Остапенко (Министерство черной металлургии СССР)



ВИТАЛИЙ ИВАНОВИЧ КАРМАЗИН

ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

Редактор издательства Е. А. Макрушина  
Переплет художника О. Н. Точеной. Художественный редактор О. Н. Зайцева.  
Технический редактор Н. С. Гришанова. Корректор И. Н. Таранова.  
ИБ № 2454

Сдано в набор 18.12.81. Подписано в печать 06.08.82. Т — 15039. Формат 60×90/16. Бумага типографская № 2. Гарнитура «Литературная». Печать высокая. Усл. печ. л. 13,5. Усл. кр.-отт. 13,75. Уч.-изд. л. 5,0. Тираж 3900 экз. Заказ № 1-461/6986-11. Цена 65 коп.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра», 103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19

Книжная фабрика «Коммунист». 310012, Харьков-12, ул. Энгельса, 11.

К 2505000000—404 248—82  
043(01)—82

© Издательство «Недра», 1982

Посвящается светлой памяти учителя  
академика Николая Николаевича Доброхотова

ПРЕДИСЛОВИЕ

«Основными направлениями экономического и социального развития СССР на 1981—1985 годы и на период до 1990 года» предусматривается дальнейшее повышение извлечения компонентов из добываемых руд, увеличение содержания железа, марганца и хрома в концентратах, освоение в промышленном масштабе технологии обогащения и окомкования железистых кварцитов, повышение комплексности использования минерального сырья, ускорение внедрения эффективных технологических процессов.

В восьмидесятых годах черной металлургии предстоит ежегодно вырабатывать более миллиона тонн рудных концентратов и свыше полумиллиона тонн стали, осваивая ее получение без затрат кокса и комплексно используя сырье новых, менее богатых месторождений, поскольку запасы коксующихся углей, богатых и легкообогащаемых руд в ряде районов истощаются.

В развитии современного производства еще более возрастает роль связи его с наукой. Как бы велики не были запасы природных ресурсов, предстоит постоянно искать наиболее рациональные пути их добычи и экономного использования, разрабатывать и применять малоотходную и безотходную технологию.

В своем развитии наука о свойствах руд и их обогащении переходит с экстенсивно-информационной на интенсивно-фундаментальную основу, опирающуюся на достижения таких наук как физическая химия, физика и химия твердого тела и др. Причем связь высших учебных заведений с научно-исследовательскими организациями и производством совершенствуется. Молодого специалиста учат не только основным дисциплинам, но и руководству проведением научно-исследовательских работ с физическим и численным моделированием процессов обогащения для оптимизации управления производством. Новый подход к специализации студентов теперь выражается формулой «направленный профиль на широкой основе».

Программами по специальности 0204 «Обогащение полезных ископаемых» (подготовку специалистов по которым проводят горные и горно-металлургические вузы) после прохождения специальных курсов введено изучение дополнительных дисциплин [14, 31] и в том числе курса «Обогащение руд черных металлов».

В книге нашли отражение все новые достижения науки и техники в области обогащения руд черных металлов [15, 23, 24, 27, 33, 36—38, 47, 49]. Однако предлагаемый учебник по этому курсу издается впервые, поэтому автор с благодарностью примет все замечания и пожелания по его дальнейшему улучшению.

Автор выражает благодарность рецензентам канд. техн. наук П. Е. Остапенко, проф. Г. В. Губину, сотрудникам кафедры обогащения КГРИ, чьи ценные замечания помогли улучшить настоящее издание.

# МЕТАЛЛУРГИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ ГЛУБИНЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУДНОГО СЫРЬЯ

## 1.1. СОСТАВ РУДНОГО СЫРЬЯ

Железо, марганец и хром выплавляют из рудных минералов, добываемых из земной коры и со дна океанов. Земная кора представлена в основном соединениями кремния с кислородом, но кроме того, содержит 7,4 % алюминия, 4,2 % железа, небольшие доли марганца, хрома и других металлов, а на дне океанов обнаружены и добываются минералы марганца. Из морской воды извлекают окислы магния, используемые в черной металлургии в качестве огнеупорных материалов.

В кристаллических решетках минералов катионы черных металлов связаны с различными анионами. В зависимости от рода этих анионов металлосодержащие минералы, а вместе с ними и руды подразделяются на окисные, содержащие анионы кислорода; гидроокисные, образованные гидроксильными ионами; карбонатные, содержащие карбоксильные анионы; силикатные и сульфидные, образованные анионами силикатов и серы. В том случае, когда наряду с катионами черных металлов сырье содержит катионы редких и цветных металлов, руды называются комплексными (титано-магнетитовые и другие руды).

В чистом виде металлосодержащие минералы, так же как и металлы, в природе почти не встречаются. Обычно они вкраплены в частицы породы, не содержащие или содержащие следы металлов и поэтому называемыми пустой породой. Полезные ископаемые называются рудами только в том случае, если содержание рудных минералов не чрезмерно мало и сырье целесообразно использовать при нынешнем уровне добычи, обогащения и металлургии. Запасы железных руд по разновидностям распределяются следующим образом: магнетитовые 60 % (в том числе комплексные 5 %, окисленные руды 15 %, бурые железняки 20 % и сидеритовые руды 5 %). На отечественных и зарубежных фабриках производится концентратов: магнетитовых 57 %, магнетито-гематитовых 13 %, гематитовых 23 %, бурожелезняковых 4 % и сидеритовых 3 %. Таким образом, в первую очередь используют богатые окисленные и бедные магнетитовые руды, которые являются основным сырьем для заводов черной металлургии.

Бедные окисленные и сидеритовые руды разрабатывают и обогащают в небольших масштабах. Подробные данные о свойствах и обогатимости железных руд приведены в литературе [35, 38].

Несмотря на то, что добыча сырой железной руды в стране непрерывно возрастает, металлургические заводы обеспечены

сырьем на многие годы \*. Аналогичное положение и с марганцевыми рудами. Карбонатные и смешанные руды составляют основные запасы.

В месторождениях богатых хромитовых руд рудные минералы представлены магнохромитами, хромитами и хромшпинелидами. Разведанные запасы хромитового сырья за рубежом представлены бедными рудами с тонковкрапленными нерудными минералами: серпентином, кварцем и др.

Основной прирост железорудного сырья достигнут благодаря вовлечению в переработку магнетитовых кварцитов, окисных и смешанных марганцевых руд и хромитов, подвергаемых обогащению на мощных современных горно-обогатительных комбинатах. Их проектирование и строительство было начато в 50-х годах под руководством С. М. Мелешкина, В. С. Виноградова и др. [27, 38, 52].

## 1.2. ОЦЕНКА РУДНОГО СЫРЬЯ ДЛЯ ПРОИЗВОДСТВА ЧУГУНА

Плавка чугуна в доменных печах [24] протекает при прочих равных условиях тем быстрее, чем больше удельная поверхность рудных минералов, больше газопроницаемость их слоя, меньше содержание в них низших окислов (закиси железа), меньше влажность и количество включений породы, ниже температура ее плавления (т. е. самоплавкость породы), меньше колеблемость свойств внутри сорта, меньше содержание вредных и больше полезных примесей (табл. 1.1). По этим причинам стандарты и технические условия на приемку рудных концентратов на металлургических заводах предусматривают приплаты за содержание железа (около 50 коп. за 1 %) и скидки за повышение влажности в размере 1,5 % оптовой цены за каждый процент влаги против расчетной нормы (10 %). Предусматриваются также приплаты за восстановимость (для бурожелезняковых и гематитовых руд), за стабилизацию качества внутри сорта и самоплавкость примесей породы.

При рудоподготовке производится отсев мелких фракций, смешивание их с флюсами и окускование на фабриках агломерационных (для руды крупностью меньше 6 мм) и окомковательных (для тонкоизмельченных концентратов меньше 0,1 мм). Агломерационная фабрика НКГОКа и схема цепи аппаратов фабрики окомкования СевГОКа-I показаны на рис. 1.1 и 1.2. Особое значение имеет стабильность свойств концентратов. На рис. 1.3 показано влияние колебаний содержания железа в агломерате на производительность доменной печи и удельный расход кокса. При колебаниях содержания железа больше 1% резко падает производительность и экономичность работы, так как при плавке необходимо расходовать больше кокса.

\* Сырая руда — это руда, которая без обогащения направляется на плавку, а товарная — это совокупность сырой руды и концентрата.

Таблица 1.1

Влияние элементов в рудах черных металлов на качество чугуна и стали [24]

Элемент	Влияние	Допустимое содержание в железной руде. %
Сера	Снижает пластичность стали, загрязняет неметаллическими включениями, вызывает красноломкость, увеличивает расход кокса, известняка, соответственно на 1 и 2% на каждую 0,1% S в шихте	0,1—0,3
Фосфор	Вызывает хладноломкость стали и резко снижает вязкость	0,07—0,15
Мышьяк	Вызывает красноломкость и хладноломкость стали и ухудшает ее свариваемость	До 0,1
Цинк	Разрушает огнеупорную кладку печей	0,1
Свинец	Разрушает лежачи и подины печей	0,015
Кремнезем	Увеличивает расход кокса и флюсов, вызывает повышение кремния в металле и потери марганца в шлаке: при плавке чугуна при металлзации	8—3,4 8 3
Марганец	Отбеливает чугун, увеличивает твердость и вязкость стали; уменьшает вредное влияние серы	—
Хром	Улучшает механические свойства стали, но придает вязкость и малоподвижность доменным шлакам	—
Никель	Повышает прочность стали и ее коррозионную стойкость	—
Ванадий	Улучшает механические свойства чугуна и стали. При плавке переходит в шлак, из которого извлекается химическим путем. Уменьшает величину зерна и стали и поэтому увеличивает пластичность	—
Медь	Улучшает антикоррозийные свойства стали, повышает пластичность. При содержании более 0,3% затрудняет прокатку	—
Титан	Улучшает механические свойства стали. Сильно уменьшает величину зерна. Переходит в шлак, делая его вязким, тугоплавким	—

В связи с высокой стоимостью кокса и его дефицитом, уменьшение расхода кокса позволяет получать экономию, значительно превышающую затраты на усреднение (за снижение колебания содержания железа на 1% производится приплата 6 коп./т). Большую экономию кокса получают при снижении содержания в нем золы и серы (снижение золы на 1% уменьшает расход кокса на 6 кг на 1 т чугуна, а уменьшение серы на 0,1% позволяет сэкономить 20 кг/т). По этой причине угольные концентраты, используемые для производства кокса и измельчаемые перед коксованием до крупности 3 мм, целесообразно подвергать пересортировке в высокоградиентном магнитном поле, если достигаемое при этом уменьшение содержания золы и серы окупает затраты на обогащение и некоторое снижение выхода кокса.

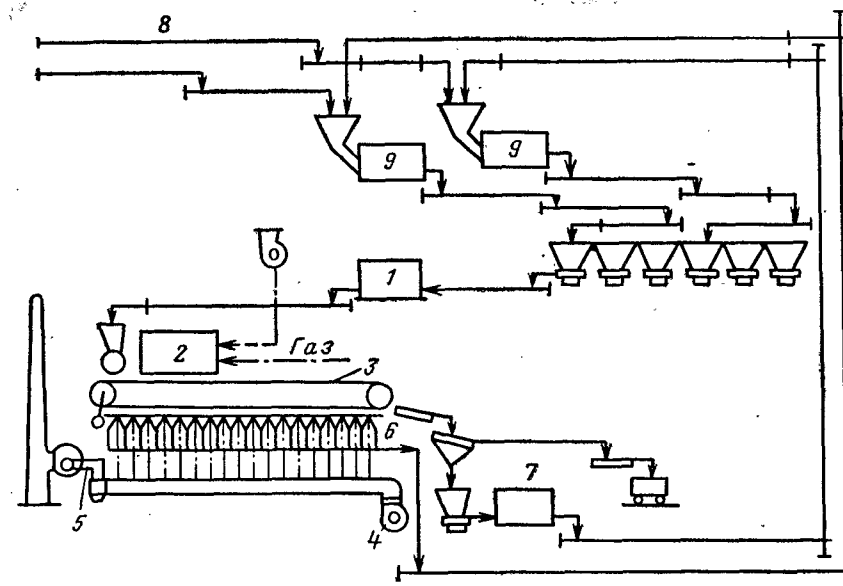


Рис. 1.1. Схема агломерационной фабрики Ново-Криворожского горно-обогатительного комбината:

1 — барабанный окомкователь; 2 — горн; 3 — агломашинна; 4 — вентилятор высокого давления; 5 — эксгаустер; 6 — вакуум-камеры; 7 — барабанный охладитель возврата; 8 — конвейеры; 9 — смесители

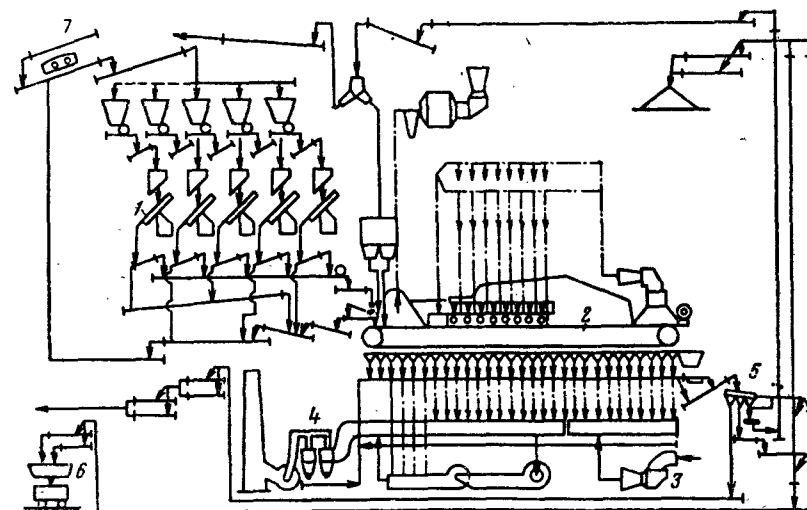


Рис. 1.2. Схема цепи аппаратов фабрики окомкования СевГОКа-I:

1 — чашевый окомкователь; 2 — обжиговая машина 278 м²; 3 — вентиляторы подачи охлаждающего воздуха (650 000 м³/ч); 4 — электрический пылесадитель; 5 — грохот для выделения готовой продукции и возврата (6—8 мм); 6 — бункер для погрузки окатышей в железнодорожные хоперы; 7 — конвейеры

Как показали опыты, проведенные автором и П. П. Жуковым [28], дробление углей малой механической прочности до 3 мм и магнитная их перемешка позволяют не только снизить содержание серы и золы в коксовой шихте в 1,5 раза, но и повысить выход концентрата за счет уменьшения количества промежуточных продуктов с плотностью 1400—1600 кг/м<sup>3</sup> (рис. 1.4, а). Существующую технологию обогащения следует дополнить этой операцией,

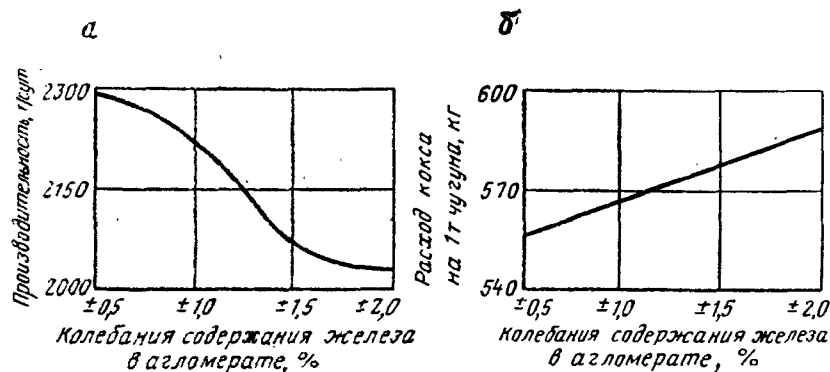


Рис. 1.3. Влияние колебаний содержания железа в агglomerате на производительность доменной печи и удельный расход кокса (по Г. Г. Ефименко)

о чем свидетельствует положительный опыт нескольких углеобогащительных фабрик, производящих додрабывание черновых концентратов и их очистку от золы и серы перед отправкой на коксохимические заводы и электростанции. Необходимо более глубокое обогащение железорудных концентратов для снижения содержания кремнезема, а в некоторых случаях и серы (например, Костамушский ГОК).

На рис. 1.4, б приведены результаты расчета автора, подтверждающие целесообразность более глубокого обогащения донецких сернистых коксующихся углей и магнитных кварцитов Кривбаса, которое позволяет снизить себестоимость выплавляемого чугуна в 1,5 раза.

Ниже приводится пример расчета показателей выплавки чугуна и ферромарганца в зависимости от качества рудных концентратов, для того чтобы возможно было оценивать целесообразность совершенствования схем обогащения, учитывая по укрупненным показателям не только результаты обогащения, но и их эффект в металлургии чугуна.

Статистическая обработка данных, выполненная автором (для доменного цеха Запорожсталь, выплавляющего передельный чугун и ферромарганец), показала, что

$$P = a \frac{\text{SiO}_2}{\text{Me}} + b, \quad (1.1)$$

где  $P$  — удельный расход определяемого компонента шихты и продуктов плавки в т/т передельного чугуна и доменного ферромар-

ганца;  $\text{SiO}_2$  и  $\text{Me}$  — процентное содержание соответственно кремнезема и металла в концентратах. Значения коэффициентов для расчета расхода руды и других показателей доменной плавки приведены ниже.

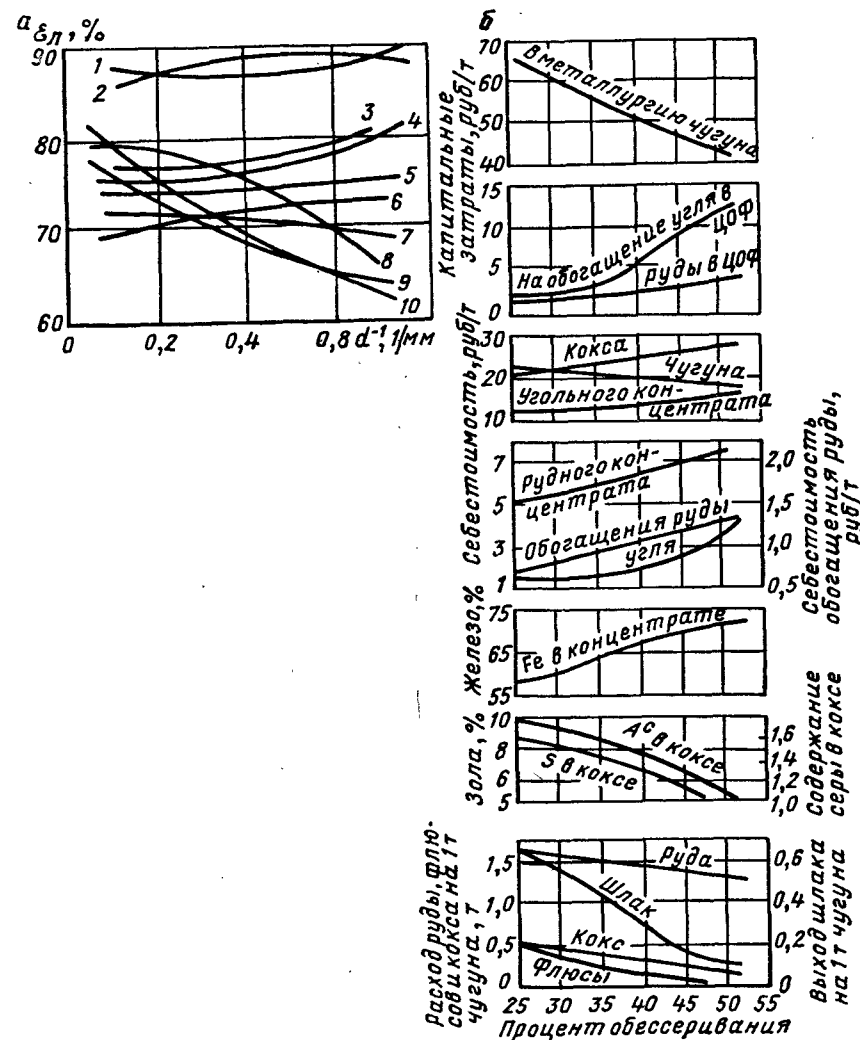


Рис. 1.4. Технито-экономические показатели углеобогащения (а) и доменного производства (б) при различной глубине обогащения донецких сернистых коксующихся углей (а) и криворожских кварцитов (б) по кремнезему и сере:

а — зависимость извлечения горючей массы в легкие фракции плотностью менее 1400 кг/м<sup>3</sup> (концентрат) от степени дробления перед обогащением углей марки: 1 — К; 2 — Ж; 3 — Т; 4 — К; 5 — ОС; 6 — Ж; 7 — А; 8 и 9 — Г; 10 — Д; б — результаты расчета показателей обогащения и плавки

## ПОКАЗАТЕЛИ

а б

## I. Плавка передельного чугуна

Сырье:

руда криворожская (Fe=56%, SiO <sub>2</sub> =16%)	5,6	—
флюс-известняк	0,022	2,85
кокс	0,487	1,11
выход шлака	0,14	2,56
интенсивность плавки	0,395	1,64

## II. Плавка ферромарганца

Сырье:

марганцевый концентрат II сорта	2,91	—0,795
марганцевый концентрат I сорта	5,0	—
карбонатная руда	13,30	—0,358
металлодобавки	0,70	0,416
Флюсы:		
известняк обычный	1,19	—0,092
известняк доломитизированный	1,33	0,045
Плавиковый шпат	0,25	—0,068
Кокс	3,46	0,470
Выход шлака	4,28	—0,612

Пример 1. Пользуясь коэффициентами, приведенными выше, необходимо определить расход концентрата, содержащего 56 % железа и 16 % кремнезема, а также другие показатели работы доменной печи объемом  $V = 1500 \text{ м}^3$  при выплавке передельного чугуна.

Расчеты производим по формуле (1.1):

расход железной руды

$$5,6 \frac{16}{56} = 1,59 \text{ т/т чугуна};$$

расход известняка

$$0,022 + 2,85 \frac{16}{56} = 0,68 \text{ т/т}$$

расход кокса

$$0,487 + 1,11 \frac{16}{56} = 0,798 \text{ т/т}$$

выход шлака

$$0,14 + 2,56 \frac{16}{56} = 0,857 \text{ т/т};$$

интенсивность плавки

$$И = 1,395 + 1,64 \frac{\text{SiO}_2}{\text{Fe}} = 0,925 \text{ т/(м}^3 \cdot \text{с)};$$

производительность доменной печи

$$Q = \frac{VI}{0,487 + 1,11 \frac{\text{SiO}_2}{\text{Fe}}} = \frac{1500 \cdot 0,925}{0,798} = 1730 \text{ т/с. (1.2)}$$

Себестоимость передельного чугуна при стоимости соответственно руды, кокса и известняка 7,3; 20,8; 3,5 руб/т и эксплуатационных затрат на плавку 4 руб/т составит

$$C = 7,3 \cdot 1,59 + 0,798 \cdot 20,8 + 0,68 \cdot 3,5 + 4 \approx 35 \text{ руб/т.}$$

Пример 2. Вычислить показатели той же доменной печи в зависимости от содержания кремнезема и марганца в концентрате при выплавке ферромарганца (сумма Mn + SiO<sub>2</sub> в рудах равна 60 %). Расчет проводим по тем же формулам и результаты приводим в табл. 1.2.

Таблица 1.2

Изменение показателей выплавки ферромарганца в зависимости от содержания кремнезема и металла в марганцевой руде

Расход шихтовых материалов на 1 т ферромарганца, т	Содержание SiO <sub>2</sub> , %			
	20	15	10	5
Марганцевая руда I сорта	2,250	2,000	1,800	1,640
Марганцевая руда II сорта	0,670	0,110	—	—
Карбонатная руда	0,307	0,088	—	—
Кокс	2,20	1,620	1,160	0,780
Известняк обычный	0,503	0,306	0,140	0,170
Известняк доломитовый	0,710	0,485	0,311	0,166
Металлодобавки	0,050	0,182	0,276	0,352
Плавиковый шпат	0,057	0,016	—	—
Выход шлака	1,528	0,818	0,244	0,221

Таким образом себестоимость доменного ферромарганца при глубоком обогащении и снижении содержания кремнезема в концентрате с 15 до 5 % уменьшается в 1,7 раза.

Приведенные расчеты и практические данные показывают, что избыток кремнезема в железорудных и марганцевых концентратах (при выплавке чугуна и ферромарганца) наносит большой ущерб металлургам. При выплавке передельного чугуна повышение содержания кремнезема на 1% увеличивает расход кокса примерно на 3%, флюсов на 4% и уменьшает производительность доменной печи на 2—7%. Вредное влияние кремнезема при выплавке ферромарганца проявляется в еще большей степени. В этом случае в нижней части печи происходит образование прочных минералов-силикатов марганца, которые переходят в шлак, что резко уменьшает извлечение марганца при доменной плавке. Из приведенного следует (см. табл. 1.2), что при уменьшении относительного содержания кремнезема  $\frac{\text{SiO}_2}{\text{Mn}}$  с 0,4 до 0,3 расход кокса

и известняка уменьшается более чем на 300 кг, а выход шлака — на 400 кг на каждой тонне полученного ферромарганца. Удаление 1 т кремнезема из руды в шлак при плавке передельного чугуна обходится примерно в 25 руб, а при выплавке ферромарганца — в 60 руб, т. е. в среднем на порядок дороже, чем удаление его на обогатительной фабрике.

Неудаленная из концентрата глина влияет на показатели доменной плавки двояко: при соотношении  $\frac{\text{SiO}_2}{\text{Al}_2\text{O}_3} < 0,5$  (это соотношение называется «кремниевым модулем») — положительно, при увеличении этого модуля до 1,5 — отрицательно, так как такие шлаки становятся вязкими, но и при  $\frac{\text{SiO}_2}{\text{Al}_2\text{O}_3} \geq 1,5$  шлаки снова приобретают бла-

гоприятные свойства. При этой причине целесообразна шихтовка кислых и глиноземистых руд. Раздельная их плавка менее выгодна, так как требует добавок: в первом случае — известняка, во втором — кремнезема.

Металлургическая ценность руд (рис. 1.5) зависит не только от содержания попутных ценных примесей (при одном и том же содержании железа в магнетитовых рудах, составляющих 30 %, ценность их колеблется от 2 для титано-магнетитовых руд до 1 — для труднообогатимых гематито-магнетитовых кварцитов. Наиболее высокое значение ценности титано-магнетитовых руд связано с попутным извлечением титана и ванадия в процессе плавки, что значительно снижает себестоимость металлургического передела за счет реализации побочной продукции. Еще больший размах колебаний металлургической ценности наблюдается для марганцевых и других руд.

Для приближенного определения металлургической ценности руд  $M$ , т. е. допустимой их цены (в руб/т), при которой соблюдается заданный уровень приведенных затрат на 1 т чугуна, автором [27] и Н. Н. Лукьянчиковым выведены следующие упрощенные формулы:

для определения ценности магнетитовых руд Кривбасса и КМА:

$$M = \gamma \left( 40 \frac{P}{98,7} + 0,281\beta - 32,7 \right) - (D + 0) + 0,14 \left[ \gamma \left( 80 \frac{P}{98,7} + 1,194\beta - 113,5 \right) - (D' + 0) \right]; \quad (1.3)$$

для определения ценности магнетитовых концентратов:

$$M = 13,16 - 33,44 \left( \frac{SiO_2 + Al_2O_3}{\beta} \right) + 17,85 \left( \frac{SiO_2 + Al_2O_3}{\beta} \right)^2; \quad (1.4)$$

для определения марганцевых концентратов:

$$M = -38,202 + 1,465 Mп + 5,658 \frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} + 0,362 \text{ п. п. п.}; \quad (1.5)$$

для выплавки углеродистого ферромарганца:

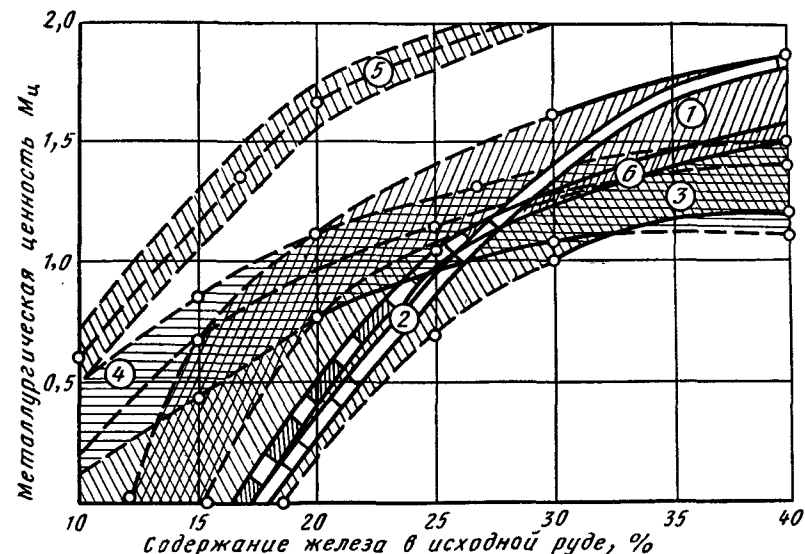
$$M = -65,607 + 3,491 Mп - 8113,127 \frac{P}{Mп} + 31,976 \times \frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} + 0,144 \text{ п. п. п.}; \quad (1.6)$$

для выплавки силикомарганца:

$$M = -15,804 + 2,144 Mп - 3174,937 \frac{P}{Mп} + 9,767 \frac{CaO + MgO}{SiO_2 + Al_2O_3} + 0,193 \text{ п. п. п.}, \quad (1.7)$$

где  $CaO$ ,  $MgO$ ,  $Al_2O_3$ ,  $SiO_2$  — содержание окислов в концентрате, %;  $Mп$ ,  $P$  — содержание марганца и фосфора в концентрате, %;  $\gamma$  — выход концентрата, %;  $\beta$ , п. п. п. — содержание железа и потери при

а



б

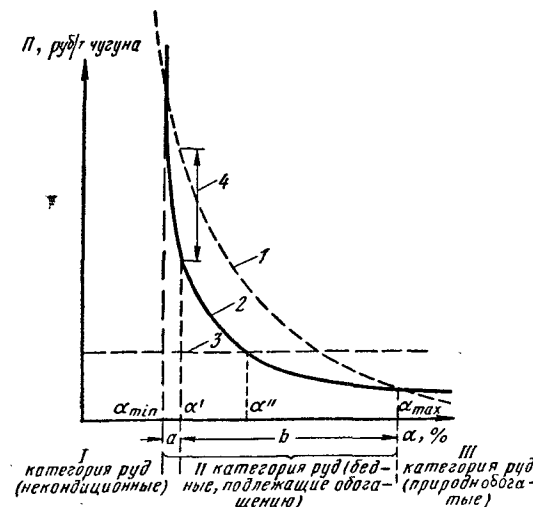


Рис. 1.5. Классификация железных руд:

а — по металлургической ценности, в связи с показателями доменного процесса: 1 — магнетитовые кварциты; 2 — магнетитовые (скарновые) руды; 3 — гематито-магнетитовые руды; 4 — магно-магнетитовые руды; 5 — титано-магнетитовые руды; 6 — буро-железные руды; б — по содержанию металла (по П. Е. Остапенко): 1 — приведенные затраты на 1 т чугуна, выплавленного из необогащенной руды (руб); 2 — приведенные затраты на 1 т чугуна, выплавленного из концентратов этой же руды (руб); 3 — уровень среднеотраслевых приведенных затрат на выплавку чугуна (т/руб); 4 — максимальный экономический эффект в доменном производстве в результате обогащения (руб/т чугуна)

прокаливании концентрата, %;  $D, O$  — удельные эксплуатационные затраты при добыче и обогащении, руб/т исходной руды;  $D', O'$  — то же, по капитальным вложениям на 1 т годовой производительности по руде.

### 1.3. ОПТИМАЛЬНАЯ ГЛУБИНА ОБОГАЩЕНИЯ РУД ДЛЯ ВЫПЛАВКИ ЧУГУНА

При решении вопроса об оптимальной глубине (степени) обогащения сырья исходят из технико-экономических соображений, учитывая интересы не только горно-обогатительных комбинатов,

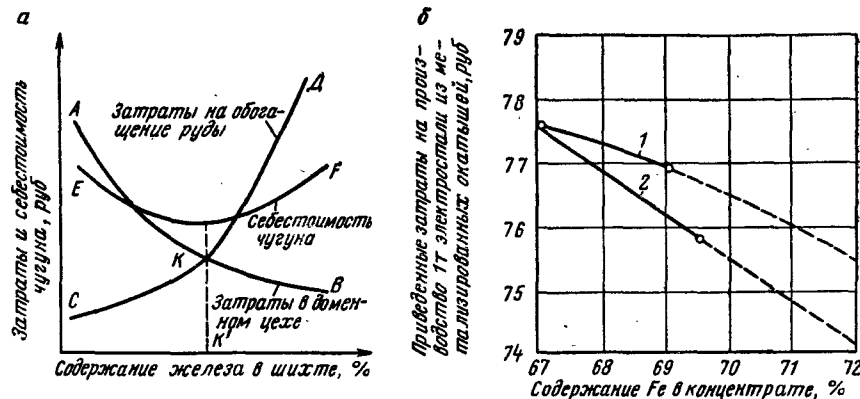


Рис. 1.6. Определение влияния оптимальной глубины обогащения на показатели плавки:

$a$  — в доменных печах (по В. Г. Воскобойникову);  $b$  — в электропечах (по П. Е. Остапенко); 1 — концентрат Южнокоробковского ГОКа; 2 — концентрат Лебедянского ГОКа

но и металлургических заводов. По мере повышения содержания металла в концентратах возрастают затраты на обогащение и увеличиваются потери, что показано кривой  $CD$  на рис. 1.6. В то же время затраты и потери металла в доменном цехе сокращаются (кривая  $AB$ ). Пересечение кривых  $AB$  и  $CD$  в точке  $K$  указывают на оптимальную степень обогащения руд (точка  $K$  на оси  $x$ ). Пересечение этих кривых обычно соответствует минимальной себестоимости чугуна и ферросплавов (кривая  $EF$ ) [24, 27].

Если технические условия на приемку концентратов составлены с учетом изложенного, то определение оптимальной глубины их обогащения облегчается, при этом необходимо обеспечить лишь норму прибыли, устанавливаемую для данного месторождения.

**Пример.** При обогащении железной руды норма прибыли должна превышать 14 %, а цена концентрата возрастает с повышением содержания железа в нем в соответствии с зависимостью

$$C = 9,03 + 0,47 (\beta - 66). \quad (1.8)$$

Определить оптимальное содержание железа в концентрате  $\beta$ , если стоимость обогащения  $O$  возрастает при увеличении  $\beta$  следующим образом:  $O = 0,6 + 0,06(\beta - 64)$ ,

а стоимость добычи и доставки руды постоянны.  $P = 0,5$  руб/т; содержание железа в руде  $\alpha = 35$  %, а в хвостах  $\gamma = 12$  %. Норма прибыли

$$N = \frac{C - O}{C} = 0,14. \quad (1.9)$$

Себестоимость 1 т концентрата  $\left[ C = \frac{P + O}{\gamma} \right]$ , где  $\gamma$  — выход концентрата, равный

$$\frac{\alpha - \gamma}{\beta - \gamma} = \frac{35 - 12}{\beta - 12}. \quad (1.10)$$

Подставляя заданные величины, составляем неравенство и производим вычисление оптимального значения  $\beta$

$$0,14 = \frac{9,03 + 0,47 (\beta - 66) - \frac{0,5 + 0,6 + 0,06 (\beta - 64)}{\frac{35 - 12}{\beta - 12}}}{\frac{0,5 + 0,6 + 0,06 (\beta - 64)}{\frac{35 - 12}{\beta - 12}}}; \quad \beta = 67\%.$$

При освоении новых рудных месторождений, когда технических условий нет, оптимальное содержание железа в концентрате рассчитывается путем минимизации себестоимости чугуна  $P$ , удельных капитальных  $K$ , приведенных  $\Pi$  и трудовых  $A$  затрат.

$$\Pi = P + 0,15 K \rightarrow \min; A \rightarrow \min. \quad (1.11)$$

$$P = \left[ \frac{D + \sum_1^2 (C_k \gamma_k + C_m \gamma_m - B_x)}{\gamma} + \frac{\gamma - \gamma_k}{\gamma} A + m \right] \frac{[Me]}{\varepsilon_m \beta} +$$

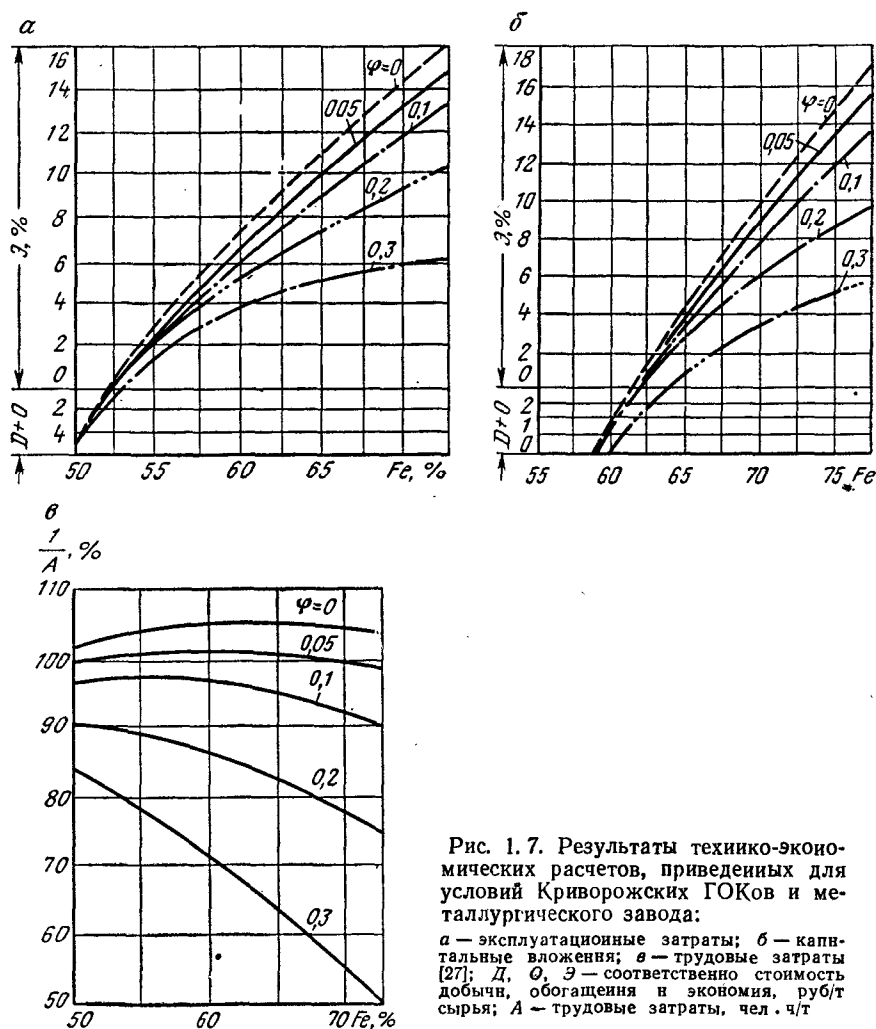
$$+ \left( a + b \frac{SiO_2}{\beta} - nP \right) [P_2 + q_n K - 3,8 (1 - K')] P_5 + n P P_1 + q_n +$$

$$+ \left( a' + b' \frac{SiO_2}{\beta} \right) P_3 - \left( a'' + b'' \frac{SiO_2}{\beta} \right) P_4 + P_6, \quad (1.12)$$

$$\text{где } \gamma = \gamma_k + \gamma_m = \frac{\alpha - \psi \beta - b_1}{\beta - \psi \beta - b_1}; \quad (1.13)$$

где  $\gamma, \gamma_k, \gamma_m$  — соответственно выход концентрата общего, крупного и мелкого, доли ед.;  $\alpha, \beta, \gamma$  — содержание металла в исходной руде, концентрате, хвостах;  $\frac{d\gamma}{d\beta}$  — приращение содержания в хвостах при увеличении содержания железа в концентрате на 1 %;  $b_1$  — содержание металла в хвостах при идеальном механическом обогащении, %;  $P, P_1, P_2, P_3, P_4, P_5, P_6$  — соответственно стоимость 1 т чугуна, природного газа, кокса, флюса, шлака доменного газа и обессеривания чугуна вне домы (при определении капитальных и трудовых затрат соответственно подставляются значения удельных капитальных вложений на 1 т годового производства);  $D$  — стоимость добычи руды, руб/т;  $C_k, C_m$  — стоимость обогащения соответственно крупной и мелкой руды, руб/т;  $B_x$  — возврат от реализации отходов или стоимость их складирования, руб/т;  $a, a', a'', b, b', b''$  — коэффициенты для

определения расхода кокса, флюса и выхода шлака в зависимости от  $\frac{\text{SiO}_2}{\beta}$ , определяемые при расчете шихты;  $q_n$  — переменные эксплуатационные расходы при выплавке чугуна;  $K, K'$  — коэффициенты



пропорциональности для определения эксплуатационных затрат и расхода газа на обогрев кауперов;  $A$  — стоимость окускования концентрата;  $m$  — стоимость транспортирования окускованного концентрата от фабрики до завода;  $[Me]$  — содержание металла в чугуне и агломерате;  $[\varepsilon_m]$  — извлечение металла при доменном производстве;  $n$  — экономия кокса, при 1 м<sup>3</sup> природного газа, т/м<sup>3</sup>;  $[P]$  — расход природного газа; м<sup>3</sup>/т;  $\text{SiO}_2$  — содержание кремнезема в концентрате, %.

На рис. 1.7 приведены результаты расчетов по формуле (1.11), которые показывают, что повышение качества концентрата при обогащении магнетитовых кварцитов на современных аппаратах высоко рентабельно. Однако оно эффективно лишь при интенсификации обогащения, когда приращение содержания железа в концентрате на 1 % не вызывает увеличения содержания железа в хвостах более, чем на 0,1 % ( $\frac{dV}{d\beta} \leq 0,1$ ). В противном случае себестоимость чугуна, капитальные вложения и трудовые затраты в отрасли не только не уменьшаются, но даже возрастают.

Помимо оптимального содержания металла в концентрате, необходимо устанавливать и так называемое бортовое содержание металла в исходной руде, при котором обогащение рентабельно, задавшись минимальной величиной нормы прибыли. Например, для условий, принятых в предыдущем примере  $N=0$  и  $\beta=60$  % бортовое содержание железа в сырье находим, решая неравенство (1.9) относительно  $\alpha$ . Для этих условий  $\alpha_{\min}=15$  %.

#### 1.4. ОЦЕНКА РУДНОГО СЫРЬЯ ДЛЯ МЕТАЛЛИЗАЦИИ, ПРОИЗВОДСТВА СТАЛИ И ПОРОШКОВОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

При производстве стали рудные концентраты вводятся в ванны сталеплавильных и электросталеплавильных печей для того, чтобы содержащимся в руде кислородом окислить углерод, фосфор и другие примеси и удалить их из металла в шлак и дымовые газы, а также увеличить выход (пригар) стали за счет металла, восстанавливающегося из руды. Себестоимость  $C$  и выход качественной стали  $K$  (соответственно в руб/т и %) ориентировочно определяется по формуле

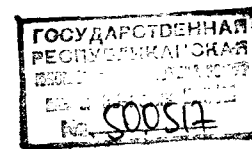
$$C = C_q P_q + C_0 (1 - P_q) + \mathcal{E} \frac{100}{K}, \quad (1.14)$$

где  $C_q$  и  $P_q$  — себестоимость (руб/т) и расход чугуна (т/т);  $P_q = B + B' \text{SiO}_2$ ;  $C_0$  и  $\text{SiO}_2$  — соответственно стоимость скрапа или металлургической руды и содержание в них кремнезема;  $\mathcal{E}$  — затраты на передел 1 т стали (включая стоимость ферромарганца и других добавочных материалов).  $\mathcal{E} \approx 5$  руб/т;  $K$  — коэффициент, учитывающий качество стали

$$K = 100 - A' (A'' S_q - S) \quad (1.15)$$

$S_q$  и  $S$  — соответственно содержание серы в чугуне и скрапе и растворимость серы в твердой стали, %;  $A', A'', B', B''$  — коэффициенты пропорциональности, примерные значения которых для конвертерного способа производства стали соответственно равны 150; 0,7; 0,7 и 0,15.

Из этой зависимости следует, что себестоимость стали может быть уменьшена при снижении себестоимости чугуна, уменьшении его расхода за счет увеличения доли расхода скрапа и руды, благодаря уменьшению содержания кремнезема и серы в исходных материалах.





Руды, используемые в сталеплавильном производстве (мартеновские и агломерированные концентраты) должны содержать более 75 % кусков, крупнее 10 мм, и меньше фосфора и серы, а также минимальное количество кремнезема, потому что последний вреден еще и тем, что разъедает футеровку печей и уменьшает срок их службы. Ценятся мартеновские агломераты и руды очень высоко, а приплаты за содержание железа в них в два раза больше, чем в доменном сырье. Кроме них для присадки в конвертеры и электропечи используют металлизированные окатыши. Последние содержат меньше вредных примесей, чем железный лом и скрап и придают стали особые свойства: высокую пластичность, низкое содержание газов, меди и других примесей, содержащихся в добавках. По этой причине металлизированные окатыши ценятся в несколько раз дороже и производство их на горнообогатительных комбинатах развивается.

Первые установки для получения металлизированных окатышей путем пересыпания их вместе с мелким коксиком в трубчатых печах при температуре около 1000 °С, введенные в эксплуатацию в 50-х годах на Красноярской ОФ и в 60-х годах — СевГОКе, не дали достаточно высоких показателей, потому что содержание серы в окатышах резко повышалось, а удельная производительность печей несмотря на оптимизацию условий обжига была низкой.

Пример. Экспериментальным путем на трубчатой печи диаметром 9 м и длиной 36 м получены следующие уравнения, связывающие в функциональную зависимость степень металлизации ( $w = \text{Fe}^0/\text{Fe}$ , где  $\text{Fe}^0$ ,  $\text{Fe}$  — соответственно содержание металлического и общего железа, %), удельную производительность печи  $P$  ( $\text{т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$ ) и удельный расход природного газа  $q$  ( $\text{м}^3/\text{т}$ ) при оптимальной температуре 1000 °С)

$$P = -0,0380 + 0,19 \frac{w}{100} - 0,136 \frac{w^2}{10000}; \quad (1.16)$$

$$q = 5260,0 - 90717w + 0,62 w^2; \quad (1.17)$$

$$P = 0,089 - 0,047q + 0,0081 q^2. \quad (1.18)$$

Граничные условия для этих уравнений представляют собой оптимальные показатели работы установок: I  $P = \max$ ; II  $q = \min$ ; III  $\Gamma = Pq < 50 \div 55 \text{ м}^3/\text{м}^3 \cdot \text{ч}$  — оптимальная газонапряженность установки.

Определить экстремальное значение  $w$  и соответствующую этому значению удельную производительность печи  $P$ .

По формуле (1.16) находим величину первой производной

$$\frac{dP}{dw} = \frac{0,19}{100} - \frac{2 \cdot 0,136}{10000} w = 0;$$

$$W_{\text{опт}} = \frac{0,19}{0,272} = 0,698, \text{ или } 69,8 \%. \quad (1.18)$$

Вид экстремума представляет максимум, так как знак второй производной уравнения (1.16) отрицательный

$$\frac{d^2P}{dw^2} = 0,272 \cdot 10^{-4} < 0.$$

Найденному значению степени металлизации, согласно уравнению (1.16), соответствует следующее максимальное значение удельной производительности:

$$P = -0,0380 + 0,19 \cdot 0,698 - 0,136 \cdot 0,487 = 0,0284 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}).$$

Из решения уравнения (1.17)

$$\frac{dq}{dw} = -90,717 + 2 \cdot 0,62 w = 0,$$

$$w = \frac{90,717}{1,24} = 73,2 \%,$$

$$\frac{d^2q}{dw^2} = 1,24 > 0 \text{ (min)},$$

следует, что степени металлизации 73,2 % соответствует минимальное значение удельного расхода газа этой установки

$$q = 5260,0 - 90,717 \cdot 73,2 + 0,62(73,2)^2,$$

$$q = 1,93 \cdot 10^3 \text{ м}^3/\text{т}.$$

При таком расходе газа производительность, согласно уравнению (1.18) составляет

$$P = 0,089 - 0,047 \cdot 1,93 + 0,0081(1,93)^2 = 0,0287 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч}) \text{ или } 0,7 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{сут})$$

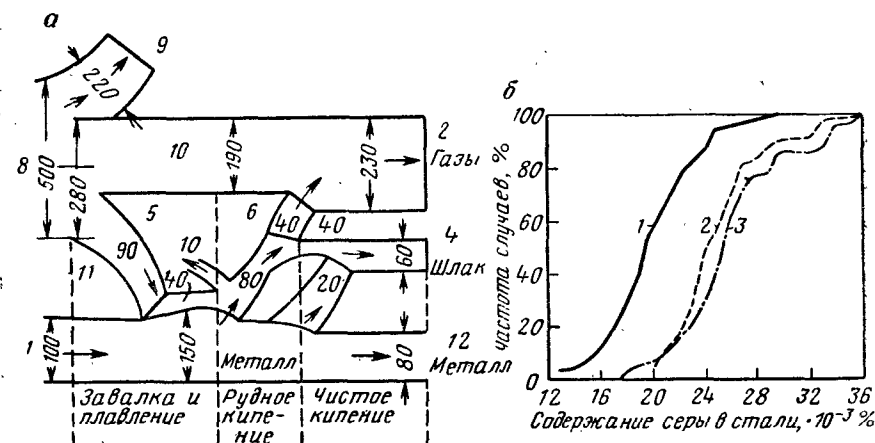


Рис. 1.8. Влияние доли металлизированных малосернистых окатышей (б) на содержание серы в стали при мартеновской плавке:

а — баланс серы; 1 — сера, вносимая шихтой (100 кг); 2 — сера, поглощенная шлаком в начале плавки; 3 — сера, поглощенная шлаком в конце плавки; 4 — сера в конечном шлаке; 5 — потери серы с первым шлаком; 6 — сера, переходящая из шлака в газы; 7 — сера в дымовых газах; 8 — сера газа из клапана; 9 — сера газа, поглощенная насадками; 10 — сера газа в рабочем пространстве; 11 — сера, поглощенная из газов шлаком и металлом; 12 — сера в готовой стали; б — доли окатышей в шихте: 1 — 90%; 2 — 75%; 3 — 60% [15]

На рис. 1.8 показана кинетика перехода серы из угля в руду, а затем в сталь, шлак и печные газы, из которой видно, почему загрязненные серой угля металлизированные окатыши затрудняют плавку стали, а в конечном счете увеличивают брак готовой стали по пластичности (рис. 1.9).

Известно, что удаление серы в процессе плавки стали происходит хуже, чем при производстве чугуна (коэффициент распределения серы между шлаком и металлом в 10 раз меньше, чем в доменном процессе), и поэтому загрязненные серой металлизированные окатыши обычно перерабатывают в доменных печах.

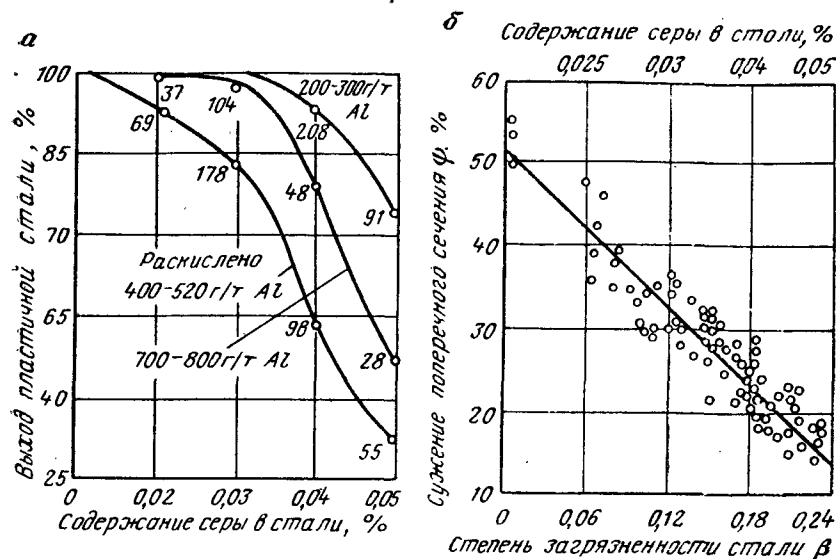


Рис. 1.9. Влияние серы на качество стали:

а — зависимость выхода пластичной стали при различной присадке алюминия от содержания серы; б — связь между степенью загрязненности периметра зерен стали  $\beta$ , содержанием серы и сужением поперечного сечения  $\psi$ , характеризующим пластичность стали при разрыве нормализованных образцов (по данным В. И. Кармазина и С. Н. Мылко)

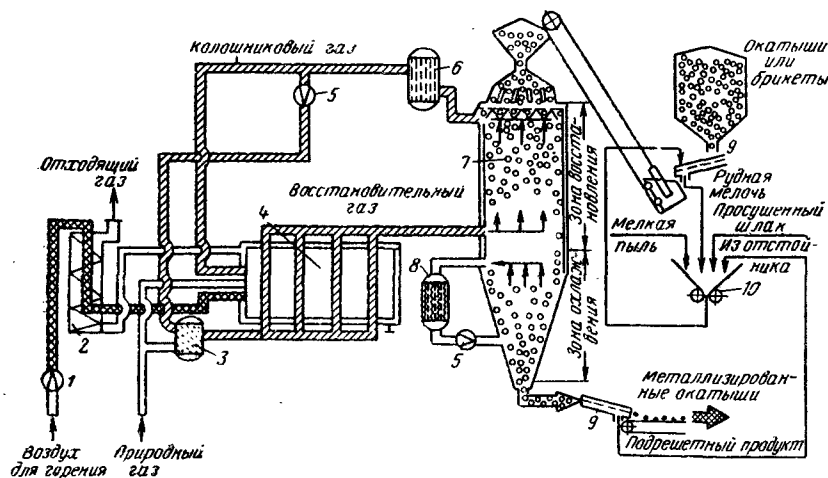


Рис. 1.10. Схема цепи аппаратов цеха для металлизации окатышей по способу «Мидрекса»:

1 — воздухоподогреватель; 2 — теплообменник; 3 — смеситель газов; 4 — конверсионная установка; 5 — компрессор; 6 — скруббер для колошниковых газов; 7 — шахтная печь; 8 — скруббер; 9 — вибрационный грохот; 10 — брикетный пресс

Новые установки для металлизации окатышей, построенные в последнее время, выгодно отличаются от описанных, благодаря использованию конвертированного природного газа, продуваемого через слой окатышей. В этом случае содержание серы в окатышах не увеличивается и производительность печи резко возрастает.

На рис. 1.10 показана схема цеха для металлизации окатышей в шахтных печах, конструкция которых разработана и испытана на заводе «Запорожсталь» под руководством Н. Н. Доброхотова [22]. Такие же печи за рубежом известны под названием «Мидрекс» и в настоящее время сооружаются на электрометаллургическом комбинате вблизи Лебединского ГОКа для металлизации его концентратов. Удельная производительность печей достигает  $9 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{сут})$ , т. е. больше, чем производительность трубчатых печей при значительно меньшем расходе топлива ( $400 \text{ м}^3$  природного газа на 1 т окатышей металлизированных на 95%).

Для порошковой металлургии используются концентраты, получаемые из легкообогащаемых руд, чистые по кремнезему и другим вредным примесям ( $<0,2\% \text{ SiO}_2$ ).

Такие концентраты металлизуют как в окомкованном состоянии, так и без окомкования. Поскольку при металлизации средняя скорость продвижения металла от поверхности вглубь окатыша примерно  $0,01 \text{ мм/мин}$ , то время металлизации неокомкованных частиц меньше времени металлизации окатышей (вместо 10 ч несколько минут).

На рис. 1.11 приведена схема установки для «мгновенной» металлизации, разработанная институтом ВНИИМТ. Такие же установки разрабатываются и другими организациями (ДонНИИчермет, ИЧМ Днепропетровский и институт металлургии им. А. А. Байкова). В установке ИЧМ порошок захватывается конвертированным природным газом и вращаясь поднимается к разгрузочному устройству, в печах ДонНИИчермета он опускается навстречу потоку горячего газа. Расчеты показывают, что металлизированные таким образом порошки обходятся дешевле, чем такие же порошки, получаемые путем металлизации окатышей и последующего их измельчения.

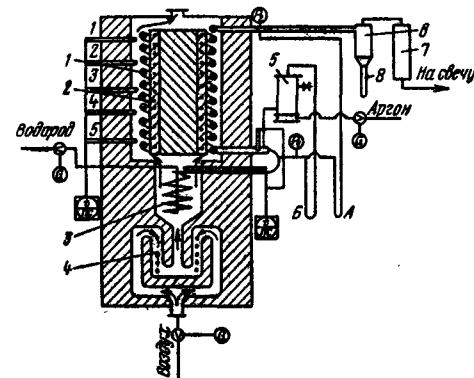


Рис. 1.11. Схема установки для металлизации порошкового концентрата:

1 — трубчатый змеевик; 2 — никромовый нагреватель; 3 — подогреватель водорода; 4 — силитовые нагреватели; 5 — питатель; 6 — циклон; 7 — фильтр; 8 — измерительная бюретка

Из приведенного следует, что в зависимости от обогатимости руд и величины отношения  $\left(\frac{\text{SiO}_2}{\text{Fe}}\right)$  показатели металлургической плавки меняются и поэтому для полного, комплексного и экономичного использования сырья метод плавки должен выбираться в зависимости от свойств руды. Целесообразность такого подхода ясна из данных, приведенных на рис. 1.12, б. Концентраты, получаемые из легкообогатимых руд, отличающиеся низким удельным

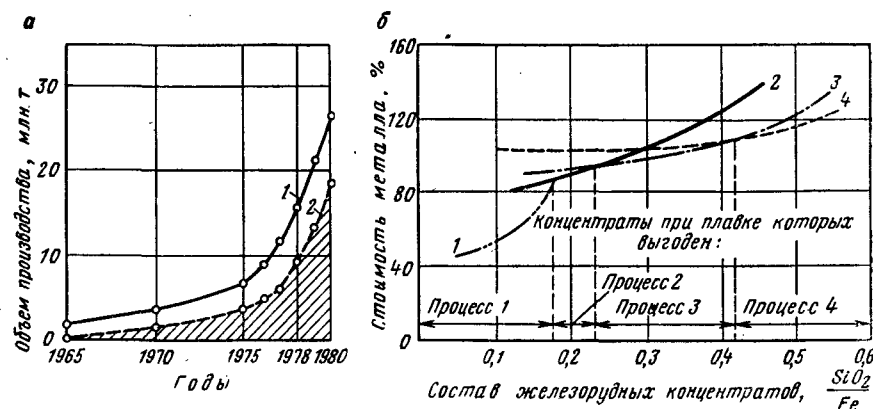


Рис. 1.12. Динамика мирового производства губчатого железа (а) и снижение себестоимости стали при его использовании в металлургии (б)

а: 1 — общий объем производства; 2 — объем производства процессами «Мидрекс» и «Хил»; б: 1 — металлизация магнетитового концентрата водородом или природным газом в кипящем слое и электроплавка стали (по расчетным данным укрупненных лабораторных установок); 2 — плавка концентрата в доменной печи на основных шлаках и конвертерное производство стали; 3 — плавка концентрата в доменной печи на кислых шлаках и мартеновское производство стали; 4 — производство крицы с магнитной сепарацией и плавкой магнитной фракции в доменной печи

содержанием пустой породы выгодно использовать для порошковой металлургии. При большем удельном содержании пустой породы  $\left(\frac{\text{SiO}_2}{\text{Fe}} < 0,04\right)$  их следует использовать как сырье для металлизации и электроплавки стали. Затрата таких концентратов на производство чугуна расточительна.

В последние годы производство электростали из металлизированных концентратов неуклонно возрастает и концентраты, содержащие меньше 2,5 %  $\text{SiO}_2$ , т. е.  $\frac{\text{SiO}_2}{\text{Fe}} < 0,04$ , также должны использоваться только для производства стали металлизированных окатышей, т. е. синтетического железного лома.

Концентраты, в которых удельное содержание кремнезема не может быть снижено до 0,2 следует подвергать доменной плавке, а низкосортные концентраты  $\left(\frac{\text{SiO}_2}{\text{Fe}} > 0,4\right)$  — кричной. В этой связи железорудные горно-обогатительные комбинаты должны выпускать несколько сортов концентратов. На Оленегорском ГОКе уже вырабатывают концентраты для порошковой

металлургии и для доменного производства. На Камыш-Бурунском комбинате предполагают выпускать доменные концентраты, а из сбрасываемых в отходы железо-силикатных промпродуктов производить крицу. Выпуск концентратов для порошковой металлургии освоен на ОГОКе под руководством П. И. Зеленова, а промышленные опыты по производству крицы из хвостов Камыш-Бурунского комбината проведены О. Д. Товстановским [39, 47].

Важным показателем использования сырья в черной металлургии является сквозное извлечение металла  $\epsilon_c$ , которое определяется, как произведение вероятностей последовательных событий.

$$\epsilon_c = \epsilon_d \epsilon_o \epsilon_n \epsilon_{\text{и}}, \quad (1.19)$$

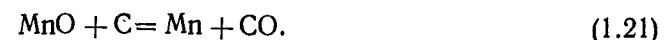
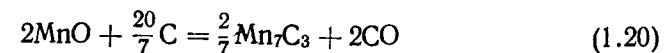
где  $\epsilon_d$ ,  $\epsilon_o$ ,  $\epsilon_n$ ,  $\epsilon_{\text{и}}$  — соответственно извлечение при добыче, обогащении, плавке и использовании выплавленного металла.

В порошковой металлургии эта величина превышает 75 %, в электросталеплавлении при плавке металлизированных окатышей сквозное извлечение уже значительно меньше, а при традиционном процессе едва превышает 50 %. При выплавке сплавов марганца и хрома сквозное извлечение является наиболее низким (около 40 %). Естественно, что в будущем  $\epsilon_c$  будет увеличено, благодаря совершенствованию технологии, управления и экономическому стимулированию уменьшения потерь металла в хвостах, шлаках, стружке и других отходах.

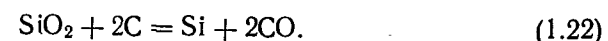
## 1.5. ОЦЕНКА МАРГАНЦЕВЫХ И ХРОМОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ФЕРРОСПЛАВОВ

Технология производства марганцевых сплавов заключается в восстановлении окислов марганца, железа, кремния и фосфора из рудных концентратов углеродом кокса в доменных печах или коксика в электропечах. Марганцевые ферросплавы начали выплавлять в настоящее время в герметичных электропечах большой производительности непрерывным процессом. Переход от доменной плавки к электрической сократил расход кокса, удешевил передел и повысил качество и сквозное извлечение марганца.

Высшие окислы марганца восстанавливаются окисью углерода из закиси марганца, а последняя, образуясь в ванне электропечи, восстанавливается только твердым углеродом до карбида и металлического марганца по реакции:



В зоне высоких температур восстанавливается кремний по реакциям



Сера, образуя  $\text{MnS}$ , почти полностью переходит в шлак, фосфор шихты практически полностью восстанавливается и переходит

в металл. По этой причине марганцевые концентраты должны иметь содержание фосфора, не превышающее допустимого удельного содержания, которое для ферромарганца выражается зависимостью  $\frac{P}{Mn} = (1,108 Mn - 1 - 2) 10^3$ , а для силикомарганца

$$\frac{P}{Mn} = (0,136 Mn - 2,8) 10^5. \quad (1.23)$$

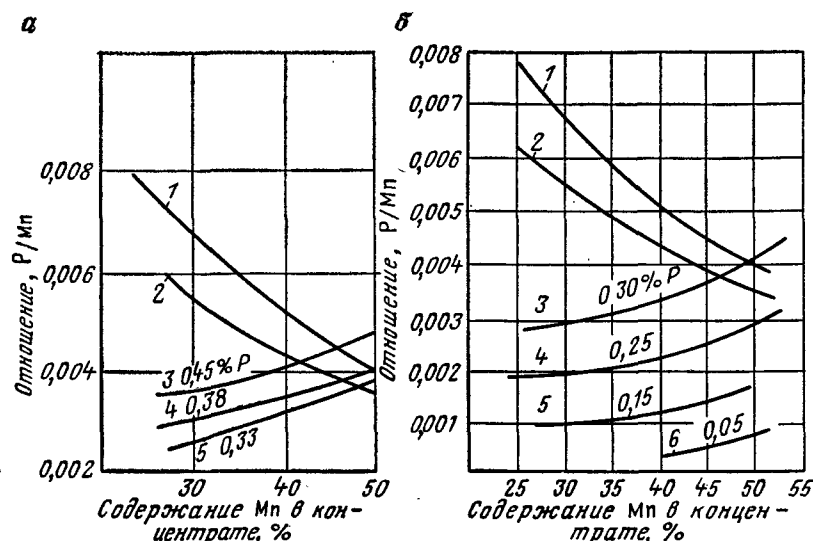


Рис. 1.13. Зависимости величины  $P/Mn$  от содержания марганца в концентрате из руд Никопольского (1) и Чигатурского (2) месторождений:

а — при выплавке ферромарганца; б — при выплавке силикомарганца с различным содержанием фосфора. 1 — руда Никопольского месторождения; 2 — руда Чигатурского месторождения; 3—6 — допустимые значения  $P/Mn$  [19]

На рис. 1.13 сопоставлены требуемые и фактические величины удельных содержаний фосфора. Фактические содержания фосфора превышают допустимые, в связи с чем концентраты подвергают металлургической дефосфорации (путем переплава в электропечах на бесфосфористый шлак, на что затрачивается около 1000 кВт·ч/т руды. При этом теряется около 10 % металла, скопляющегося под шлаком и поглощающего фосфор).

Зависимость расхода малофосфористого шлака от удельного содержания фосфора на 1 % марганца в концентрате приблизительно выражается простыми соотношениями:  $Ш = 26 + 4 \frac{P}{Mn} \times 10^3$ , % — для ферромарганца и

$$Ш = 27 + 6,7 \frac{P}{Mn} \cdot 10^3, \% \text{ — для силикомарганца.} \quad (1.24)$$

Однако, чем меньше удельное содержание фосфора в марган-

цевых концентратах, тем больше приплачивают за повышение содержания марганца и снижение фосфора. Например, в концентратах для выплавки ферромарганца, получаемых из окисных руд Никопольского бассейна, базовое содержание марганца составляет 47 % и влаги 14 %, а приплата за повышение содержания марганца на 1 % — 2 руб/т. В концентратах первого сорта с повышенным содержанием фосфора (>0,2 %) эта приплата составляет лишь 60 коп., т. е. 1 т концентрата, содержащего повышенное количество фосфора, оплачивается на 5—15 руб дешевле. В концентратах, получаемых из карбонатной руды, базовое содержание марганца составляет 25 %, а влаги 18 % с приплатой 1 руб/т за 1 % марганца и удержанием 1 % стоимости за повышение влаги на 1 %. Поскольку в карбонатных концентратах удельное содержание фосфора значительно выше допустимого и при обычной схеме обогащения его не удастся повысить, то карбонатные концентраты подвергают металлургической дефосфорации и приплаты за снижение фосфора не проводят.

Повышенное содержание кремнезема в шихте при выплавке ферромарганца в электропечах влечет за собой повышение расхода электроэнергии на 300 кВт·ч/т и снижение извлечения марганца на 2,4 % и перерасход электроэнергии на 2 % на каждый процент увеличения марганца в шихте. Производительность печей с повышением содержания марганца также увеличивается: при плавке ферромарганца на 2,4 %, а силикомарганца — на 1,8 % на каждый процент увеличения марганца в шихте.

Качество марганцевых концентратов оценивают, кроме того по отношению суммы окислов кальция и магния к содержанию глинозема, которое должно быть равным 2,8. При выплавке металлического марганца рудные концентраты должны быть наиболее богатыми, а отношение окиси кальция к кремнезему должно быть 1,2—1,6.

Выплавка углеродистого ферромарганца производится из нефлюсованного агломерата на основе окисных марганцевых концентратов в электропечах РКГ-75 и в электропечах РПЗ-63И1, герметически закрытых, с непрерывным процессом, использующих офлюсованный агломерат на основе карбонатных марганцевых концентратов. Силикомарганец выплавляют в тех же печах, но из марганцевых окисных концентратов второго сорта, агломератов и шламов обогащения окисных руд.

Сплавы хрома выплавляют только в электропечах, поскольку доменный процесс невозможен, вследствие тугоплавкости окислов хрома. При выплавке углеродистого феррохрома плавку ведут с применением углевосстановительного процесса, малоуглеродистого — силикотермическим процессом и безуглеродистого — алюминотермическим. Рудным сырьем для такой плавки является богатые малофосфористые хромитопинелидовые руды и концентраты, содержащие более 50 %  $Cr_2O_3$ , менее 10 % кремнезема при отношении окиси хрома к пятиокиси фосфора 0,025 и к закиси железа — не менее 3,2. В качестве восстановителя используются

низкофосфористые и низкосернистые коксы (соответственно 0,035 и 0,5 %).

Извлечение хрома из шихты в сплав обычно 82 %, расход хромитового концентрата около 1,6 т на 1 т при содержании 50 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , а расход электроэнергии — 2300 кВт·ч. По крупности хромовые концентраты сортируют на IV сорта (10, > 10—50, > 50 и 0,30 мм). По содержанию окиси хрома и кремнезема хромовые концентраты сортируют на сорта, содержащие 50 % двуокиси хрома и < 7 % кремнезема и < 45 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  и не 10 %  $\text{SiO}_2$  при содержании фосфора < 0,03 %. Распределение минералов хрома по их ценности (нисходящий ряд): хромиты  $\text{FeCr}_2\text{O}_4$  (46,5 % Cr), магнохромиты ( $\text{MgFe/Cr}_2\text{O}_4$ ) (42 % Cr), алюмохромиты  $\text{Fe/Cr, Al}_2\text{O}_4$  (37 % Cr) и хромпикотит ( $\text{Mg, Fe/Cr, Al}_2\text{O}_4$ ) (33 % Cr).

## Глава 2

### ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ И ОСОБЕННОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ РАЗЛИЧНЫХ РУД ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

#### 2.1. ПРИНЦИПЫ И УСЛОВИЯ РАЗДЕЛЕНИЯ РУДНЫХ МИНЕРАЛОВ ОТ СРОСТКОВ С НЕРУДНЫМИ, ОБОГАТИМОСТЬ РУД

При обогащении руд черных металлов используют три способа разделения минералов и их сростков [27]:

сортировку кусковых фракций (+10 мм) с помощью ЭВМ, направляющей сростки и мономинеральные куски в различные сборники;

сепарацию потока минеральных зерен или их флокул с помощью конкурирующих силовых полей, перемещающих фракции в водной или воздушной среде в рабочем пространстве аппаратов в соответствующие сборники;

сепарацию потока шламов с помощью особых переносчиков рудных частиц (воздушных пузырьков при флотации, магнитных носителей при высокоградиентной сепарации, зерен ионнообменных смол при экстракционных процессах).

Схемы движения частиц при различных способах обогащения показаны на рис. 2.1.

Первый способ (рис. 2.1, а) обычно используют как рудоподготовительную операцию на пришахтных дробильно-сортировочных фабриках, например для выборки породы или кусков мартезовских и карбонатных руд. Второй способ разделения (рис. 2.1, б) используется для основных операций обогащения кусковой и измельченной бедной руды и промпродуктов. Он осуществляется путем погружения или притяжения и удерживания крупнозернистых частиц рудных минералов, когда равнодействующая конкурирующих сил, участвующих в разделении, направлена вниз (см. рис. 2.1, б). При обработке мелкозернистых руд используют извлечение рудных зерен или всплывание их, когда эта сила направлена вверх (рис. 2.1, в). Удерживание обычно обеспечивает большой выход, а извлечение — более высокое качество концентрата.

Третий способ (рис. 2.1, г) — сепарация на носителях — используется при флотационном обогащении (рис. 2.1, д) слабомагнитных тонковкрапленных руд, а в последнее время при обогащении их методом полиградиентной сепарации путем ввода и вывода из рудной пульпы индукционных магнитов-носителей с притянувшимися к ним частицами слабомагнитных рудных минералов, а также при обогащении комплексных руд в сорбционных аппаратах, где частицы минералов цветных и редких металлов удерживаются зернами поглотителей (ионообменных и других смол).

Сырье, поступающее на рудообогатительные фабрики, обычно состоит из кусков и частиц разнообразного состава (от мономинеральных кусков до полиминеральных сростков, в которых вкраплены прослой или включения отдельных минералов), различного размера (от метра до долей микрона).

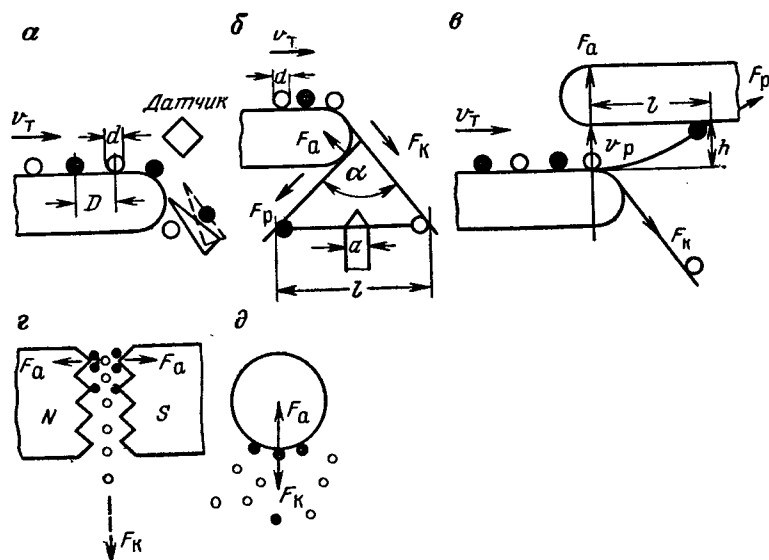


Рис. 2.1. Схемы движения частиц при различных способах обогащения: а — сортировка; б, в — сепарация; г — разделение на носителях при флотации (на воздушных пузырьках).  $F_a$  — активные,  $F_k$  — конкурирующие (пассивные, диссипативные),  $F_p$  — равнодействующие силы

Для эффективного разделения исходной руды механическим способом необходимо:

усреднить сорт по крупности, минеральному и химическому составу;

путем дробления получить заданную крупность и удельную поверхность зерен, наиболее благоприятную для работы обогатительных аппаратов;

рассортировать исходную руду для автоматического удаления кусков пустой породы и глины, извлечения кусков богатой руды и для обособления бедной руды (сростков), подлежащей обогащению после раскрытия;

обжечь слабомагнитные руды для удаления углекислоты, влаги и кристаллической воды и придания им магнитных свойств перед магнитным обогащением в слабом поле;

разъединить сростки на отдельные мономинеральные частицы, вызвав образование трещин внутренними и внешними воздействиями и избирательное их разрушение, наблюдаемое в тех случаях, когда трещины возникают по границам спайности минералов;

удалить раскрывающиеся частицы, чтобы не допустить налипания на них субмикронных частиц под действием ван-дер-ваальсовских сил и образования вторичных сростков;

объединить тонкие минеральные частицы (меньше 10 мкм), трудноразделяемые механическими методами, в более крупные мономинеральные агрегаты (флокулы), т. е. произвести селективную флокуляцию. Она достигается путем обработки такими реагентами, которые смачивают поверхность только рудных или только нерудных минералов и поэтому при перемешивании происходит слипание и образование комочков из мономинеральных частиц. Селективное слипание ферромагнитных частиц происходит и без добавки реагентов. Оно осуществляется путем сближения и взаимного притяжения частиц при перемешивании в слабом магнитном поле.

Комплекс механических операций, которые производятся для того, чтобы получить заданный выход готового класса крупности, а затем разделить его на фракции с заданным содержанием рудных минералов (концентрат), минералов пустой породы (хвосты) и воды, именуемый механическим обогащением, осуществляется под действием силовых полей аппаратов. Предобогащением условно называют обработку дробленой руды перед последующим измельчением с целью извлечения кусковатых фракций уже раскрытых частиц пустой породы, а иногда и кондиционной богатой руды (например, мартеповской, пиролюзита, хромита). При этом достигается ряд преимуществ:

руда используется комплексно, поскольку реализуется не только концентрат, но и пустая порода (щебенка и песок);

уменьшается количество тонкоизмельченного материала и поэтому снижается расход энергии на переработку 1 т сырья;

увеличивается выход концентрата из измельченного материала, а следовательно, уменьшаются удельные затраты энергии, флотореагентов и трудовые затраты на производство тонкоизмельченных концентратов;

растет производительность мельниц, поскольку из руды удаляется прочный компонент (кусковатая порода), что увеличивает измельчаемость руды;

процессы последующего обогащения протекают более устойчиво и надежно благодаря большей однородности (усреднению) материала;

повышается содержание металла в питании обогатительных аппаратов, а следовательно, растет и качество конечных концентратов; этому содействует и меньшее загрязнение ошламованной пустой породой, большая часть которой уже удалена до измельчения;

уменьшаются расходы руды, затраты на отвальное хвостовое хозяйство, обратное водоснабжение, защиту окружающей среды.

Предобогащение применяется лишь в том случае, когда общее содержание металла в извлекаемой кусковатой породе меньше, чем в хвостах при обогащении измельченной руды.

Предобогащение магнитных руд производится на сухих магнитных сепараторах (ПБС и ЭБС), а немагнитных — на радиационных сепараторах (фракции крупнее 15 или 25 мм) и на сепараторах с тяжелыми суспензиями (фракции крупнее 3 мм).

Эффективность предобогащения можно определить по соотношению [21]

$$\frac{\mathcal{E}}{\gamma_k} - \Delta P_k \geq \frac{P_c + P_{тр} - P_{хв}}{\gamma_k}, \quad (2.1)$$

где  $\mathcal{E}$  — экономия приведенных затрат на 1 т сухой руды, руб/т;  $\gamma_k$  — выход концентрата, доли ед.;  $\Delta P_k$  — изменение суммы реализации концентрата руб/т,  $P_c$  — приведенные затраты на предобогащение (сухую магнитную сепарацию), руб/т;  $P_{тр}$  — приведенные затраты на транспортирование и складирование сухой руды, руб/т;  $P_{хв}$  — сумма за реализацию хвостов на 1 т сухой руды, руб/т.

На большинстве ГОКов, перерабатывающих магнетитовые кварциты (Ново-Криворожский, Днепровский, Центральный и др.), благодаря предобогащению на сепараторах ПБС, ежегодно реализуется примерно по 3 млн. т щебенки и 1,5 млн. т строительного песка и на 30—50% сокращаются расходы на отвод земельных угодий под отвалы. Еще большее значение предобогащение имеет для комбинатов, перерабатывающих окисленные и комплексные руды, так как позволяет существенно уменьшить потери ценных компонентов. Опыт фабрик цветной металлургии и химической промышленности доказал высокую рентабельность предобогащения (на свинцово-цинковых, магнезитовых и других рудах). Там тяжелосреднему предобогащению подвергаются руды десятков месторождений с общим ежегодным экономическим эффектом свыше 7 млн. руб. (Норильский горно-металлургический комбинат и другие).

Показатели обогащения зависят от разделительной способности аппаратов и от контрастности свойств минералов, из которых состоит руда. Чем сильнее минералы отличаются друг от друга, тем легче их раскрыть (разъединить в сродках) и разделить в рабочем пространстве аппаратов. Очевидно, что руды легкообогатимы, если контрастность свойств минералов значительна и границы рудных минералов не скреплены прочно с породой и вредными примесями, а удельная поверхность соприкосновения минимальна. К таким рудам относятся, например, крупнокристаллические магнетитовые и другие. В противном случае, т. е. при недостаточной контрастности свойств и прочном сцеплении поверхностей рудных и нерудных минералов — руды труднообогатимы (например, землистые окисленные, табачные и другие).

Следует учитывать не только величину вкраплений, но и форму поверхностей их соприкосновения: если они не гладкие, а напоминают щетки, сложенные иглами навстречу, то руда будет труднораскрываемой и труднообогатимой, поскольку при раскрытии образуется много тонких частиц, переходящих в шламы или слипающихся с крупными и образующих поверхностные сродки.

По трудности раскрытия сродков руды подразделяются на шесть классов. Первый, когда в сродках при заданной крупности измельчения находится не более 5% рудной фазы; в каждом последующем классе сродков на 5% больше, чем в предыдущем. Таким образом, в шестом классе доля рудной фазы в сродках после измельчения в шаровой мельнице в течение 40 мин в стандартных условиях более 0,25 [25].

Наиболее труднообогатимыми являются руды квазиколлоидного и коллоидного строения.

В настоящее время такие руды либо не добывают, либо, если они попадают при добыче, то их теряют в отходах, потому что в действующих ныне измельчительных аппаратах (шаровых мельницах) они не раскрываются, а в виде тонких, неразделенных илистых сродков теряются в хвостах.

Однако в будущем, в связи с истощением запасов легкообогатимых руд и необходимостью увеличения выплавки стали, придется перерабатывать ныне некондиционное сырье, включая и минеральные комплексы с размерами включений около 1 мкм и менее. В этом случае для их раскрытия потребуются применять мельницы другого типа: взрывные, электроимпульсные, а для разделения — новые сепараторы, в которых силы на несколько порядков больше сил тяжести и электростатических сил.

Только в этом случае можно будет обеспечить достаточную скорость разделения частиц и рентабельность переработки. Гравитационные методы для разделения таких частиц непригодны. Циклоны, центробежные и электрические сепараторы ограниченно пригодны из-за необходимости полного удаления влаги и недостаточной контрастности электростатических свойств. Разделение на ситах и фильтрах также слишком медленно и ненадежно, поскольку пульпа должна пройти отверстия размером меньше микрона. Ограничены в очень большой степени и возможности флотации: для этого требуется создавать особые флотореагенты, применять дорогостоящую обработку поверхности частиц и очистку вод и стоков.

Ситуация в обработке этих материалов радикально изменяется только при использовании высокоградиентной магнитной сепарации, позволяющей создавать достаточную величину разделяющих сил при высоких скоростях протока пульпы, не требующую ни расхода реагентов, ни очистки вод и стоков. В последнее время высокоградиентная сепарация находит все более широкое применение в обогащении, гидрометаллургии, экологии, многих процессах химической технологии и даже в биологии. Как пример можно привести каолиновую промышленность, в которой  $\frac{3}{4}$  концентратов подвергаются очистке в высокоградиентных сепараторах, извлекающих из каолина субмикронные включения гематита и других слабомагнитных окислов металлов. Эти аппараты уже используются для доизвлечения слабомагнитных железорудных и марганцевых минералов из их хвостохранилищ, удаления пирита из угольных флотоконцентратов, обработки сточных вод и даже для обработки крови [28].



Напомним значения свойств минералов, составляющих руды, и сведения об их контрастности, необходимые для определения величины сил, разделяющих минералы при обогащении. Физические свойства основных минералов, из которых состоят железные, марганцевые и хромовые руды, показаны на рис. 2.2 [35].

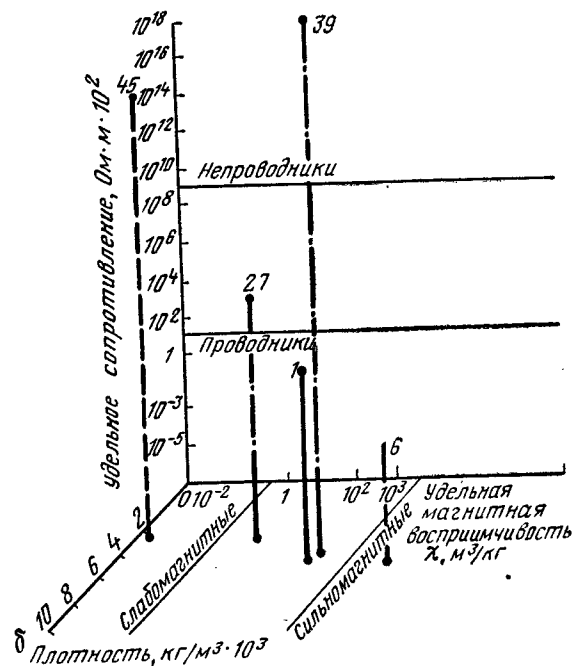


Рис. 2.2. Классификация минералов по плотности, электропроводности и магнитным свойствам

В зависимости от величины магнитной восприимчивости минералы подразделяются на сильномагнитные (вправо от линии — границы на оси  $\chi > 3,8 \cdot 10^{-5} \text{ м}^3/\text{кг}$ ) и слабомагнитные ( $\chi > 1,26 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$  и при  $0 < \chi < 1,26 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$  — весьма слабомагнитные и при  $\chi < 0$  — диамагнитные).

По способности проводить ток минералы подразделяются на проводники (вверх от границы на оси  $G > 10^{-2} \text{ СИМ/м}$  или  $\text{Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$ ) и непропроводники ( $G < 10^{-2} \text{ СИМ/м}$ ).

Гравитационные свойства минералов отложены на третьей оси  $\delta$ . Рудные минералы, как правило, тяжелее нерудных и поэтому расположены дальше от начала трехосной системы координат.

Чем больше разница в длине и чем дальше отстоят друг от друга линии, характеризующие эти свойства на диаграмме, тем больше контрастность свойств минералов и легче их разделять при обогащении руд.

Разделяющие активные силы, возникающие в силовом поле обогатительных аппаратов, действующих по второму принципу

разделения, стремятся извлечь или удержать рудные минералы, в то время как силы, не связанные с полем аппарата (пассивные) и силы трения, возникающие при движении частиц в вязкой среде (диссипативные), им препятствуют. Например, при гравитационном обогащении активными силами являются земное притяжение и центробежная сила. При магнитном — силы притяжения и отталкивания магнитом и т. д. Диссипативными силами являются сопротивления среды, связанные с ее инерцией, вязкостью и динамическим сопротивлением сдвигу (силы Ньютона, Стокса и Шведова — Бингама).

При равномерном движении потоков частиц сумма разделяющих сил равна нулю ( $\Sigma F = 0$ ). Это первое основное условие процесса разделения.

Пример. Дано: размер частиц  $d = 10^{-4} \text{ м}$ ; вязкость воды  $\mu = 10^{-3} \text{ Н} \cdot \text{с}/\text{м}^2$ ; плотность воды  $\Delta \delta = 1000 \text{ кг}/\text{м}^3$ ; плотность частиц  $\delta = 5000 \text{ кг}/\text{м}^3$ ; активная разделяющая удельная сила равна  $125,6 \text{ м}/\text{с}^2$ .

Определить значение установившейся скорости разделения  $v_p$  при мокрой сепарации в гравитационном и магнитном поле и прямолинейном ламинарном движении потока.

Составляем уравнение сепарации

$$\vec{F}_m + \vec{F}_T + \vec{F}_c + \vec{F}_i + \vec{F}_s = \vec{F}_p > 0, \quad (2.2)$$

где  $\vec{F}_m$ ,  $\vec{F}_T$ ,  $\vec{F}_c$ ,  $\vec{F}_i$ ,  $\vec{F}_s$  — соответственно векторы удельных сил: магнитной, земного притяжения, центробежной, инерции и сопротивления среды.

Ввиду малого размера частиц принимаем, что сила сопротивления среды определяется по закону Стокса и равна  $F_s = 18 \frac{\mu v}{d^2 \delta}$ ; силой инерции и центробежной силой пренебрегаем вследствие очень малой массы частицы и прямолинейного ее движения.

$$F_m = F_T + F_s = g \frac{\delta - \Delta}{\delta} + 18 \frac{\mu v}{d^2 \delta} = 125,6 = 9,8 \frac{5000 - 1000}{5000} + 18 \frac{10^{-3} v}{10^{-8} \cdot 5000}$$

Откуда  $v_p = 0,33 \text{ м}/\text{с}$ .

Кусковые руды разделять значительно легче, чем тонкоизмельченные, поскольку диссипативные силы для первых меньше, чем для вторых.

Вторым важным условием разделительного процесса является, как известно, соблюдение оптимального соотношения размера рудных частиц и сродков, содержащих небольшую долю рудных минералов, т. е. грохочение и классификация материалов перед обогащением в соответствии с величиной коэффициента изодинамичности (при гравитации он носит название «коэффициента равнопадаемости», при магнитной сепарации — «равнопритягиваемости»). Для эффективного разделения необходимо, чтобы скорость разделения самых тонких рудных зерен была больше скорости разделения крупных малорудных сродков, т. е. чтобы соотношение суммы векторов активных и пассивных сил к величине диссипативных сил было больше

$$\left( \frac{F_a + F_p}{F_d} \right) d_p > \left( \frac{F_a + F_p}{F_d} \right) D_c, \quad (2.3)$$



где  $d_p$ ,  $D_c$  — соответственно поперечники самых мелких рудных зерен и наиболее крупных сростков, м.

Из этого неравенства определяется коэффициент изодинамичности

$$\frac{D_c}{d_p}$$

Пример. Некондиционные малорудные сростки содержат 10 % рудного минерала. Плотность их  $\delta = 3500 \text{ кг/м}^3$ , а сила магнитного притяжения пропорциональна доле рудных минералов. Остальные условия те же, что и в предыдущем примере.

Определить наибольший допустимый размер сростков и коэффициент изодинамичности.

Подставляя значения в формулу (2.3), находим

$$\frac{125,6 + 9,8 \frac{5000 - 1000}{5000}}{18 \cdot 10^{-3} \cdot 0,33 \cdot 10^{-8} \cdot 5000} > \frac{125,6 \cdot 0,1 + 9,8 \frac{3500 - 1000}{3500}}{18 \cdot 10^{-3} \cdot 0,33 \cdot D^2 \cdot 3500};$$

$$D < 6 \cdot 10^{-4}; \frac{D}{d} < 6.$$

Третьим условием эффективного протекания разделительного процесса является достижение высокого извлечения металла при заданном содержании его в концентрате. Это возможно лишь при достаточном значении соотношения активных и пассивных сил и минимальном количестве сростков. Действительно, в соответствии с законом действующих масс количество рудных зерен  $da$ , извлекаемых в момент времени  $dt$ , приблизительно пропорционально их концентрации в еще не разделенном остатке  $\alpha'$  и кинетической константе  $K$ , зависящей от скорости разделения и, следовательно, от соотношения активных и пассивных сил

$$\frac{da}{dt} = -K\alpha';$$

интегрируя, получим

$$\alpha' = \alpha e^{-kt}. \quad (2.4)$$

Соотношение кинетических констант для рудных и сростковых зерен

$$\frac{K_p}{K_c},$$

т. е. соотношение скоростей разделения для рудных зерен и отделяемых от них сростков, количественно характеризует процесс разделения.

Используя уравнение баланса металла для руды, состоящей из одного рудного и одного нерудного минерала, можно показать, что

$$\frac{K_p}{K_c} = \frac{\lg(1-\varepsilon)}{\lg\left[1-\varepsilon\left(\frac{\alpha}{1-\alpha}\frac{1-\beta}{\beta}\right)\right]}, \quad (2.5)$$

где  $\alpha$ ,  $\beta$  — содержание рудного минерала в исходной руде и концентрате, %;  $\varepsilon$  — извлечение рудного минерала в концентрат при одном приеме разделения, %.

Из формулы (2.5) следует, что

$$\beta = \frac{\varepsilon\alpha}{[1-(1-\varepsilon)^{1/k}](1-\alpha) + \varepsilon\alpha}, \quad (2.6)$$

$$\gamma = \frac{\varepsilon[1-(1-\varepsilon)^{1/k}]}{\varepsilon(1-\beta) + [1-(1-\varepsilon)^{1/k}]\beta}. \quad (2.7)$$

Если при этом содержание и извлечение металла недостаточны, то для достижения заданных их значений разделение необходимо проводить не в одном приеме, а в нескольких, вводя перечистные и контрольные операции разделения. Приняв, что при перечистках концентрата выделяется промпродукт, содержащий столько же полезного минерала, что и исходная руда, и что

$$K = \frac{K_p}{K_c} = \text{const},$$

М. Дигре получил формулу для расчета числа перечисток

$$\beta_m = \frac{\left(\frac{\alpha}{1-\alpha}\right)^{1-m} \left\{ \frac{\varepsilon\alpha}{[1-(1-\varepsilon)^{1/k}](1-\alpha)} \right\}^m}{1 + \left(\frac{\alpha}{1-\alpha}\right)^{1-m} \left\{ \frac{\varepsilon\alpha}{[1-(1-\varepsilon)^{1/k}](1-\alpha)} \right\}^m}, \quad (2.8)$$

где  $m$  — число приемов концентрации (перечисток).

Пример. Дано:  $\alpha = 0,5\%$ ;  $\varepsilon = 0,8\%$ ;  $m = 2$  и  $K = 5$ . Вычислить  $\beta$ .  
Вычисление производим по формуле (2.6) при  $m = 1$ .

$$\beta = \frac{0,8 \cdot 0,5}{[1-(1-0,8)^{0,2}](1-0,5) + 0,8 \cdot 0,5} = 0,745.$$

Содержание полезного минерала в концентрате при  $K = 5$  и двух приемах перечистки  $m = 2$  определяют по формуле (2.8) при  $\varepsilon = 0,9$ :

$$\beta_{m=2} = \frac{\left(\frac{0,5}{1-0,5}\right)^{1-2} \left\{ \frac{0,9 \cdot 0,5}{[1-(1-0,9)^{0,2}](1-0,5)} \right\}^2}{1 + \left(\frac{0,5}{1-0,5}\right)^{1-2} \left\{ \frac{0,9 \cdot 0,5}{[1-(1-0,9)^{0,2}](1-0,5)} \right\}^2} = 0,856.$$

Четвертое условие — число перечисток увеличивается при меньших значениях соотношения кинетических констант. Зависимость показателей разделения на различных обогащательных аппаратах от крупности материала и числа приемов показана на рис. 2.3. На рис. 2.3, а приведены значения отношения  $\frac{K_p}{K_c}$  для различных

руд и аппаратов. Наибольшие величины соответствуют разделению кусковых руд в тяжелых суспензиях даже при широкой классификации по крупности, наименьшие — при разделении мелких фракций на отсадочных машинах и конусах, хотя в этом случае пределы крупности сужены в несколько раз. Там же приведены зависимости показателей обогащения различных руд от крупности измельчения (рис. 2.3, б) и от числа перечисток (рис. 2.3, в).

По величине скоростей разделения можно определить и пятое условие сепарации — экономическую ее целесообразность. Делается это следующим образом.

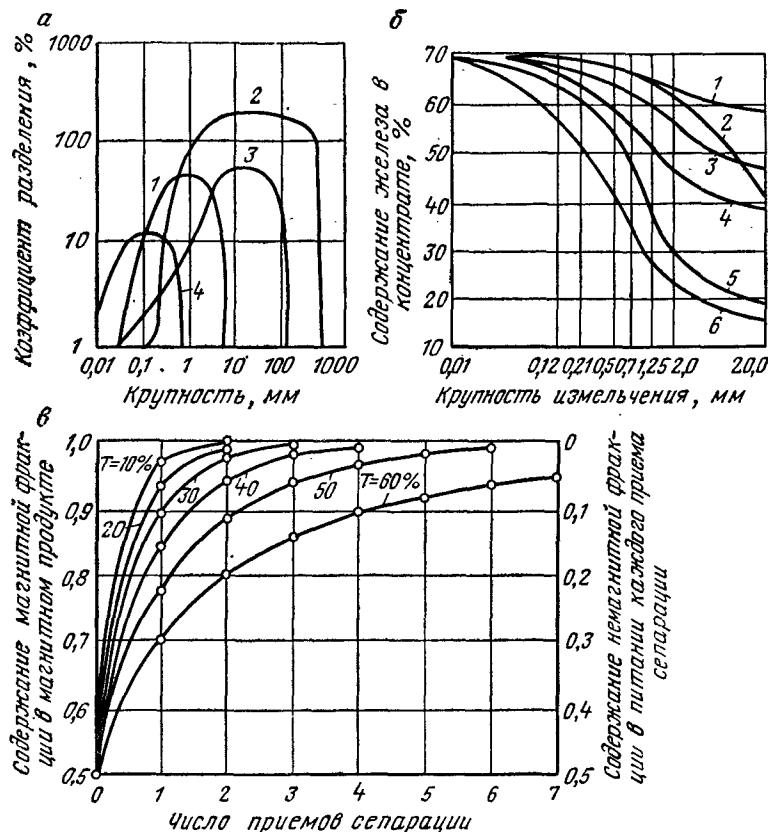


Рис. 2.3. Зависимость показателей разделения на различных обогащательных аппаратах от крупности материала (а и б) и числа приемов сепарации (в): а — обогащение на различных аппаратах: 1 — на концентрационных столах; 2 — в сепараторах с тяжелыми суспензиями; 3 — в отсадочных машинах; 4 — в флотационных машинах; б — показатели магнитной сепарации скариновых магнетитовых руд: 1, 3, 4 — Соколовское месторождение; 2 — Сарбайское месторождение; 5 и 6 — Качканарское месторождение; в — показатели магнитного обогащения криворожских кварцитов: Т — содержание твердого, %

Связь между  $v_p$  и производительностью обогащательных машин  $Q$  устанавливается по условию, что время пребывания руды в рабочем пространстве аппарата  $t_2$  должно быть равно или больше времени  $t_1$ , необходимого для разделения рудных минералов и сростков

$$t_1 = \frac{h}{v_p} \leq t_2 = \frac{l}{v_t}, \quad (2.9)$$

где  $h$ ,  $l$  — соответственно высота и длина рабочего пространства;  $v_t$  — скорость транспортирования зерен вдоль рабочего пространства.

Производительность машины прямо пропорциональна произведению скорости транспортирования  $v_t$  на сечение рабочего пространства, т. е. при мокрых процессах объемному расходу пульпы  $W$  ( $\text{м}^3/\text{с}$ ) на единицу ширины фронта питания  $B$ , плотности пульпы  $\Delta$  ( $\text{кг}/\text{м}^3$ ) и доли твердого в ней  $T$ :

$$Q = Wb\Delta T. \quad (2.10)$$

Прибыль  $N$ , получаемая от эксплуатации машины, в свою очередь пропорциональна скорости разделения  $v_p$  и  $Q$ , поскольку

$$N = \frac{P}{C} - 1, \quad (2.11)$$

где  $P$  — сумма за реализацию концентрата, полученного на машине;  $C$  — его себестоимость, прямо пропорциональная затратам на сырье  $I$ , а также на поддержание машины в рабочем состоянии  $З$  и обратно пропорциональная ее производительности.

$$C = I + 3/Q. \quad (2.12)$$

Зная природу и величину разделяющих сил, можно не только произвести классификацию методов и процессов обогащения руд, но и определить основные их показатели.

## 2.2. КЛАССИФИКАЦИЯ МЕТОДОВ И ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ РУД НА ОСНОВЕ РАЗДЕЛЯЮЩИХ СИЛ; СХЕМЫ И АППАРАТЫ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ, МАРГАНЦЕВЫХ И ХРОМОВЫХ РУД

Магнетитовые руды целесообразно подвергать магнитному обогащению и при этом использовать магнитные дешламаторы, гидроциклоны и сепараторы с постоянными магнитами (сухие для кусковых фракций, мокрые — для мелких и тонкоизмельченных) (рис. 2.4). Устройство этих аппаратов несложно, работают они при небольших расходах энергии и воды и при минимальных трудозатратах, обеспечивают весьма высокую производительность. Сепаратор перерабатывает около миллиона тонн руды в год, а сотни их обслуживаются одним оператором. Характеристики аппаратов, используемых на фабриках для магнетитовых руд, приведены в работах [45]. В основном это сепараторы с диаметром барабана от 800 до 1200 мм и длиной от 2,5 до 3,0 м, снабженные противоточными и полупротивоточными ваннами и магнитными системами из 7—12 полюсов чередующейся полярности из ферритовых, бариевых и стронциевых пластин. Между полюсами установлены такие же контрмагниты для «выпучивания» магнитного потока к дну ванн и повышения там силы поля на 25% [28].

На рис. 2.5 приведены технологическая схема обогащательной фабрики комбината, перерабатывающего магнетитовые кварциты, из которой следует, что при обогащении даже такого простого

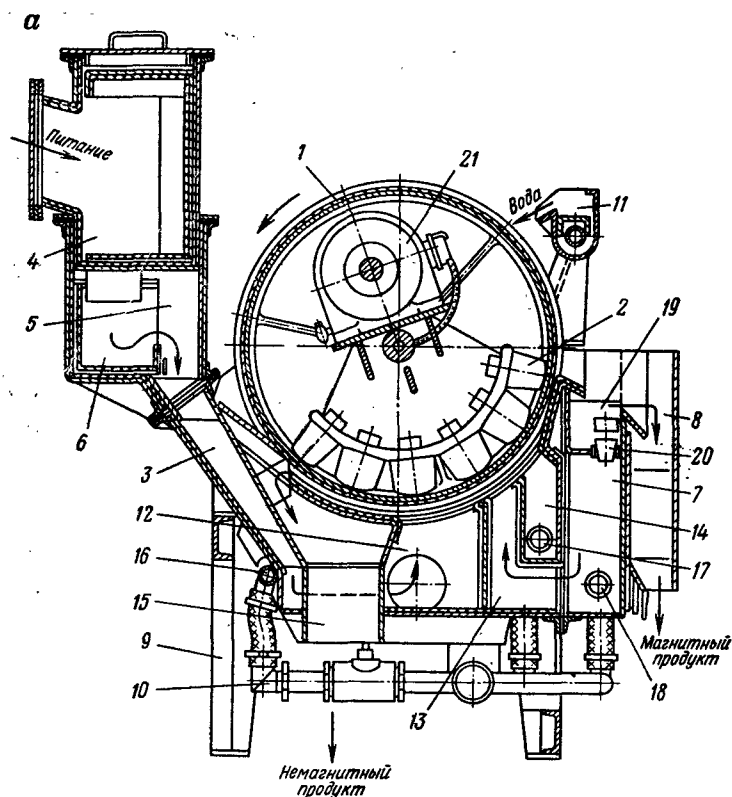
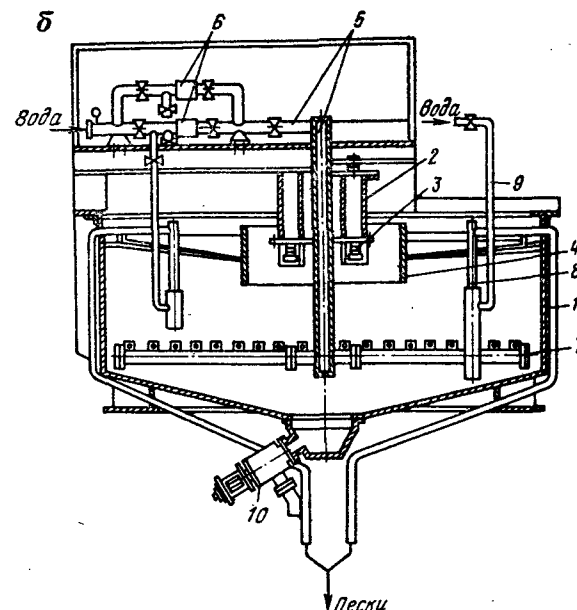
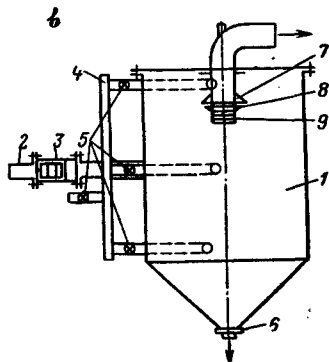


Рис. 2.4. Новые аппараты для обогащения магнетитовых руд и других сильномагнитных продуктов:

а — полупротивоточный магнитный барабанный сепаратор РБМ-ППЦ-90/250 с регулируемой циркуляцией магнитного продукта:  
 1 — барабан; 2 — магнитная система; 3 — ванна; 4 и 8 — соответственно загрузочная и разгрузочная коробки; 5 — распределительная коробка; 6 — успокоитель; 7 — приемная коробка; 9 — рама; 10 — трубопровод; 11, 16—18 — брызгала; 12—14 — отделения соответственно основного обогащения, перечистки и промывки концентрата; 15 — хвостовые патрубки; 19 — отсеки приемной коробки; 20 — пробки; 21 — привод; 6 — магнитный дешламатор с промывкой и сифонной разгрузкой песков:  
 1 — чаша; 2 — приемный бак; 3 — магниты; 4 — успокоитель; 5 — система подвода промывной воды; 6 — фильтры очистки воды; 7 — промывная система; 8 — сифонные разгрузочные устройства; 9 — трубопровод для подвода пусковой воды; 10 — задвижка; 6 — магнитный циклон:  
 1 — корпус; 2 — нагнетающий патрубок; 3 — магнитная система из постоянных магнитов; 4 — подвод воды; 5 — регулировочные краны; 6 — песковая насадка; 7 — направляющий конус сливного патрубка; 8 — металлический усеченный конус; 9 — постоянные магниты



сырья, как магнетитовые кварциты приходится применять много приемов разделения.

Схемы обогащения (рис. 2.6) и машины, используемые на фабриках для обогащения марганцевых и хромовых, а также слабомагнитных железных руд (рис. 2.7—2.9), значительно сложнее, чем для магнетитов. На рис. 2.6 изображена примерная схема обогащения марганцевых руд, а в приложении приведены характеристики используемых там аппаратов. Устройство их известно из учебников по спецкурсам [28], [41], [50], поэтому здесь приводятся лишь некоторые особенности таких обогатительных машин, установленных на новейших отечественных и зарубежных фабриках. На рис. 2.7 изображены конструкции новых аппаратов для гравитационного обогащения мелких классов, а на рис. 2.8 — для флотационного и высокоградиентного обогащения шламов слабомагнитных руд. Все эти аппараты функционируют при более значительных затратах энергии, воды и дефицитных флотационных реагентов, и потому, обогащение руд по таким схемам обходится в несколько раз дороже магнитного, а флотационное обогащение дороже магнитного даже на порядок.

При обогащении марганцевых руд куски и зерна марганцевых минералов извлекаются с помощью беспоршневых отсадочных машин (рис. 2.7, а) и турбоциклонов с магнетитовой суспензией, а легковесные (пористые) рудные зерна — с помощью валковых электромагнитных сепараторов с полем напряженностью около 1,5 Т (4ЭВМ-38/250). Тонкие зерна извлекаются из обезыленных фракций флотационными машинами (рис. 2.8, а) или роторными

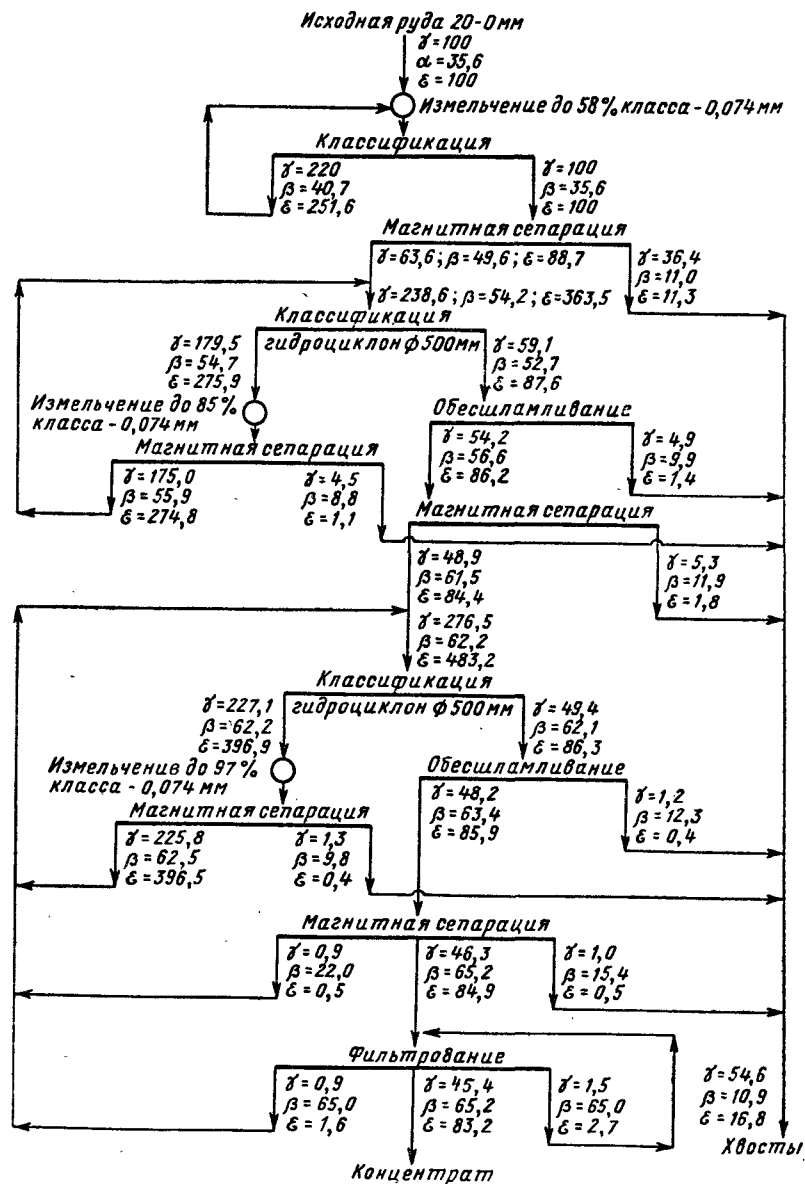
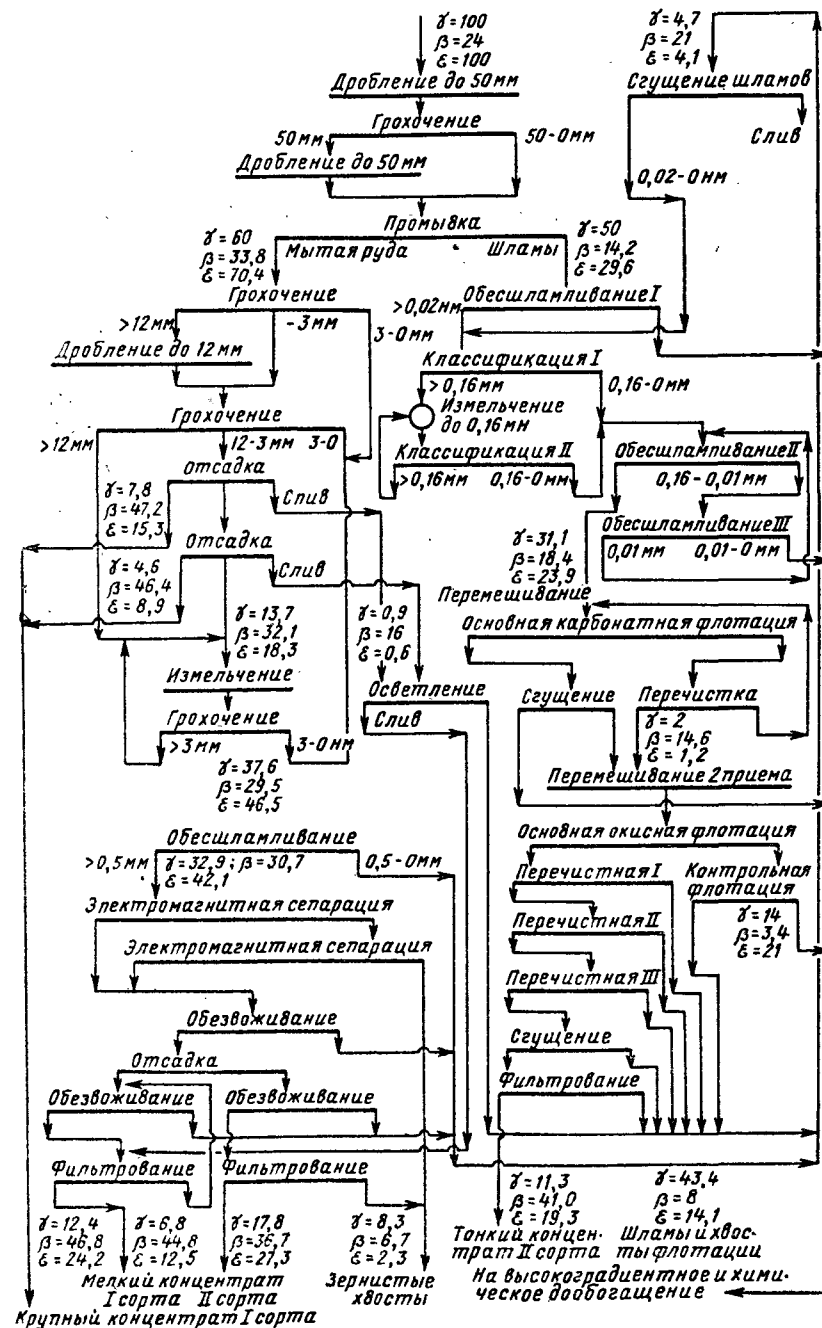


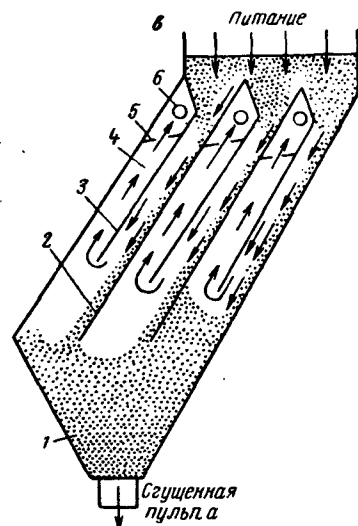
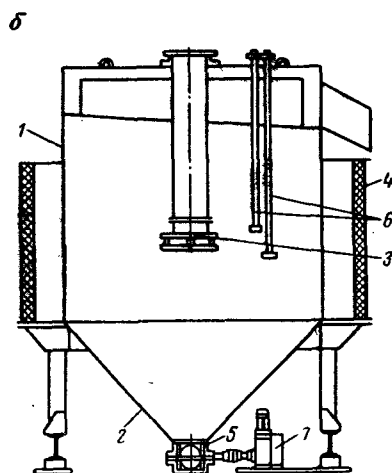
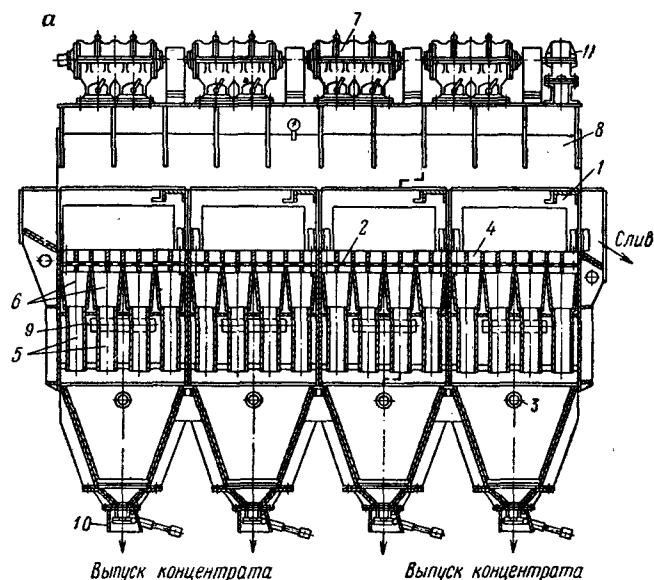
Рис. 2.5. Схема обогащения магнетитовых кварцитов (ЮГОК)

Рис. 2.6. Комбинированная схема обогащения слабомагнитных марганцевых руд на Чкаловской обогатительной фабрике (окисная руда горно-обогатительного комбината Орджоникидзе-марганец)



высокоградиентными сепараторами (рис. 2,8, б). Рудные частицы из илистых фракций (слива гидроциклонов) проектируется извлекать с помощью карусельных высокоградиентных фильтр-сепараторов (рис. 2,8, в).

Последние отличаются более высокой стоимостью, но и большей производительностью и не требуют расхода флотационных реагентов и затрат по охране окружающей среды. Карусельные



фильтр-сепараторы за рубежом используют для вторичного обогащения хвостов, накопленных в шламовых прудах горно-обогатительных комбинатов, по простым схемам (рис. 2.9). На одной из шведских фабрик «Стросса» один карусельный сепаратор перерабатывает свыше 0,5 млн. т/год хвостов крупностью меньше 40 мкм, и после тонкого грохочения его магнитной фракции там получают кондиционный гематитовый концентрат, содержащий около 50% железа при таком же извлечении.

На рис. 2.10 приведены схема и показатели магнитного высокоградиентного обогащения для вторичной переработки отвалов окисленных кварцитов, и для попутной их добычи на обогатительных комбинатах. Предполагается, что по такой схеме будут работать первые фабрики в Криворожском и Курском бассейнах, что позволит использовать уже добытые окисленные кварциты и освободит пахотные земли, занятые в настоящее время отвалами. Применение в этой схеме предобогащения в тяжелых средах позволяет удалить малорудные сланцы без их измельчения, повысить выход концентрата и извлечение металла (см. цифры в скобках на рис. 2.10) и увеличить прибыль.

На других фабриках, например для хромовых руд (рис. 2.11), а также для слабомагнитных карбонатных марганцевых, бурожелезняковых и гематитовых руд операцию гравитационного обогащения осуществляют на суспензионных сепараторах (см. рис. 2.7, б), турбоциклонах, концентрационных конусах, а флотацию — на машинах для пенной сепарации и на пневмомеханических флотационных машинах. В качестве флотационных реагентов на современных флотационных фабриках применяются дефицитные материалы (крахмал, сода, масла, барда сульфитных щелоков, мыло сырое сульфатное и др.).

Технология флотации железных и марганцевых руд рассмотрена в спецкурсе [41]. Здесь укажем только, что наибольшее распространение получила обратная анионная и катионная флотация кварца, что объясняется лучшей избирательностью применяемых для этой цели реагентов (собирателей для кварца и депрессоров

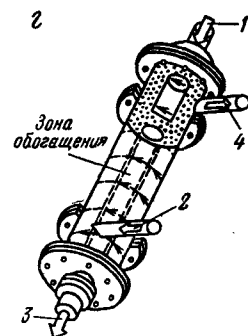
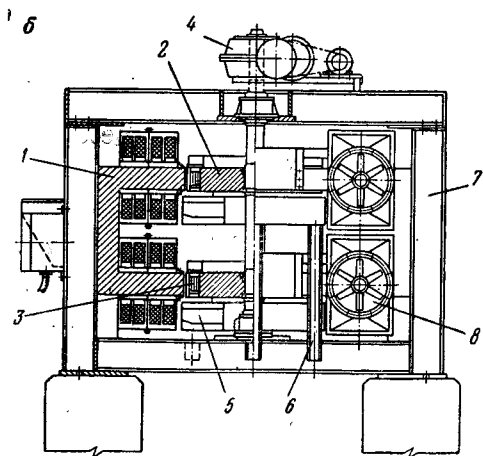
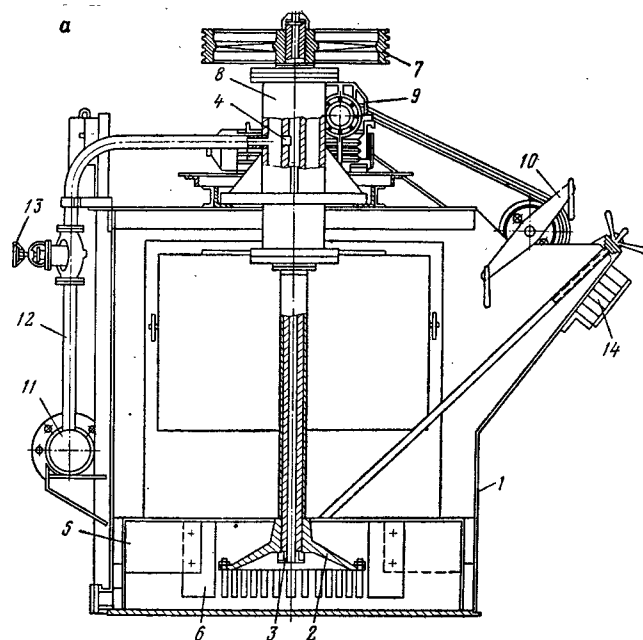


Рис. 2.7. Машины для гравитационного обогащения мелких фракций слабомагнитных руд:

а — беспоршневая отсадочная машина ОП-24М (ОМРМ-8): 1 — камера; 2 — решето; 3 — подача подрешетной воды; 4 — решетка для искусственной постели; 5 — вертикальные трубы; 6 — диффузоры; 7 — воздушный пульсатор (золотник); 8 — ресивер; 9 — подача сжатого воздуха; 10 — разгрузочное устройство для выпуска подрешетного продукта; 11 — электродвигатель; б — магнитно-гравитационный сгуститель — сепаратор конструкции Усачева и Зеленова (ОГОК): 1 — корпус; 2 — конусное дно; 3 — направляющее устройство; 4 — электромагнитная катушка; 5 — дисковый клапан; 6 — датчики уровня сгущенного слоя; 7 — исполнительный механизм; 8 — полочный сгуститель: 1 — корпус; 2 — наклонные плоскости; 3 — отбойники; 4 — каналы; 5 — перфорированная плоскость; 6 — сливные окна; 7 — суспензионный сепаратор «Динаурпуль»; 1 — руда; 2 — ввод тяжелой суспензии; 3 — вывод легкой фракции суспензии; 4 — вывод

рудных минералов). Особую роль при этом играет обесшламливание исходного питания, которое улучшает технологические показатели и уменьшает расход реагентов. Горным бюро США разработан перспективный метод селективной дешламации, при котором субмикронные рудные частицы коагулируют и осаждаются в сгустителе-дешламаторе, а в слив уходят только силикатные час-



а — пневмомеханическая флотационная машина ФПР-63: 1 — корпус; 2 — пальцевый импеллер; 3 — пустотелый вал; 4 — отверстие для подачи воздуха; 5 — лопасть успокоителя; 6 — блок подшипников; 7 — привод пеногона; 8 — воздушный коллектор; 9 — труба для воздуха; 10 — вентили; 11 — пластины, регулирующие выход пены; 12 — высокоградиентный роторный сепаратор «Джонса» с двумя роторами и ящиками с пластинчатыми магнитами «Гумбольдт»; 13 — электромагнитная система; 14 — ротор; 15 — ферромагнитная система; 16 — привод; 17 — сборный желоб для продуктов обогащения; 18 — отводные трубы; 19 — рама; 20 — вентилятор;

Рис. 2.8. Машины для обогащения тонкоизмельченных классов и шламов слабомагнитных руд путем флотации (а), высокоградиентной сепарации (б) и высокоградиентной магнитной фильтрации (в):

а — пневмомеханическая флотационная машина ФПР-63: 1 — корпус; 2 — пальцевый импеллер; 3 — пустотелый вал; 4 — отверстие для подачи воздуха; 5 — лопасть успокоителя; 6 — блок подшипников; 7 — привод пеногона; 8 — воздушный коллектор; 9 — труба для воздуха; 10 — вентили; 11 — пластины, регулирующие выход пены; 12 — высокоградиентный роторный сепаратор «Джонса» с двумя роторами и ящиками с пластинчатыми магнитами «Гумбольдт»; 13 — электромагнитная система; 14 — ротор; 15 — ферромагнитная система; 16 — привод; 17 — сборный желоб для продуктов обогащения; 18 — отводные трубы; 19 — рама; 20 — вентилятор;

б — высокоградиентный фильтро-сепаратор карусельного типа системы «Сала»: 1 — вращающаяся карусель; 2 — корпус магнитной системы; 3 — обмотка соленоида; 4 — матрица

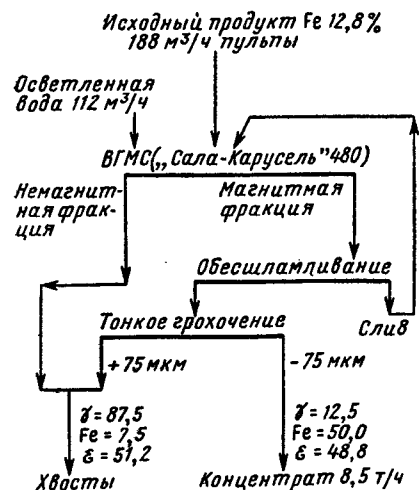
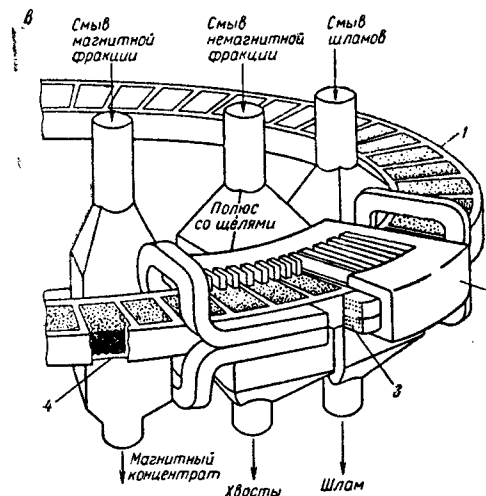


Рис. 2.9. Схема переработки отвалных хвостов на карусельных сепараторах (фабрика «Стросса», Швеция)

тицы (фабрика «Тилден», США).

В связи с опасностью заболеваний персонала силикозом сухое измельчение и обогащение руд применяется редко и, главным образом, в местностях с суровым климатом и при дефиците воды. Так, на некоторых фабриках в Швеции и Канаде магнетитовые руды подвергаются измельчению в мельницах «Аэрофол» и центробежному обогащению на быстросходных сепараторах с постоянными магнитами.

Для сухого обогащения слабомагнитных руд применяют пневмоэлектросепараторы [30]. При этом достигается не только экономия воды, но и электроэнергии, поскольку удается больше выделять готового концентрата из промежуточных продуктов и меньше материала подвергать тонкому измельчению. В будущем, после серийного выпуска устройств для аспирации пыли, технология сухого обогащения получит, по-видимому, более широкое применение. На рис. 2.12 приведены схема и показатели комбинированного обогащения магнетит-сидеритовых кварцитов, в которой основная доля концентратов выделяется центробежной сухой сепарацией и лишь небольшое количество пыли подвергается мокрой. Эта разновидность кварцитов имеет большое распространение в железисто-кремнистых месторождениях Украины. Эти кварциты имеют

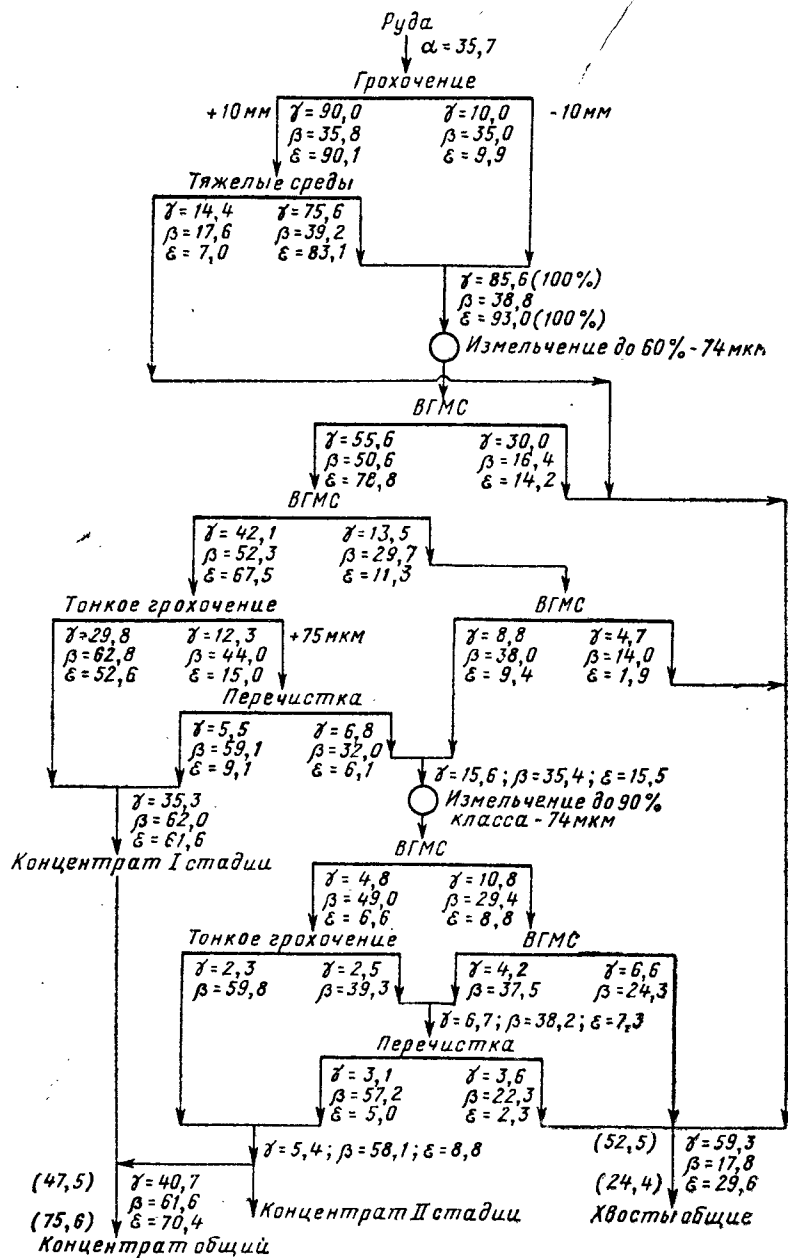


Рис. 2.10 Примерная схема для высокоградиентного обогащения тонковкрапленных окисленных руд с применением предобогащения в тяжелых средах для сброса малорудных строкков перед измельчением мокрой высокоградиентной сепарации (ВГМС) и тонкого грохочения

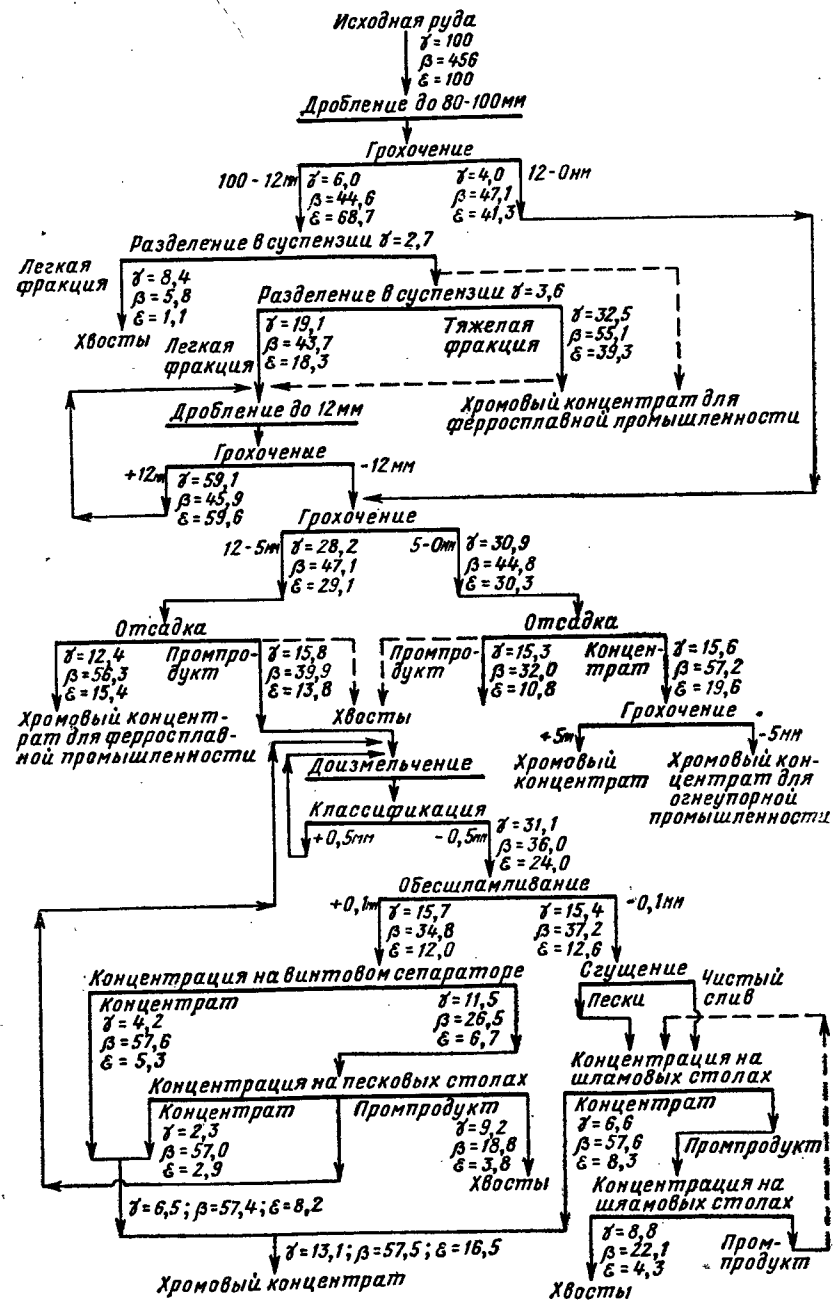


Рис. 2.11. Комбинированная схема обогащения хромовых руд (фабрика Донского управления)

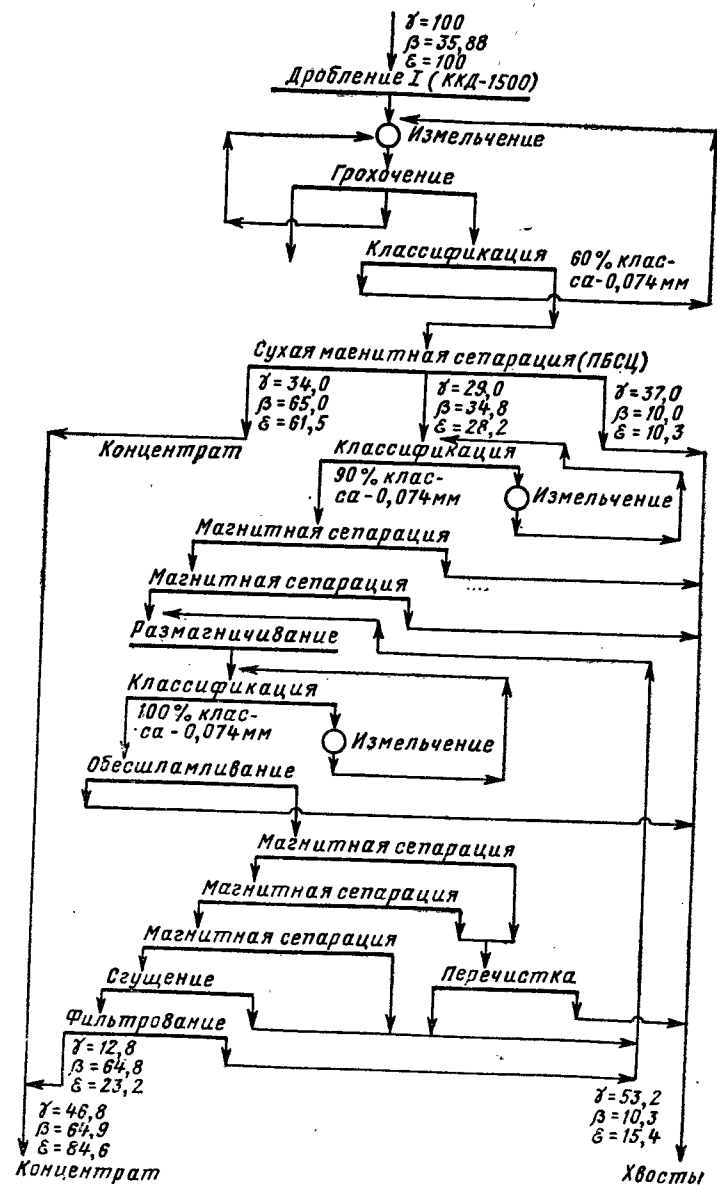


Рис. 2.12. Схема обогащения магнетит-сидеритовых кварцитов Чертомлыкского месторождения (сухая сепарация осуществляется в слабом, а мокрая — в сильном высокоградиентном поле)

большую металлургическую ценность, поскольку содержат примеси редких металлов и позволяют вырабатывать самоплавкие концентраты [24].

### 2.3. ОСОБЕННОСТИ, СТЕПЕНЬ И СХЕМЫ РАСКРЫТИЯ СРОСТКОВ ПРИ ПОДГОТОВКЕ РУД К ОБОГАЩЕНИЮ

Исходные руды, поступающие на обогатительные фабрики, преимущественно представлены сростками рудных и нерудных минералов. В железистых кварцитах сростки чаще всего бывают полосчатыми с вкраплениями нерудных зерен в рудные полосы и, наоборот, рудных зерен в нерудные слои. Между рудными и нерудными слоями залегают смешанные прослои, состоящие из тончайших полосок и вкраплений. В бурожелезняковых и марганцевых рудах сростки имеют форму оолитов или их обломков. Если поверхности срастания минералов не прочны, то их разделение происходит легко. Уже при дроблении кусков сростки распадаются. Так ведут себя выщелоченные кварциты, оолитовые руды. Однако в большинстве руд сростки эти очень прочны и для достаточного полного раскрытия минералов необходимо производить дробление и измельчение в несколько стадий с таким расчетом, чтобы размер частиц после измельчения был на два порядка меньше толщины мономинеральных прослоев или поперечников вкраплений рудных и нерудных минералов.

Отношение количества свободных (открытых) частиц к общему их количеству в обогащении руд черных металлов называют степенью раскрытия. Степенью вкрапленности называется отношение количества минерала, находящегося в сростках, к общему количеству. Эти отношения выражают в долях единицы. Соотношение размеров мономинеральных вкраплений к величине частиц после измельчения называют степенью переизмельчения.

Дробление и измельчение — единство двух процессов — раскрытие поверхности мономинеральных зерен и разрушение их, при которых освобождается поверхностная энергия  $E$ , т. е.  $E = \sigma S$ , где  $\sigma$  — удельная поверхностная энергия;  $S$  — поверхность.

Селективность раскрытия, по С. И. Деневу, характеризуется отношением

$$K_p = \frac{E_0 - E_2}{E_1}, \quad (2.13)$$

где  $E_0$  — поверхностная энергия всех минералов (1, 2, ..., n) в исходных кусках;

$$E_0 = \sigma_1 S_1^0 + \sigma_2 S_2^0 + \dots + \sigma_n S_n^0, \quad (2.14)$$

$E_2$  — неосвобожденная поверхностная энергия контактов между минералами в сростках;  $E_1$  — поверхностная энергия всех частиц после измельчения, т. е. освобожденная поверхностная энергия.

При  $K_p = 1$  все сростки идеально раскрыты; при  $K_p \rightarrow 0$  все сростки не раскрыты;  $E_0 = E_2$  — разрушаются мономинеральные



зерна, при этом степень раскрытия не только не увеличивается, но может даже уменьшиться, если размер рудных частиц становится меньше микрона и произойдет образование поверхностных сростков вследствие близости периодов кристаллических решеток. При сухом измельчении образованию поверхностных сростков способствуют также и силы пьезоэлектрического эффекта, на несколько порядков превышающих силы тяжести.

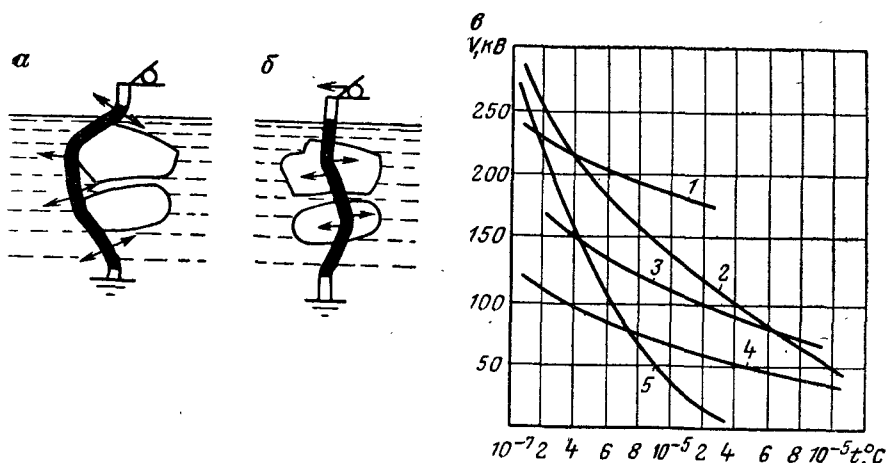


Рис. 2.13. Схемы дезинтеграции с помощью разряда и характеристики импульсного пробоя некоторых горных пород и жидкостей при электроимпульсном способе дезинтеграции:

а — траектория разряда, характерная для электрогидравлического разрушения (ЭГС); б — траектория разряда, характерная для электроимпульсного разрушения; в — импульсный пробой: 1 — кварцита; 2 — трансформаторного масла; 3 — глинистого сланца; 4 — песчанника; 5 — технической воды (сопротивление  $6 \cdot 10^3 \text{ Ом} \cdot \text{м}^{-1}$ )

Разрушение сростков, как известно, достигается следующими путями:

соударением с достаточно большой скоростью или трением друг о друга (абразивным износом) в барабанных и струйных мельницах самоизмельчения;

ударом измельчающим телом или трением о его шероховатую поверхность в молотковых, шаровых и других дробилках, мельницах и истирателях;

раскалыванием путем мгновенного сжатия и сброса давления во взрывных и электрогидравлических мельницах;

растрескиванием под влиянием термических напряжений при быстрым нагреве и охлаждении в обжигowych печах;

раскалыванием вследствие изменения объема при химическом взаимодействии в реакторах;

пробоями электрическим током непроводящих частиц в плохо проводящей жидкости.

Схемы дезинтеграции с помощью разряда и характеристики импульсного пробоя пород и жидкости показаны на рис. 2.13.

Из данных, приведенных на рис. 2.13, а, видно, что импульсный разряд произойдет преимущественно через частицы кварцита, которые при этом разрушаются в воде, если продолжительность импульса не более  $10^{-7}$  с, а напряжение — 220 кВ. В трансформаторном масле разрушения будут происходить и при большей продолжительности импульсов и более низком напряжении.

Частицы глинистого сланца в технической воде могут быть пробиты уже при продолжительности импульсов  $4 \cdot 10^{-7}$  с и напряжении 150 кВ, песчаник и его сростки могут дробиться при еще более низких параметрах. Пробои электрическим током позволяют сохранить природную форму кристаллов рудных минералов и обеспечить избирательность измельчения сростка. Испытываются и другие способы дробления и разрушения руд.

Разрушение минеральных сростков по границам между рудными и нерудными минералами становится особо трудным при большой удельной поверхности срастания, т. е. поверхности, отнесенной к единице массы руды. П. Е. Остапенко определяет ее из соотношения [38]

$$S_c = \frac{\gamma_p S_p + \gamma_n S_n - S_n}{2C}, \quad (2.15)$$

где  $\gamma_p$ ,  $\gamma_n$  — содержание соответственно рудных и нерудных минералов в руде, доли ед.,  $\gamma_p + \gamma_n = 1$ ;  $S_n$ ,  $S_p$ ,  $S_n$  — удельные поверхности соответственно исходной руды, рудных и нерудных минералов,  $\text{см}^2/\text{г}$ ;  $C$  — доля сростков в руде;

$$C = \frac{\gamma_p (S_p - S_n) + (S_n - S_n)}{2S_c}. \quad (2.16)$$

Степени раскрытия рудных  $P_p$  и нерудных  $P_n$  минералов взаимосвязаны выражением

$$P_p = \frac{1 - C - P_n \gamma_n}{1 - \gamma_n}. \quad (2.17)$$

Удельная поверхность срастания минерала [38] для весьма крупновкрапленных (массивных) руд поверхность не превышает  $250 \text{ см}^2/\text{г}$ . При средней, тонко- и весьма тонковкрапленных рудах поверхность возрастает соответственно до 750, 1000,  $1500 \text{ см}^2/\text{г}$  и более.

Значение величины этой поверхности позволяет найти количество труднообогатимой сростковой фракции, не раскрывшейся в последней стадии измельчения, которое определяется произведением удельной поверхности срастания и среднего размера зерна в последней стадии измельчения, отнесенным к объему одной массовой единицы данной руды [38].

Определение формы, поверхности, характеристики крупности вкраплений минералов в руде до ее раскрытия производят под микроскопом или с помощью избирательного растворения [9].

Свободные зерна нерудных минералов выделяют из руды крупностью 3—0 мм при обработке соляной кислотой (1:1) при  $T:Ж = 1:10$  и температуре около  $80^\circ \text{C}$ . В раствор переходили магнетит, мартит, гематит, гидроокислы железа, сидерит. Содержание общего железа в нерастворимом остатке колеблется в зависимости от минерального состава руд в пределах 1,5—9,3 %, из которых соответственно 0,8—7,9 % связано с железосодержащими силикатами. Нерастворимый остаток содержал 75,7—96,4 %  $\text{SiO}_2$ , 22,3 % силикатных минералов и других кислотонерастворимых нерудных минералов.

Выделение включений рудных минералов осуществляется путем автоклавного выщелачивания нерудных минералов из этих же проб (параллельные навески) едкой щелочью (концентрация 400 г/л) при температуре 170—180°С и давлении 7,0—7,5 Па в течение 2 ч. Остаток обрабатывается в слабом растворе соляной кислотой в течение 1—2 мин для удаления некоторого количества гидроокислов железа и магния, образование которых для некоторых типов руд наблюдалось при автоклавном выщелачивании. В этих условиях нерудная часть, представленная кварцем, растворяется на 96—97%. Содержание свободного  $\text{SiO}_2$  в нерастворимом остатке (рудной части) обычно не превышает 1,4—1,8%.

Характеристику крупности выделенных мономинеральных частиц описывают уравнениями, похожими на известные уравнения Розина — Раммлера

$$\gamma = e^{kd^n}, \quad (2.18)$$

где  $\gamma$  — выход вкраплений определенной крупности, %;  $d$  — крупность фракции, мм;  $k$  и  $n$  — коэффициенты, характеризующие особенности строения руд; для тонковкрапленных кварцитов  $n > 2$ , крупновкрапленных  $n < 1,5$ .

Определение раскрытия минералов в измельченной руде производят также оптическим методом и разделением в тяжелых жидкостях. Для оптического определения пробу рассеивают на классы по крупности (1—0,5; 0,5—0,25; 0,25—0,1; 0,1—0,071; 0,071—0,045; 0,045—0,02 мм) и производят подсчеты зерен с помощью автоматических приборов типа «Эпиквант», «Квантмент-720» и другие. Объем пробы должен быть не менее 1000 зерен [25].

Отквартированную для анализа пробу высыпают на предметное стекло и с помощью покровного стекла располагают дорожкой шириной в несколько зерен, чтобы вся ширина дорожки помещалась в поле зрения микроскопа при данном увеличении. Предметное стекло с пробой передвигают для подсчета всех зерен дорожки из конца в конец.

В крупных классах  $1+0,071$  мм подсчет производится под бинокулярным стереоскопическим микроскопом МБС-1, МБС-2, а в тонких классах — 0,071 мм под поляризационным микроскопом. Отдельно подсчитывают раскрытые рудные зерна, богатые и бедные сростки (75, 50 и 25 % рудных минералов) и раскрытые нерудные зерна. Среднеквадратичные отклонения раскрытия, подсчитанные различными исполнителями по одной и той же пробе, не должны превышать 6%.

Степень раскрытия рудных  $P_p$  и нерудных минералов  $P_n$  определяется на основании микроскопических исследований по формулам:

$$P_p = \frac{A}{\gamma_p}, \quad P_n = \frac{B}{\gamma_n}, \quad (2.19)$$

где  $\gamma_p$  — содержание рудного минерала в руде, доли ед.;  $A$  — содержание рудного минерала в виде свободных зерен, доли ед.;  $\gamma_n$  — содержание нерудных минералов, доли ед.;  $B$  — содержание нерудных свободных зерен.

Содержание рудного минерала в сростках  $W$  определяется по формуле

$$W = \gamma_p - A.$$

Для определения коэффициента раскрытия в весовом выражении при оптическом методе объемные количества зерен умножают на истинную плотность минералов и суммируют полученные цифры. Истинная плотность сростков рассчитывается, исходя из определенной под микроскопом доли рудных и нерудных минералов. Все указанные расчеты выполняют на бланке по единой форме.

Точность оптического метода определения раскрытия контролируется сравнением полученных расчетных содержаний железа по классам крупности с данными химического анализа на общее и магнитное железо.

При комбинированном методе навески классов  $+0,071$  мм разделяются в тяжелых жидкостях отстаиванием в стаканах, а  $-0,071$  — центрифугированием последовательно, начиная с жидкости наименьшей плотности (для этого используют растворы бромформа в спирте или жидкости Клеричи в горячей воде) [35]. На основании полученных данных можно построить схемы раскрытия и диаграммы обогатимости.

На рис. 2.14 приведены принципиальные схемы раскрытия руд различных типов. Сплошными линиями I, II, III в поле треугольника показан ход раскрытия различных руд (с одинаковым содержанием минерала) при различной крупности переизмельчения частиц по сравнению с величиной мономинеральных включений. Если руда по содержанию минерала будет менее богата им, то кривая соответственно сместится вниз или вверх по оси порода — рудный минерал. Пунктирными линиями 1, 2 нанесены степени переизмельчения зерен в долях поперечника среднего мономинерального включения  $d_b$  к фактическому поперечнику зерен  $d_a$ , т. е.  $\frac{d_b}{d_a}$  (соответственно 1 и 10). Если эти величины трудно определить, то линии 1, 2 могут соответствовать абсолютным значениям крупности измельчения (например, 1—0; 0,5—0 и 0,05—0 мм), либо выхода (%) так называемого готового класса (например, 40, 75, 95% — 50 мкм). Содержание раскрытых рудных и породных зерен, а также сростков можно отсчитать на стороне треугольника справа от точки пересечения сторон с линией, проведенной через заданную точку параллельно противоположной стороне, соответствующей его вершине.

Например, для точки  $n$ , соответствующей пересечению кривой I с линией равного дробления I, содержание раскрытых рудных зерен равно  $P_1$  (%), сростков  $C_1$  (%), породы  $H_1 = 100 - (P_1 + C_1)$ , а степень раскрытия  $\frac{100 - (P_1 + C_1)}{100}$ .

Результаты химических анализов фракций зерен рудного минерала, породы и сростков (промпродукта) обычно откладываются на соответствующих двухосных диаграммах, построенных на сторонах треугольника. На основании изучения сростков можно составить варианты рациональной схемы раскрытия и обогащения руд. На рис. 2.15, а, б, в показана последовательность приемов раскрытия и концентрации руд типов I, II, III для вывода готовых продуктов, чтобы их не переизмельчать. На рис. 2.14 изображена схема обработки руды, раскрытие которой показано линией I. Такие схемы характерны для обогащения марганцевых и хромовых руд. Схема на рис. 2.14, б соответствует

кривой III. Такие схемы характерны для обогащения сравнительно богатых железных руд. Наконец, схема на рис. 2.14, в соответствует кривой II. Она характерна для раскрытия тонковкрапленных железных кварцитов.

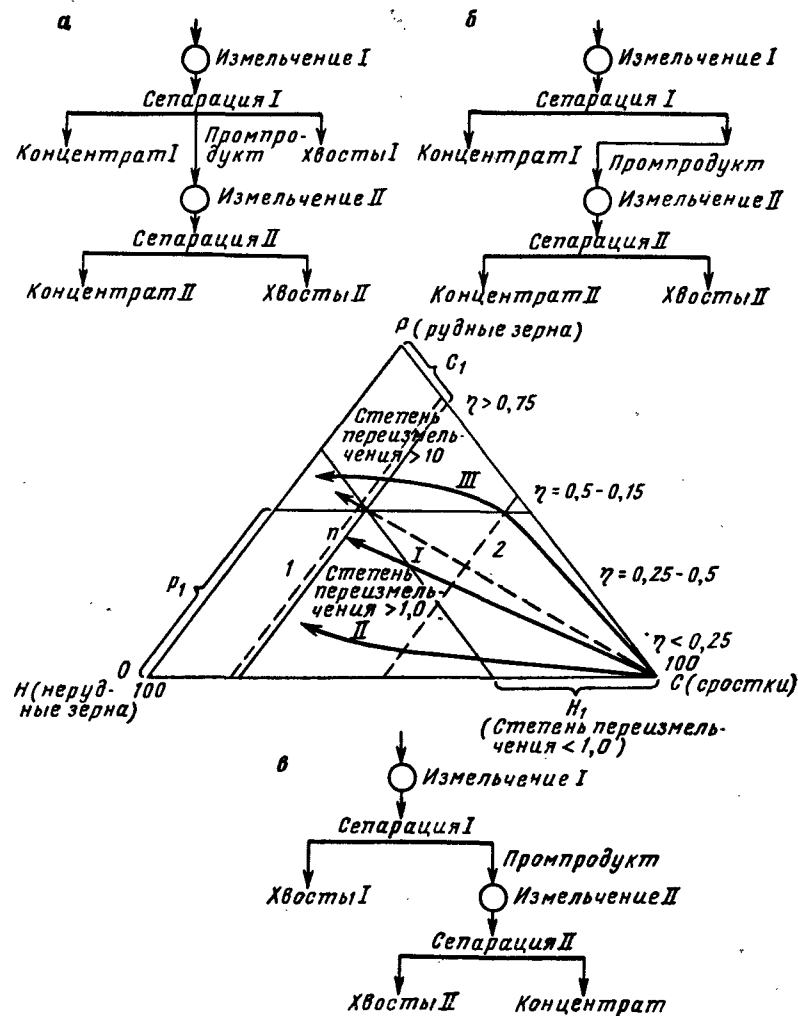


Рис. 2.14. Принципиальные схемы раскрытия руд различных типов: а — раскрываются рудные и нерудные; б — первыми раскрываются рудные; в — первыми раскрываются нерудные

При расчете количественных показателей таких схем выхода продуктов принимаются по координатам точек в треугольнике, а содержание — по точкам на боковых диаграммах. Например, для точки *п*, соответствующей пересечению кривой I и линии равного дробления I, выход концентрата равен 50% и, если его качество

$\beta = 95\%$ , а содержание рудного минерала в исходной руде  $\alpha = 50\%$ , то извлечение

$$\epsilon = \frac{50 \cdot 95}{50} = 95\%.$$

Оценка раскрываемости руд производится по величине доли рудной фазы в сростках после измельчения в течение 40 мин в шаровой мельнице в условиях, рекомендованных методикой опре-

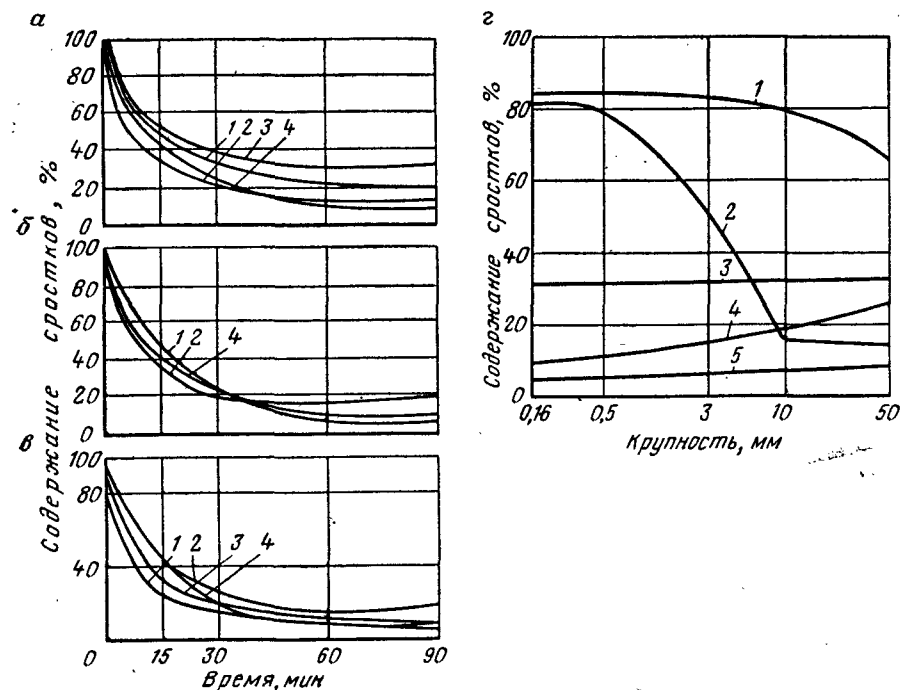


Рис. 2.15. Зависимости содержания сростков от времени измельчения (а, б, в) и крупности измельчения (г) руд различных месторождений:

а — Игулецкое; б — Стойленское; в — Ново-Криворожское; 1 — магнетитовые; 2 — магнетито-силикатные; 3 — силикатно-магнетитовые; 4 — гематитоманганцевые; 5 — Никопольское месторождение марганцевых руд; 1 — выход рудных зерен; 2 — степень раскрытия; 3 — содержание марганца; 4 — выход зерен окисных минералов; 5 — содержание кремнезема

деления измельчаемости по ГОСТу [46]. К весьма легкораскрываемым относятся руды, при измельчении которых доля рудной фазы меньше 0,005, соответственно, к легкораскрываемым — 0,05—0,1; среднераскрываемым — 0,10—0,15; труднораскрываемым — 0,15—0,20; весьма труднораскрываемым 0,20—0,25 и к упорным — с остающейся долей рудной фазы в сростках выше 0,25.

На рис. 2.15 приведена зависимость содержания сростков и железа от времени измельчения магнетитовых кварцитов различных месторождений и минеральных составов (а, в), а также и

марганцевых руд (з). Из примера видно, что процесс раскрытия в различных рудах протекает по-разному: у одних — в течение всего периода измельчения, в то время как другие дают резкое уменьшение количества сростков только в первое время. Из этого примера следует, что лучшей раскрываемостью отличаются руды Ново-Криворожского и Стойленского месторождений. Они относятся к I и II классам сырья. Значительно хуже раскрываются руды месторождений Ингулецкого и Днепровского ГОКов, относящиеся к V и VI классу. Сростки со сложной аллотропоморфно-зернистой структурой в рудах VI класса не исчезают даже при очень тонком измельчении. Такие сростки магнетита с кварцем за счет эффекта структурно-механического упрочнения играют особую роль в процессах раскрытия, что объясняется повышенной (на 25—40 %) прочностью зоны срастания магнетита с кварцем (руды  $K_2^3$  Кременчугского месторождения).

Известны выражения, описывающие изменение раскрытия кварцитов в зависимости от степени их измельчения [29]:

$$\gamma = a_0 + a_1(\beta - a_2), \quad (2.20)$$

где  $\gamma$  — выход свободных минералов, %;  $\beta$  — содержание класса — 0,074 мм, %;  $a_0, a_1, a_2$  — коэффициенты; для кварцитов Днепровского ГОКа по этим данным для рудных минералов в железистых кварцитах они соответственно равны 35; 0,10; 55; для свободных нерудных 30; 0,35 и —50; для бедных сростков 22; —0,4; —5,5.

Пример. Слив мельниц ДГОКа содержит 60 % класса — 0,074 мм. Определить возможные выходы отвальных хвостов и концентрата, считая, что они не содержат сростков и промпродуктов, состоящих из богатых и бедных сростков. Подставляя содержание класса — 0,074 мм и соответствующих коэффициентов в формулу (2.20), находим:

выход промпродукта I:

$$\gamma_{\text{пI}} = 22 - 0,4(60 - 55) = 20\%;$$

выход концентрата

$$\gamma_{\text{к}} = 35 + 0,1(60 - 55) = 34,5\%;$$

выход бедного промпродукта II

$$\gamma_{\text{пII}} = 16 - 0,1(60 - 55) = 15,5\%;$$

выход хвостов по разности

$$\gamma_{\text{хв}} = 100 - (34,5 + 20 + 15,5) = 30\%.$$

Окисленные кварциты, залегающие в месторождениях над магнетитовыми и образовавшиеся вследствие взаимодействия последних с водой и кислородом, существенно отличаются по способности к раскрытию сростков. Эти руды менее прочные и, казалось бы, должны были легче раскрываться, но, вследствие того, что при окислении гидротермальные растворы затекали внутрь прослоев и образовывали тонкие пленки вокруг зерен кварца и на контактных прослоях, окисленные руды стали более тонковкрапленными и поэтому более труднораскрываемыми.

Таблица 2.1

Результаты определения раскрытия при различных периодах измельчения магнетитовых кварцитов

Класс крупности, мм	Фракция	Продолжительность измельчения, мин											
		15			30			60			90		
		выход, %	содержание Fe, %	извлечение, %	выход, %	содержание Fe, %	извлечение, %	выход, %	содержание Fe, %	извлечение, %	выход, %	содержание Fe, %	извлечение, %
+0,16	Рудные	4,2	62,6	7,2	1,5	63,5	2,6	—	—	—	—	—	—
	Сростки	10,8	32,5	9,6	3,4	32,4	3,0	—	—	—	—	—	—
	Нерудные	8,9	4,7	1,2	2,9	4,7	0,4	—	—	—	—	—	—
—0,16+0,071	Исходная	23,9	27,3	18,0	7,8	25,5	6,0	—	—	—	—	—	—
	Рудные	10,6	67,4	19,5	10,9	67,5	20,1	68,1	68,1	10,6	68,3	68,3	5,8
	Сростки	4,9	29,4	3,9	4,7	29,4	3,8	31,5	31,5	3,8	34,0	34,0	1,5
—0,071+0,045	Исходная	21,1	41,9	24,1	21,2	42,4	6,6	36,5	36,5	14,9	37,9	37,9	0,3
	Рудные	8,9	69,4	16,9	10,5	69,4	19,9	69,7	69,7	20,4	69,7	69,7	7,6
	Сростки	1,1	29,5	0,9	1,2	29,5	1,0	27,1	27,1	1,0	27,1	27,1	1,0
—0,045	Исходная	13,4	49,3	18,1	15,7	49,5	21,3	44,8	44,8	21,9	44,6	44,6	0,5
	Рудные	19,9	69,4	37,8	23,9	69,4	45,3	69,7	69,7	63,6	69,7	69,7	20,2
	Сростки	21,7	3,3	2,0	31,4	3,3	2,8	35,7	35,7	3,4	40,1	3,3	68,6
0,5—0	Исходная	41,6	34,9	39,8	55,3	31,9	48,1	34,4	34,4	67,0	76,2	34,7	71,9
	Рудные	43,6	68,3	81,4	40,8	68,7	87,9	69,5	69,5	90,8	49,0	69,5	93,1
	Сростки	16,8	31,4	14,4	9,3	30,7	7,8	29,8	29,8	4,8	3,2	28,6	2,5
	Исходная	39,6	3,9	4,2	43,9	3,6	4,3	46,3	46,3	4,4	47,8	3,4	4,4
	Исходная	100,0	36,6	100	100	36,6	100	36,6	36,6	100	100	36,6	100

По уменьшению крупности вкраплений, а следовательно, по раскрываемости сростков окисленные руды располагаются в следующий ряд: выщелоченные мартитовые, мартитово-гематитомартитовые, гематито-мартитовые, лимонитомартитовые, мартитогематитовые, гематитовые. При измельчении до крупности 80% фракции — 71 мкм в мартитовых кварцах остается еще около 10% сростков, в гематито-мартитовых — до 25%, а в гематитовых

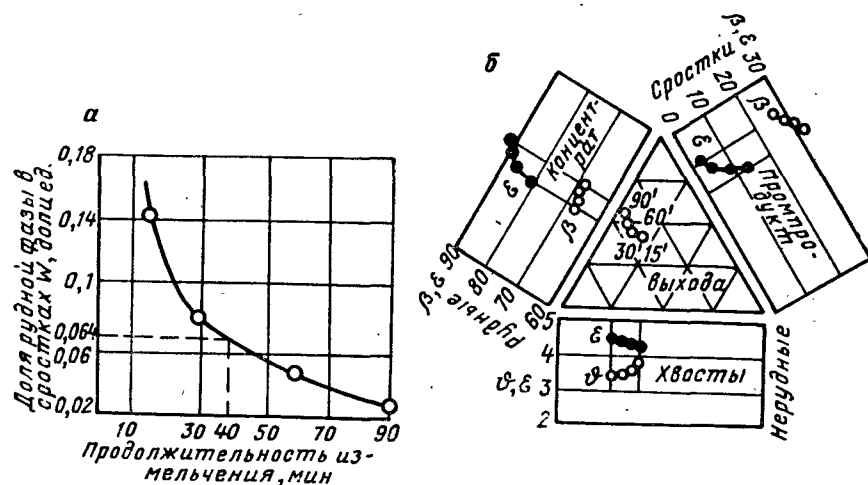


Рис. 2.16. Зависимость раскрытия минералов (доли рудной фазы *a* и характеристики обогатимости *b*) от продолжительности измельчения магнетитовых кварцитов

35 % и более. Указанные разновидности приурочены к различным железистым горизонтам. Например, в месторождениях Южного и Ново-Криворожского комбинатов легкораскрываемые гематитомартитовые разновидности залегают в четвертом и шестом, а труднораскрываемые — в пятом железистом горизонте. Последний состоит из переслаивающихся мартитожелезнослюдковых, кварцево-мартитовых, интенсивно обурожелезненных лимонитизированных и мартитогематитогематитовых разновидностей рудных минералов. Между рудными и нерудными прослоями пролегают полурудные, состоящие из кварцево-железнослюдковых, кварцевогематитовых и кварцево-лимонитовых тончайших прослоев. В связи с этим, на обогащение необходимо подавать смесь различных руд в определенных, заданных планом пропорциях. Нарушение этого правила приводит к разному в режиме работы фабрики, снижению качества, извлечения и, в конечном итоге, к снижению производительности. Оптимальная смесь (шихта) раскрывается при измельчении 87% — 44 мкм. На такую крупность измельчения настраиваются мельницы фабрики, перерабатывающей окисленные кварциты месторождений этих комбинатов.

Ввиду большой важности рассмотрим пример выполнения исследования раскрытия тонковкрапленной железной руды в лабораторных условиях [25]. Результаты раскрытия магнетитового кварцита, полученного при измельчении по стандартной методике, приведены в табл. 2.2. По результатам табл. 2.1 можно вычертить кривую обогатимости (рис. 2.16, *a*) и график раскрытия (рис. 2.16, *b*). При измельчении в течение 40 мин доля рудной фазы в сростках составляет 0,064, следовательно, по раскрываемости руда относится ко второму классу.

Марганцевые и хромитовые руды раскрываются легче железных, причем рудные минералы в большинстве случаев раскрываются лучше, чем нерудные, особенно при тонкой вкрапленности нерудных компонентов в рудных прослоях. Степень раскрытия рудной фазы уже при дроблении до 3 превышает 70%, но нерудная фаза при этом почти не раскрыта. Основное количество кварца и других нерудных компонентов раскрывается при измельчении этих руд до 0,2 мм. При этом степень раскрытия рудной и нерудной фаз приближается к 100%.

## 2.4. РАСЧЕТ РАСКРЫТИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ СРОСТКОВ

Вследствие сложности строения руд и очень большого различия в форме и размерах включений минералов в сростках теоретический расчет степени раскрытия затруднен. В табл. 2.2 приведены формулы для расчета степени раскрытия сростков, разработанные различными авторами [25]. Анализ формул показывает, что чем богаче руда рудным минералом и чем больше степень переизмельчения, тем больше может быть раскрытие сростков. При полосчатом строении руды для полного раскрытия требуется переизмельчение на порядок по сравнению с толщиной прослоев, причем раздавливание перпендикулярно слоистости дает худшее раскрытие, чем вдоль, потому что в первом случае размер слоя (его ширина) во много раз меньше, чем во втором, где толщина слоя равна длине образца.

В первой из формул табл. 2.2 учитывается избирательность или селективность раскрытия по контактам слоев  $\rho$  и по контактам зерен внутри слоя  $\theta$ .

На рис. 2.17 показано, как увеличивается степень раскрытия минералов в зависимости от этих величин. Например, чтобы рас-

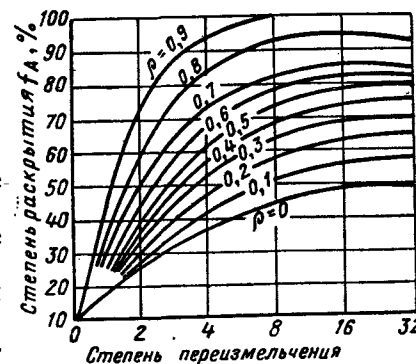


Рис. 2.17. Изменение степени раскрытия при различной избирательности измельчения руд слоистого строения (доли рудных прослоев  $n=0,67$ )

крыть рудную фазу на 90%, нужно уменьшить размер частиц только в 3 раза по сравнению с величиной вкраплений, если избирательность измельчения  $\rho=0,9$ . При уменьшении избирательности до 0,8 для той же степени раскрытия руду придется переизмельчать в 5 раз. Дальнейшее снижение избирательности приведет к тому, что даже при переизмельчении в 32 раза степень раскрытия не достигнет 90% (87%). В этой связи необходимо рассмотреть условия, при которых может быть повышена избирательность измельчения.

Таблица 2.2  
Формулы для расчета степени раскрытия минералов

Автор	Степень раскрытия	Примечание
Кармазин	$f_a = \frac{1}{\mu} \left\{ \frac{mk - (1 - \rho)}{nk} + \frac{1}{n} \left[ Q\mu + (1 - \theta) \left( \sqrt[3]{\mu} - \frac{\rho}{k} \right)^3 \right] \right\}$	$\mu$ — отношение изменения объемов всех вкрапленных в верхний куб кубиков фазы А к объему куба, $m$ — относительная толщина рудных прослоек;
Годэн	$f_a = \frac{nk^3 - 3k - 2}{nk^3}$	$k$ — степень переизмельчения;
Тодес и Юровский	$f_a = 1 - \frac{y}{1 - y} \frac{3k^2 + 3k - 1}{k^3}$	$\rho$ — степень избирательности по контактам слоев (0...0,9);
Вигель	$k^3(n+1) + \frac{3}{n+1}(k-1) \left[ (k-1) + \frac{(k-1)^3}{\left( \frac{1}{n+1} \right)^2} \right]$	$n$ — отношение объемов фаз;
Волкова	$f_a = n \left[ \frac{1}{n} - \frac{W}{2} \right]$	$\rho$ — число вкраплений магнетита в нерудном прослоке на длине $a$
		$y = \frac{1}{n+1}$ — средний объемный состав куска;
		$W$ — вероятность выделения частиц неоднородного состава при измельчении
		$W = \frac{N_1}{N_0};$
		$N_1$ — число частиц, полученных на 1 см <sup>3</sup> объема;
		$N_0$ — число частиц всех размеров, расположенных вдоль границ раздела фаз

Исследования М. А. Долгих [20] показали, что руды с меньшим сопротивлением разрушению ударом позволяют получить концентраты более высокого качества, а следовательно, легче измель-

чаются и лучше раскрываются (рис. 2.18). Например, вязкие прочные железистые кварциты, работа разрушения которых превышает 20 кгм/см<sup>3</sup>, не позволяют получить значительный выход концентрата, содержащего больше 70% железа с высокой степенью раскрытия (больше 0,95). Легко разрушаемые ударом разновидности (меньше 11 кгм/см<sup>3</sup>) позволяют получить большой выход высокосортных концентратов. Это указывает на обратную связь между селективностью раскрытия и сопротивлением удару.

По данным рентгено-структурного анализа для магнетитовых руд наиболее характерными плоскостями раскола частиц при самоизмельчении является раскалывание по октаэдру, а при шаровом измельчении — по гексаэдру 100. При раскалывании кристаллов гематита бесшаровым измельчением наблюдается преобладание плоскостей ромбоэдра 0,112 и тригональной пирамиды 112, в то время как при шаровом измельчении преобладают расколы по плоскостям пинакоида и призм. Исследования В. С. Гвоздика и других [21] показывают, что при бесшаровом измельчении железорудные минералы раскалываются преимущественно по длине кристалла в плоскостях, близких к его кристаллографическим габитусам.

Кристаллы кварца дают большое разнообразие плоскостей раскалывания, но существенного различия в них при обычных способах измельчения не наблюдается. В этих исследованиях отмечено также, что в зависимости от способа измельчения изменяются выход тонких шламов и степень раскрытия сростков: при бесшаровом измельчении выход шламовых частиц (< 20 мкм) примерно на 4—7% меньше, чем при шаровом помоле, степень раскрытия больше на ту же величину, а магнитная восприимчивость и флотуемость существенно выше.

Чтобы, понять почему условия разрушения сростков влияют на селективность раскрытия и свойства руд, вспомним физические основы процессов разрушения [1]. Энергия, сообщаемая куску руды, затрачивается сначала на пластические и упругие деформации, а затем на удаление атомов или ионов кристаллической решетки минералов на достаточное расстояние, при котором образуется зародышевая трещина в месте скопления линейных дефектов кристаллов (так называемых дислокаций). Трещины распространяются, если их размер больше критического. Тогда их число увеличивается, образуются крупные магистральные трещины и происходит хрупкое разрушение

$$\sigma_{xp} = \frac{\text{const}}{\sqrt{l}}, \quad (2.21)$$

где  $l$  — длина трещины.

При вязком разрушении трещины могут снова закрыться, если напряжение на их концах изменяет знак: из растягивающего становится сжимающим. Это наблюдается при действии дислокаций, расположенных вблизи краев трещин.

Хрупкость руд можно характеризовать модулями упругости. Напомним, что коэффициент пропорциональности между относительным удлинением  $\lambda$  и растягивающим напряжением  $\rho$  в законе

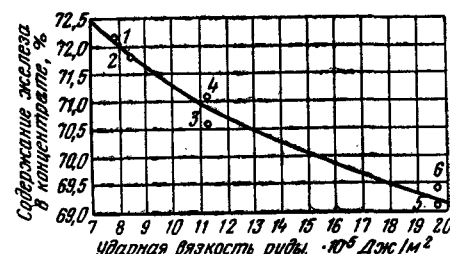


Рис. 2.18. Зависимость содержания железа в концентрате при обогащении магнетитовых кварцитов от их ударной вязкости (цифры — пробы месторождений:

1 — Мариупольское; 2 — Лебединское; 3 — Либкнехта; 4 — Кирова; 5 — ДнепрОГК; 6 — ЮГОК, по данным М. А. Долгих)

железорудные минералы раскалываются преимущественно по длине кристалла в плоскостях, близких к его кристаллографическим габитусам.

Кристаллы кварца дают большое разнообразие плоскостей раскалывания, но существенного различия в них при обычных способах измельчения не наблюдается.

В этих исследованиях отмечено также, что в зависимости от способа измельчения изменяются выход тонких шламов и степень раскрытия сростков: при бесшаровом измельчении выход шламовых частиц (< 20 мкм) примерно на 4—7% меньше, чем при шаровом помоле, степень раскрытия больше на ту же величину, а магнитная восприимчивость и флотуемость существенно выше.

Чтобы, понять почему условия разрушения сростков влияют на селективность раскрытия и свойства руд, вспомним физические основы процессов разрушения [1]. Энергия, сообщаемая куску руды, затрачивается сначала на пластические и упругие деформации, а затем на удаление атомов или ионов кристаллической решетки минералов на достаточное расстояние, при котором образуется зародышевая трещина в месте скопления линейных дефектов кристаллов (так называемых дислокаций). Трещины распространяются, если их размер больше критического. Тогда их число увеличивается, образуются крупные магистральные трещины и происходит хрупкое разрушение

Гука получил название модуля Юнга,  $E = \frac{p}{\lambda}$ . Он имеет размерность  $p$  (так как  $\lambda$  безразмерно) и характеризует упругие свойства.

Относительное уменьшение поперечных размеров  $\mu$  при этом пропорционально  $\lambda$  и называется коэффициентом Пуассона. Он характеризует сопротивляемость материала упругой деформации при растяжении. Сжимаемость и сдвиг частиц связаны с модулями Юнга и Пуассона. Эти свойства характеризуются модулями всестороннего сжатия

$$K = \frac{E}{3(1-2\mu)}; G = \frac{E}{2(1+\mu)}. \quad (2.22)$$

При ударе куски руды разрушаются в тех случаях, когда время удара  $\tau$  превышает период колебания упругой волны  $\tau_0$ , а возникающие при ударе напряжения  $\sigma$  превышают предел прочности материала  $\sigma_0$ . В связи с этим важно знать упругие характеристики дробимого материала и дробящих тел — модули упругости Юнга  $E_1$  и  $E_2$ , коэффициенты Пуассона  $\mu_1$  и  $\mu_2$ .

По Герцу,

$$\tau = 2,44 \cdot 10^{-3} d \delta^{0,4} (V_1 + V_2)^{0,4} \left( \frac{\alpha}{\alpha+1} \right)^{0,4} \frac{1}{V^{0,2}}. \quad (2.23)$$

Поэтому условие разрушения сростка:

$$\tau = 1,25 \frac{d}{v_0}; \sigma_0 < \sigma = 105 \frac{\delta^{0,6} v^{1,2}}{(V_1 + V_2)^{0,4}} \left( \frac{\alpha}{\alpha+1} \right)^{0,6}, \quad (2.24)$$

где  $V_1, V_2$  — коэффициенты, учитывающие упругие характеристики дробимого материала и дробящих тел:

$$V_1 = \frac{4(1-\mu_1)}{E_1}; V_2 = \frac{4(1-\mu_2)}{E_2};$$

$\alpha$  — соотношение массы дробящего тела к массе дробимого сростка;  
 $v_0$  — скорость распространения упругой волны (обычно 5000 м/сек);  
 $v$  — скорость удара, от которой зависит его сила:

$$P = kv^{1,2} \quad (2.25)$$

и величина деформации

$$x = \left( \frac{t}{c} \right)^{0,4} v^{0,8}; \quad (2.26)$$

$\delta$  — плотность частицы, г/см<sup>3</sup>;  $d$  — диаметр частицы, см.

Ударная прочность руд на порядок ниже статической и это явление используется в аппаратах ударного действия. Силу динамического воздействия можно получить из формулы

$$P = m \frac{d^2 x}{dt^2}; P_{\max} = K \frac{d^2 x}{dt^2}, \quad (2.27)$$

где  $m$  — масса тел;  $x$  — величина приближения;  $t$  — время;

$$K_1 = \frac{m_1 m_2}{m_1 + m_2}.$$

После преобразований и интегрирования получим

$$x_{\max} = \left( \frac{5}{K_1 K_2} \right)^{\frac{5}{2}} \left( \frac{5v_0}{2} \right)^{\frac{4}{5}}; P_{\max} = K_2 \left( \frac{5}{4} \frac{v_0^2}{K_1 K_2} \right)^{\frac{3}{5}}, \quad (2.28)$$

где  $K = \frac{4}{3} \frac{E}{1-\mu} \sqrt{R}$ ;  $R$  — радиус тел.

Отсюда для определения величины разрушающей скорости  $W_p$  выводится зависимость

$$W_p = \frac{\sigma_p}{\sqrt{E \delta_p \eta_y K_y}}, \quad (2.29)$$

где  $K_y = \frac{A_y}{A_E}$ ;  $A_y$  — удельная работа

упругой деформации;  $A_y = \frac{\sigma^2}{2E}$ ;  $A_E$  — общая работа разрушения;  $E$  — модуль Юнга;  $\sigma$  — предел прочности при одноосном сжатии, кг/см<sup>2</sup>;  $\delta_p$  — плотность твердого тела, кг/см<sup>3</sup>;  $\eta_y$  — коэффициент полезного действия мельницы.

Для сферических рудных зерен размером  $d$  величина скорости разрушения  $W_p$  может быть определена по формуле

$$W_p = \sqrt{\frac{2}{\delta_p} \left[ \frac{\sigma_0}{2E} + \frac{6K}{d} \left( \frac{S_2}{S_1} - 1 \right) \right]}. \quad (2.30)$$

где  $\sigma_0$  — величина напряжения, возникающего в частице руды при ударе;  $d$  — размер зерна;  $E$  — модуль Юнга;  $\delta_p$  — плотность руды;  $S_1$  и  $S_2$  — поверхность руды соответственно до и после измельчения;  $K$  — удельная работа, затрачиваемая на образование единицы новой поверхности.

Результаты расчета по формуле (2.30) для кировожежских кварцитов ( $\delta_0 = 2500$  кг/см<sup>3</sup>;  $E = 50$  ГПа;  $\delta_p = 3000$  кг/м<sup>3</sup>;  $K = 0,057$ ;  $\frac{S_2}{S_1} = 3$ ) приведены на рис. 2.19.

Из этих данных следует, что величина разрушающей скорости должна увеличиваться с увеличением тонины вкрапленности и помола от 25 м/с при грубом измельчении до 200 м/с — при тонком. При ударном разрушении тел следует учитывать также действие упругих колебаний и скорость их распространения, которые, отражаясь от границ, вызывают силы, взрывающие зерно изнутри. По законам физики твердого тела в каждом из атомов тела происходит «вспышка» — флуктуация кинетической энергии в соответствии с зависимостью

$$\tau = \tau_a e^{\frac{E_{\text{фл}}}{kT}} = \tau_a e^{\frac{U(\sigma)}{kT}}, \quad (2.31)$$

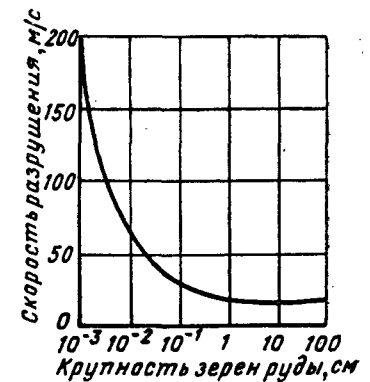


Рис. 2.19. Зависимость крупности зерен измельченных кварцитов от скорости разрушения



где  $\tau$  — среднее время (частота) между флуктуациями (долговечность тела);  $E_{\text{фл}}$  — величина энергии флуктуации;  $T$  — абсолютная температура;  $\tau_a$  — период собственных тепловых колебаний атомов ( $\tau = 10^{-13}$  с);  $k$  — постоянная Больцмана ( $1,38 \cdot 10^{-23}$  Дж/К);

$$U(\sigma) = U_0 - \gamma\sigma; \quad (2.32)$$

$U(\sigma)$  — потенциальный барьер разрушения, где начальная энергия  $U_0$  снижается приложенным напряжением  $\sigma$ .

Распад тела на части происходит не только под действием внешних приложенных нагрузок, но и вследствие тепловой энергии тел. Внешняя приложенная нагрузка вызывает некоторое напряжение межатомных связей: снижает энергию рассоединения атомов от  $U_0$  до  $U\sigma < U_0$ . Если бы не было теплового движения, то этого изменения энергии связи было бы недостаточно и разрушения не произошло бы. Оно совершается из-за последовательного термофлуктуационного распада напряженных межатомных связей и чем выше температура, тем чаще на атомы приходят флуктуации данной «разрывной» величины. По этой причине для улучшения раскрытия минеральных сростков целесообразно сочетать нагрузку с тепловым воздействием. Тогда для разрыва требуются флуктуации меньшей величины, особенно при наличии напряжений на границах спайности благодаря разнице в коэффициентах расширения различных минералов или изменению объемов минералов при их превращениях под влиянием термохимической обработки.

Исходя из этих закономерностей физики повышению степени раскрытия упорных руд должно способствовать их самоизмельчение, что и подтверждается практикой. Например, на одной из двух обогатительных фабрик Ингулецкого комбината, где магнетитовые кварциты раскрываются путем самоизмельчения, степень раскрытия превышает 0,9 и содержание железа в среднем на 1% выше, чем на другой фабрике, работающей в тех же условиях, но применяющей шаровое измельчение. Интенсифицировать раскрытие можно, кроме того, путем создания напряжений в рудном массиве и кусках отбитой руды. Это достигается путем увеличения расхода взрывчатых веществ, применения обжига руд, путем создания и сброса внешнего давления водяного пара в известных мельницах Снайдера, мельницах взрывного типа и других. Внешняя нагрузка вызывает напряжение межатомных связей, а тепловое движение атомов — дополнительное напряжение на границах спайности и для разрыва этих границ при нагреве или измельчении требуется кинетическая энергия (флуктуация ее) меньшей величины. Руда становится напряженной и разрушающаяся скорость удара уменьшается.

По законам сопротивления материалов напряжение вычисляется по уравнению [27]

$$\sigma_r = \frac{\alpha(T_1 - T_0)}{1 - \mu} E, \quad (2.33)$$

где  $\alpha$  — коэффициент линейного расширения при нагревании;  $\mu$  — коэффициент Пуассона;  $E$  — модуль Юнга.

Приняв  $\alpha = 5 \cdot 10^{-6}$ ;  $E = 50$  ГПа,  $\mu = 0,25$  и  $T_1 - T_0 = 600^\circ \text{C}$ , получим  $\sigma_r = 0,2$  ГПа.

Для окисленных кварцитов, после дробления которых образуются сростки слоистой структуры, состоящие из рудных и нерудных полос (рис. 2.20), при равномерном нагреве и линейном напряженном состоянии уравнение равновесия напряжений в двух сопредельных слоях вследствие различия коэффициентов линейного расширения имеет следующее выражение:

$$\sigma_1 m = \sigma_2 (1 - m), \quad (2.34)$$

где  $m$  — объемная доля рудных полос в куске руды.

Условие равенства относительных деформаций для сопредельных слоев выражается уравнением

$$\alpha_1 (T_1 - T_0) - \frac{\sigma_1}{E_1} = \alpha_2 (T_1 - T_0) + \frac{\sigma_2}{E_2}. \quad (2.35)$$

Решая уравнения (2.34) и (2.35) совместно, будем иметь

$$\sigma_i = \frac{(T_1 + T_0)(\alpha_1 - \alpha_2)(1 - m)E_1E_2}{mE_1 + (1 - m)E_2}. \quad (2.36)$$

Приняв для бедных железистых кварцитов  $E_1 = E_2 = 50$  ГПа,  $\alpha_1 - \alpha_2 = 15 \cdot 10^{-6}$ ,  $m_1 = 0,4$ ,  $m_2 = 0,6$ , получим соответственно величины  $\sigma_i = 0,28$  ГПа и  $\sigma_i = 0,18$  ГПа.

Таким образом, менее однородная руда с большим числом слоев испытывает большие термические напряжения, чем однородная руда. С увеличением числа слоев по сечению образца последний разрушается на более мелкие куски. Увеличение расхода взрывчатки при отбойке руды из массива, т. е. дробление взрывом, а также восстановление и окисление железорудных минералов при обжиге (термической обработке) вызывает еще большие напряжения в образце вследствие изменения объема и плотности рудных слоев.

Исходя из слоистого строения исходных образцов, рассмотрим простейшую схему плоского напряженного состояния при восстановлении гематитовой руды до магнетита (рис. 2.20).

Относительное уменьшение объема  $\theta$  прореагировавшего минерала в свободном состоянии соответствует линейным деформациям. Полагая, что  $\varepsilon_1 = \varepsilon_2 = \varepsilon_3$  и  $\theta \neq \varepsilon_1 + \varepsilon_2 + \varepsilon_3$ , найдем  $\varepsilon = \frac{\theta}{3}$  при равновесии

$$\sigma'_2 = 2\sigma_z \frac{\delta}{r}; \quad \sigma'_i = \sigma_i \frac{\delta}{r}.$$

Условия сплошности выражаются уравнениями:

$$E\theta = \sigma_i - \mu\sigma_z + \sigma_i \frac{\delta}{r} (1 + \mu) - 2\mu \frac{\delta}{r} \sigma_z, \quad (2.37)$$

$$E\theta = \sigma_z - \mu\sigma_i + 2\sigma_z \frac{\delta}{r} - 2\mu \sigma_i \frac{\delta}{r}. \quad (2.38)$$

Отсюда растягивающее напряжение в слое восстановленного магнетита

$$\sigma_i = \frac{E\theta}{3} \frac{1 + \mu}{1 + \mu + \frac{\delta}{r}(1 - \mu - 2\mu^2)} \quad (2.39)$$



$$\sigma_2 = \frac{E\theta}{3} \frac{1+\mu + \frac{\delta}{r}(1+3\mu)}{(1+\mu)\left(1+\frac{\delta}{r}\right)}, \text{ т.е. } \sigma_1 > \sigma_2. \quad (2.40)$$

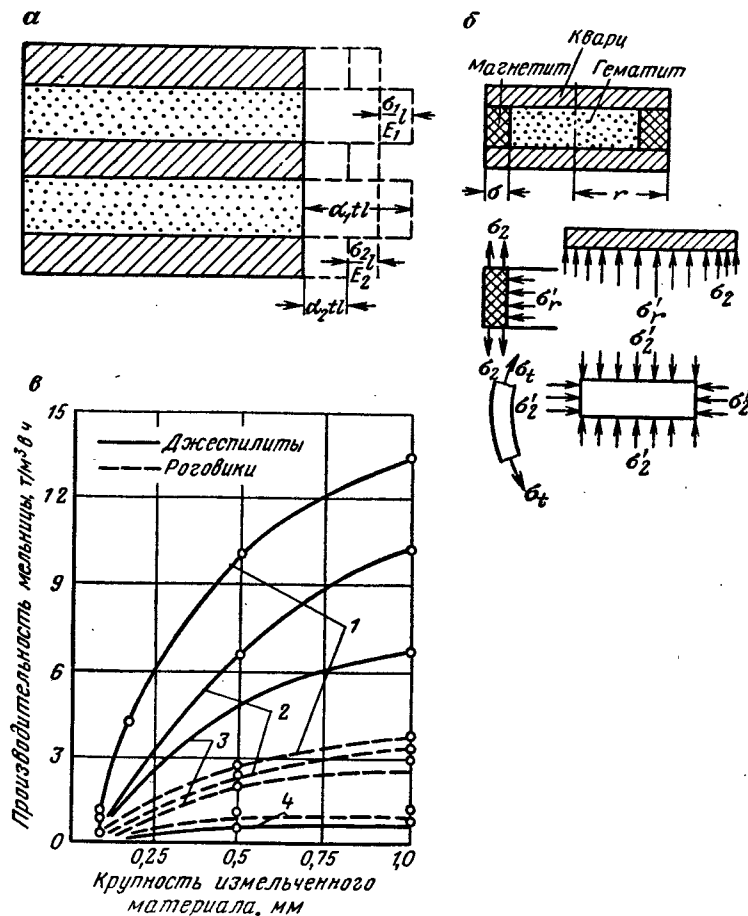


Рис. 2.20. Схемы напряжений в сростках гематита с кварцем при нагреве (а), восстановления (б) и зависимость удельной производительности мельницы на обычном и «напряженном» материале (в):

1 — джеспилитовые и роговиковые сростки, подвергнутые восстановительному обжигу; 2 — джеспилитовые и роговиковые сростки, подвергнутые окислительному обжигу и охлаждению в воде; 3 — джеспилитовые и роговиковые сростки, подвергнутые окислительному обжигу и охлажденные в воздухе; 4 — исходные роговиковые и джеспилитовые сростки [27]

Максимальное растягивающее напряжение при восстановлении получим, полагая  $\frac{\delta}{r} \rightarrow 0$ . В этом случае:

$$(\sigma_t)_{\max} = \frac{E\theta}{3(1-\mu)}. \quad (2.41)$$

Подставив  $E = 50$  ГПа,  $\theta = 0,1$  (изменение объема при реакции принимаем равным 10 %), получим

$$(\sigma_t)_{\max} = 2 \text{ ГПа.}$$

Таким образом, напряжения при изменении объема минералов руды во много раз превышают термические напряжения и являются основной причиной снижения прочности сростков и их раскола по спайности (напряжения при процессах окисления и выщелачивания  $\sigma_z$  и  $\sigma_t$  являются сжимающими).

На рис. 2.20, б показано, что восстановленная руда отличается особо резким снижением прочности кусков по сравнению с исходной, а также с термически обработанной, но не восстановленной рудой. При этом богатые разновидности, отличающиеся большей толщиной рудных и меньшей толщиной кварцевых прослоев, ослабляются при восстановлении в большей степени, чем бедные.

По этой причине термически обработанная (восстановленная) руда не только отличается резким снижением прочности кусков по сравнению с исходной и прокаленной без восстановления, но и лучшим раскрытием сростков, причем богатые разновидности, отличающиеся большей толщиной рудных и меньшей толщиной нерудных (кварцевых) прослоев, ослабляются при восстановлении больше, чем бедные (см. рис. 2.20).

При обжиге окисленных руд в электропечах с нагревом токами высокой частоты создаются дополнительные напряжения благодаря различной скорости нагрева проводниковых и непроводниковых минералов. По исследованиям Р. Ш. Шафеева температура минерального зерна определяется по формуле

$$T = \frac{2\pi R_0^3 E_0^2 \epsilon_1 \epsilon_0 V K_2}{3\lambda_2 R}; \quad K_2 = \frac{9[(\epsilon_2')^2 + (\epsilon_2'')^2]}{(\epsilon_1' + 2\epsilon_2')^2 + (\epsilon_1'' + 2\epsilon_2'')^2}, \quad (2.42)$$

где  $R_0$  — радиус включений, м;  $E_0$  — напряженность электрического поля;  $\epsilon_1$ ,  $\epsilon_2$  и  $\epsilon_0$  — диэлектрические постоянные соответственно минералов и среды;  $V$  — частота; г;  $T$  — температура, °С;  $\lambda$  — коэффициент теплопроводности, ккал/°С.

Расчет по этой формуле показывает, что частицы проводников нагреваются за несколько секунд до 450 °С, в то время как непроводники лишь слегка прогреваются. Высокочастотный нагрев окисленных кварцитов в течение 10 с токами 20 кГц позволяет повысить раскрытие и показатели последующего обогащения: извлечение возрастает с 76 до 86 %, содержание железа в концентрате повышается с 49 до 50 %, а в хвостах снижается с 22 до 15 %.

В табл. 2.3 и 2.4 приведены результаты испытаний различных методов измельчения (раскрытия) криворожских окисленных кварцитов и никопольских марганцевых руд. Проба кварцитов измельчалась в барабанной и огнеструйной мельницах. В качестве измельчающей среды использовали шары или куски кварцита размером 20—50 мм. Струйное измельчение осуществлялось в мельнице производительностью 150 кг/ч, использующей в качестве энергоносителя продукты сгорания керосина. Обогащение

измельченных продуктов осуществлялось на сепараторах типа ПБС, ЭВС и высокоградиентном шариковом сепараторе. Наиболее высокие результаты получены при струйном измельчении. При более высоком качестве концентрата и извлечении железа удается получать более бедные хвосты. Аналогичные результаты получены и при измельчении проб марганцевых руд. Последние измельчались в барабанных мельницах шарами или рудной галей и в струйных мельницах лабораторного и полупромышленного типа, а разделение производилось на сепараторах типа ЭВС и полиградиентных шариковых. При струйном измельчении выход малокремнеземистого концентрата, т. е. фракций, содержащих раскрытые марганцевые минералы, также существенно больше, чем при шаровом измельчении.

Таблица 2.3

Результаты обогащения проб криворожских окисленных кварцитов при различных методах измельчения [15, 25]

Продукт обогащения	Измельчение	Крупность измельчения, мм	Выход, %	Содержание Fe, %	Извлечение Fe, %
Концентрат	Струйное	100%—0,06	38,6	63,1	68,8
Промпродукт			17,7	45,2	22,6
Хвосты			43,7	6,5	8,6
Исходный	Рудногалечное	100%—0,05	100,0	35,4	100,0
Концентрат			37,4	60,2	65,2
Промпродукт			9,3	45,6	12,3
Хвосты	Шаровое	100%—0,05	52,3	14,5	22,5
Исходный			100,0	34,5	100,0
Концентрат			40,1	60,1	68,1
Хвосты			59,9	18,8	31,9
Исходный			100,0	35,4	100,0

Таблица 2.4

Результаты сепарации никопольских марганцевых окисных руд и черновых концентратов при различных методах измельчения

Вид испытаний	Проба руды	Измельчение	Крупность исходного материала	Содержание в исходном, %		Выход концентрата, %	Содержание в концентрате, %		Извлечение в концентрат, %
				Mn	SiO <sub>2</sub>		Mn	SiO <sub>2</sub>	
Лабораторные	ЧГОК	Шаровое	44%—0,074	47,8	10,0	78,2	48,5	8,9	79,0
		Рудногалечное	44%—0,074	47,1	11,5	16,0	50,8	5,5	17,2
		Воздухоструйное	40%—0,074	41,8	10,5	91,2	44,2	6,4	96,3
		Газоструйное	30,1%—0,074	43,1	11,4	84,5	46,3	6,6	90,6
Полупромышленное	ГОФ ЧГОК	Газоструйное	30,1%—0,074	43,6	11,7	88,0	47,0	6,9	94,7

Приведенные данные иллюстрируют возможность улучшения раскрытия «упорных» руд. Исследования в этом направлении продолжатся. Взрывные мельницы и другие новые аппараты в про-

мышленности пока не применяют вследствие недостаточной надежности и трудности очистки газов.

Используется только действие взрыва на железные руды при их добыче. Мгновенное увеличение и сброс давления при отбойке магнетитовых кварцитов взрывом увеличивает их трещиноватость, дробимость и измельчаемость. При увеличении удельного расхода взрывчатых веществ с 1 до 4 кг/м<sup>3</sup>, как показали исследования И. П. Кононова на ИнГОКе, выход мелких кусков (фракция 20—0 мм) возрастает на порядок, производительность дробилок повышается на 30—50 %, а шаровых мельниц — на 10 % [41].

На одном из комбинатов (Криворожский Центральный горно-обогатительный комбинат) нашел применение восстановительный обжиг окисленных кварцитов при 800 °С перед их последующим измельчением и магнитным обогащением. Несмотря на увеличение стоимости переработки, работа фабрики рентабельна. Благодаря образованию напряжений куски руды покрываются сетью трещин и поэтому производительность мельниц МШЦ вдвое больше, чем на необоженной руде, а качество получаемого концентрата почти не уступает качеству концентратов, получаемых на фабрике, перерабатывающих более легкообогащаемые неокисленные кварциты.

## 2.5. РАСЧЕТ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ

### Гравитационные методы

Для определения содержания металла в продуктах обогащения и их выхода необходимо знать состав фракций с узкими пределами плотности в классах разной крупности исходной руды и разделительные числа, т. е. извлечение этих фракций в концентрат на данном гравитационном аппарате. Эту информацию получают путем гравитационного анализа представительных проб руды, рассеянных на классы, различающихся по размерам (10, 1, 0,1 и 0,01 мм). Известны стандартные конструкции этих аппаратов и наборы жидкостей различной плотности [35].

На рис. 2.21, а показано устройство нового анализатора с ферромагнитной жидкостью конструкции института Гипромашуглеобогащение. Ферромагнитная жидкость представляет собой взвесь субмикронных частиц магнетита в керосине и изменяет свою плотность путем регулирования силы тока в обмотках электромагнита. При увеличении силы тока возрастает напряженность магнитного поля и сила квазутяжеления плотности феррожидкости. Эта жидкость не токсична, в то время как тяжелые жидкости ядовиты, что выгодно отличает новый анализатор.

Поскольку сила, выталкивающая частицы из жидкости, в этом случае пропорциональна не только ее плотности, но и магнитной силе, выталкивающей частицы, магнитная восприимчивость которых меньше восприимчивости феррожидкости, разделение происходит в комбинированном гравитационно-магнитном поле.

На рис. 2.22, а показана кривая гравитационного обогащения руды. Там же нанесена граница разделения и показана ширина области, половина которой равна среднему вероятному отклонению от границы разделения. Эта величина называется погрешностью разделения  $E_p$  и соответствует разнице плотностей, при которой разделяется только половина руды. Увеличение ширины этой области свидетельствует об улучшении избирательности и результатов обогащения, поскольку происходит смешивание более тяжелых ( $\delta_p + E_p$ ) и более легких фракций ( $\delta_p - E_p$ ).

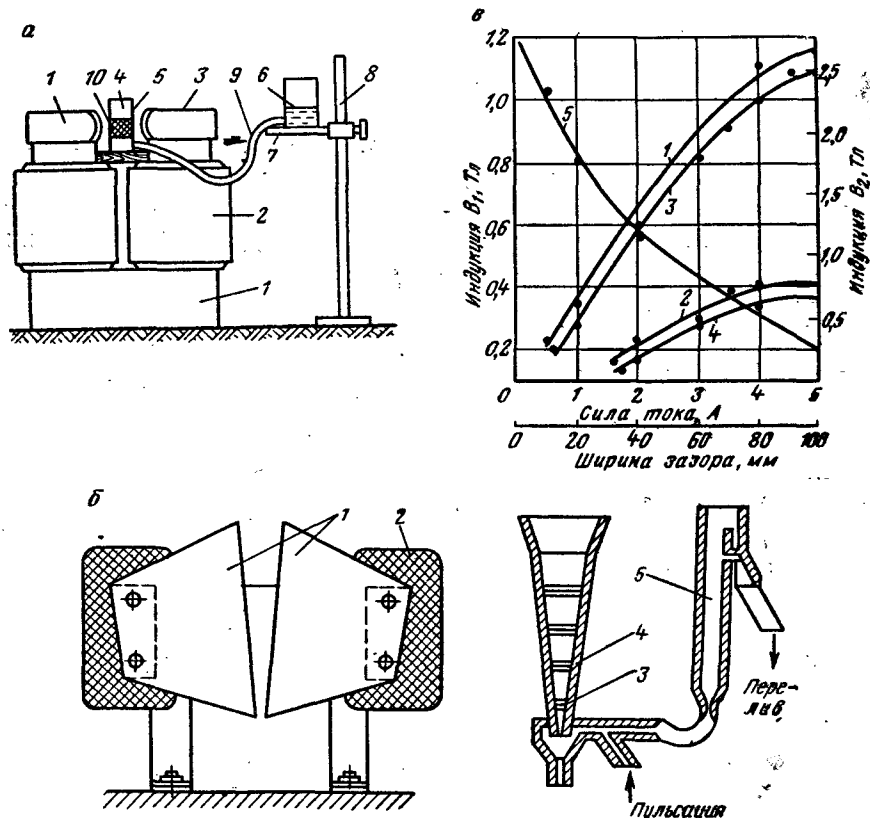


Рис. 2.21. Схемы анализаторов:

а — магнито-гидростатический институт Гипромашуглеобогащения:  
1 — магнитопровод; 2 — обмотки; 3 — полюсные наконечники; 4 — кювета; 5 — корзина; 6 — сосуд с водой; 7 — подъемная площадка; 8 — штатив; 9 — соединительная трубка; 10 — ферромагнитная жидкость;  
б — высокоградиентный конструктор Днепропетровского горного института:  
1 — полюсные наконечники; 2 — обмотки; 3 — кассета с шарами или пластинами; 4 — верхняя секция кассеты; 5 — сообщающийся сосуд;  
в — зависимость индукции от силы тока и ширины зазора для высокоградиентного анализатора ДГИ:  
1 — зависимость индукции  $B_1$  от силы тока для прямого зазора, заполненного шарами; 2 — зависимость индукции  $B_1$  от силы тока для прямого зазора без шаров; 3 — зависимость индукции  $B_1$  от силы тока для скошенного зазора, заполненного шарами; 4 — зависимость индукции  $B_1$  от силы тока для скошенного зазора без шаров; 5 — изменение индукции  $B_1$  снизу вверх по высоте зазора между скошенными полюсами при силе тока 5 А

Величину  $E_p$  можно определить по формуле

$$E_p = \frac{\delta_{75} - \delta_{25}}{2},$$

где  $\delta_{75}$  и  $\delta_{25}$  — плотность фракций, извлекаемых в продукты обогащения в количествах 75 и 25 % от одноименных фракций.

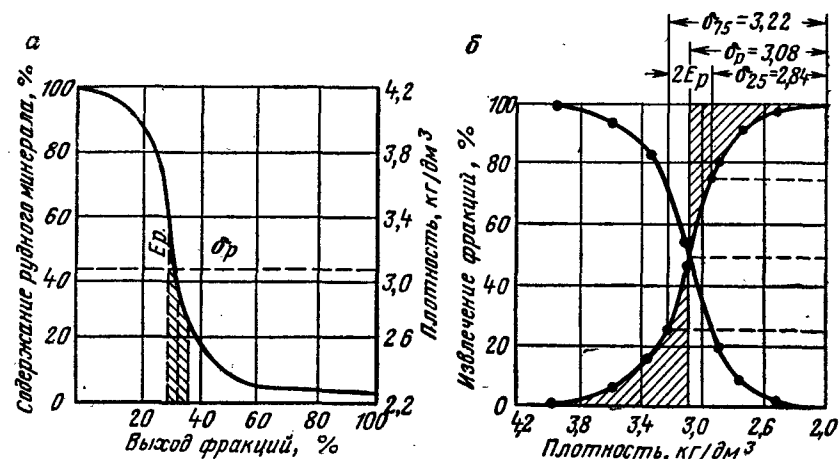


Рис. 2.22. Диаграмма обогатимости руд по плотности (а) в аппаратах, работающих с различной погрешностью разделения (б)

При обогащении в машинах в водной среде  $E_p$  возрастает пропорционально  $\delta_p - \delta_a$ , где  $\delta_a$  — плотность воды, т. е.

$$E_p = \delta_p - 1; I = \frac{E_p}{\delta_p - 1}, \quad (2.43)$$

где  $I$  — коэффициент погрешности разделения.

Погрешность разделения позволяет сравнивать работу машин при различных значениях плотности разделения  $\delta_p$ . Для данных, приведенных на рис. 2.22, б, будем иметь

$$I = \frac{3,22 - 3,08}{3,08 - 1} \approx 0,07.$$

Для суспензионного обогащения кусковой руды значения  $I$  меньше 0,05; при обогащении в вихревых гидrocиклонах с раздельной регенерацией в тяжелых суспензиях они также имеют небольшое значение (0,07); для отсадочных машин коэффициент погрешности разделения уже значительно больше (около 0,1), а для других машин погрешность разделения возрастает до 0,15.

Используя построение треугольников погрешности разделения [35], вычерчиваются диаграммы гравитационной характеристики руды (рис. 2.23) и определяются, задаваясь величиной содержания металла в рудной фракции, идеальные показатели разделения — выход легкой фракции  $\gamma$  и плотность разделения  $\delta$ .

Реальный процесс разделения должен учитывать засоренность продуктов разделения посторонними фракциями в зависимости от конструктивных особенностей аппарата и реологических свойств суспензии. На рис. 2.24 показано, как изменяется погрешность разделительных аппаратов при ухудшении свойств суспензии — увеличении динамического сопротивления сдвигу  $\tau_0$ .

Построение кривых реальных показателей разделения по Ю. С. Бадееву приведено на рис. 2.25. Участок кривой  $\gamma$ ,  $f_1(\delta)$ , построенный по практическим данным и соответствующий  $DB$ , близок к отрезку прямой с ординатой  $y_2$

$$y_2 = \gamma - \frac{q_2}{\Delta q_2} (\delta_p + \Delta \delta_2 - \delta). \quad (2.44)$$

Отрезок  $AC$  кривой  $f_2(\delta)$  также можно представить отрезком прямой с ординатой

$$y_1 = \gamma + \frac{q_1}{\Delta \delta_1} (\delta - \delta_p + \delta_1), \quad (2.45)$$

где  $q_1, q_2$  — засоренность продуктов разделения посторонними фракциями.

Далее, вычитая из ординат кривой  $\Phi(\delta)$  величины вертикальных отрезков, заключенных между прямыми  $AE$  и  $AC$ , соответствующие той же плотности  $\delta$ , находим  $CD$  кривой  $f_1(\delta)$  и вычерчиваем характеристику  $f_1(\delta)$  легкой и  $f_2(\delta)$  тяжелой фракций.

Пример. Дана гравитационная характеристика мытой комплексной руды. Требуется определить максимальную плотность разделения и выход легкой фракции при обогащении в тяжелых суспензиях в конусном сепараторе. При этом среднее содержание суммы металлов в легкой фракции должно соответствовать содержанию их в отвальных хвостах флотации меди 0,03 %, свинца 0,09 % и цинка 0,14 %, т. е. содержание суммы металлов 0,26 %.

Значения величины  $\beta(\delta)$  определяли по формуле (2.46) и табл. 2.5:

$$\beta(\delta_s) = \frac{\sum_{i=1}^s \alpha(\delta_i) \gamma_i}{\Phi(\delta_s)}; \quad \vartheta = \beta_1(\delta_p + \Delta \delta_2); \quad (2.46)$$

$$\gamma_i = \Phi(\delta_i) - \Phi(\delta_{i-1}), \quad (2.47)$$

где  $s$  — номер узкой фракции;  $\alpha$  — содержание суммы металла по фракции;  $\gamma_i$  — выход узкой фракции ( $\delta_{i-1}, \delta_i$ ) в исходной руде;  $\vartheta$  — средневзвешенное содержание  $Me$  в легкой фракции;  $\Phi$  — изменение выхода фракций при изменении плотности на единицу, %  $cm^3/g$  (для легкообогащаемых  $\Phi < 50$ , для труднообогащаемых  $\Phi > 150$ ).

Поскольку на практике легче производить гравитационный анализ с выделением минимально необходимого количества фракций (5—7), для построения кривых  $\Phi(\delta)$  и  $\beta(\delta)$  (рис. 2.26) возникает задача интерполяции величин  $\Phi(\delta)$ ,  $\beta(\delta)$ ,  $\alpha(\delta)$  внутри полученных промежутков плотностей.

По кривым  $\beta(\delta)$  и  $\Phi(\delta)$  для любой плотности находятся средневзвешенное содержание суммы металлов и суммарный выход фракций, а по формуле

$$\alpha(\delta_{i-1}, \delta_i) = \frac{\Phi(\delta_i) \beta(\delta_i) - \Phi(\delta_{i-1}) \beta(\delta_{i-1})}{\Phi(\delta_i) - \Phi(\delta_{i-1})}; \quad (2.48)$$

значение частного содержания суммы металлов  $\alpha$  в любой узкой фракции ( $\delta_{i-1}, \delta_i$ ). Этот расчет для нашего примера выполнен в табл. 2.6. Если выбрать плот-

ность разделения по заданному среднему содержанию суммы металлов в легкой фракции 0,26 % ( $\delta_p = 2,685 \text{ г/см}^3$ , см. рис. 2.26), то выход легкой фракции при идеальном разделении  $\Phi(\delta_p)$  в нашем случае будет равным 25 %.

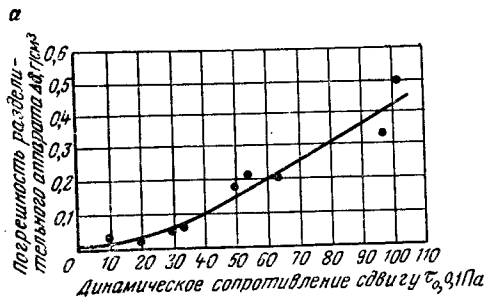


Рис. 2.24. Зависимость гравитационного разделения от динамического сопротивления суспензии (а), ее вязкости (б) и предельного напряжения сдвига (в) при различной плотности суспензии (в  $kg/m^3$ ): 1 — 2800; 2 — 3000; 3 — 3200; 4 — 3400; 5 — 3600

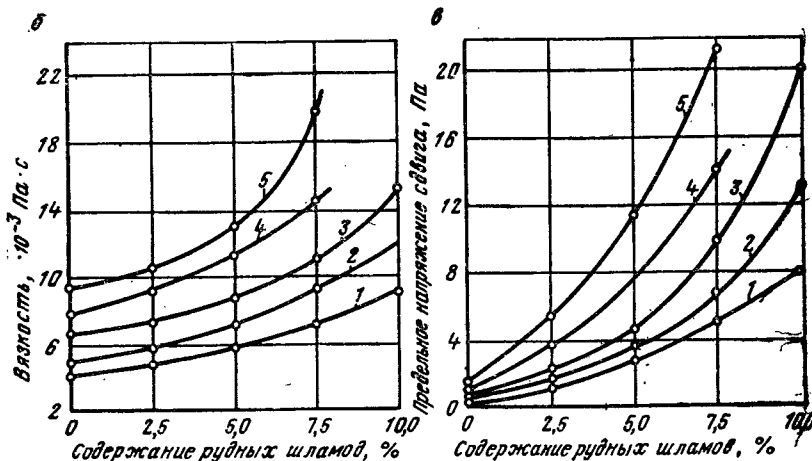


Таблица 2.5

Гравитационная характеристика и содержание металлов по фракциям комплексной руды (по Ю. С. Бадееву)

Плотность фракций, $г/см^3$	Выход, %		Содержание, %			Содержание суммы металлов %	
	частный	суммарный	меди	свинца	цинка	частное	средневзвешенное
2,635	7,38	7,38	0,02	0,0775	0,108	0,206	0,206
2,635—2,654	6,27	13,65	0,0314	0,0904	0,092	0,214	0,210
2,654—2,67	4,17	17,82	0,0265	0,1295	0,144	0,300	0,231
2,67—2,69	16,43	34,25	0,0176	0,139	0,166	0,323	0,275
2,69—2,73	24,37	58,62	0,202	0,2152	0,289	0,524	0,379
2,73—2,78	16,77	75,39	0,0252	0,3174	0,441	0,784	0,469
2,78	24,61	100,00	1,18	6,101	10,597	17,878	4,746

Определим показатели обогатимости  $\bar{\Phi}_1$ ,  $\bar{\Phi}_2$  по гравитационной характеристике руды (см. рис. 2.26). В нашем примере они равны  $\bar{\Phi}_1 = 326$  и  $\bar{\Phi}_2 = 635$  ( $\delta_p = 2,685$  г/см<sup>3</sup>). Высокие значения показателей обогатимости характеризуют исходную руду комплексного месторождения как труднообогатимую.

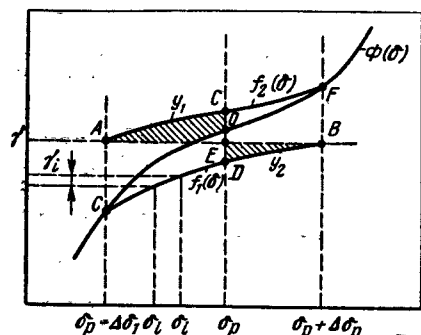


Рис. 2.25. Гравитационные характеристики руды  $\Phi(\delta)$ , легкой фракции —  $f_1(\delta)$  и тяжелой фракции  $f_2(\delta)$

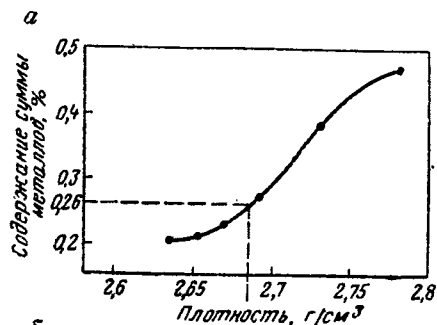


Рис. 2.26. Графики гравитационных характеристик  $f_1(\delta)$ ,  $f_2(\delta)$  и средневзвешенное содержание суммы металлов в исходном продукте

Таблица 2.6  
Расчетная гравитационная характеристика руды и содержание металлов по фракциям

Показатели	Выход узкой фракции в исходной руде $\delta_i$									
	2,635	2,654	2,66	2,67	2,685	2,70	2,71	2,72	2,73	2,735
$\Phi(\delta_i)$	7,38	13,65	15,0	17,82	25,0	40,0	46,0	52,0	58,62	60,0
$\Phi(\delta_{i-1})$	—	7,38	13,65	15,0	17,82	25,0	40,0	46,0	52,0	58,62
$\beta(\delta_i)$	0,206	0,210	0,215	0,231	0,275	0,300	0,325	0,355	0,379	0,390
$\beta(\delta_{i-1})$	—	0,206	0,210	0,215	0,231	0,235	0,300	0,325	0,355	0,379
$\alpha(\delta_{i-1}, \delta_i)$	0,206	0,215	0,267	0,316	0,384	0,341	0,492	0,585	0,568	0,855

Чтобы прогнозировать результаты обогащения в тяжелых суспензиях, необходимо, кроме характеристики качества исходной руды (табл. 2.7), задать характеристику разделительного аппарата. Погрешность разделения конусного сепаратора при  $\tau_0 < 30$  дин/см<sup>2</sup> принимаем равной  $\Delta\delta_1 = \Delta\delta_2 = 0,05$ .

По формулам  $q_1 = \frac{\Phi_1 \Delta\delta_1}{4}$  и  $q_2 = \frac{\Phi_2 \Delta\delta_2}{4}$  определяем засоренность продуктов разделения посторонними фракциями:

$$q_1 = \frac{326 \cdot 0,05}{4} = 4,07 \%, \quad q_2 = \frac{635 \cdot 0,05}{4} = 7,95 \%$$

Таким образом, в легкую фракцию переместятся тяжелые продукты в количестве 7,95 % и плотностью от 2,685 до  $2,685 + 0,05$  г/см<sup>3</sup>, в тяжелую фракцию попадут легкие продукты в количестве 4,07 % и плотностью от  $2,685 - 0,05$  до 2,685 г/см<sup>3</sup>. Это обстоятельство приводит к изменению как величины выхода легкой фракции  $\gamma$ , так и содержания суммы металлов в ней  $\bar{\gamma}$ .

По формуле  $\gamma = \Phi(\delta_p) + q_2 - q_1$  получим  $\gamma = 25,0 + 7,95 - 4,07 = 28,88 \%$ . Теперь имеется достаточно данных для построения по формулам (2.44), (2.45) гравитационной характеристики легкой фракции  $f_1(\delta)$ .

$$y_1 - \gamma = \frac{4,07}{0,05} (\delta - 2,635); \quad y_2 = 28,88 - \frac{7,95}{0,05} (2,735 - \delta).$$

Результаты вычислений приведены в табл. 2.7.

Таблица 2.7

Результаты вычислений гравитационной характеристики легкой фракции

Показатели	Выход узкой фракции в исходной руде $\delta_i$									
	2,635	2,654	2,66	2,67	2,685	2,70	2,71	2,72	2,73	2,735
$y_1 - \gamma$	0	1,55	2,04	2,85	4,07	—	—	—	—	—
$y_2$	—	—	—	—	20,93	23,31	24,90	26,49	28,08	28,88
$\Phi(\delta_i)$	7,38	13,65	15,0	17,82	25,0	40,0	46,0	52,0	58,62	60,0
$f_1(\delta_i)$	7,38	12,10	12,96	14,97	20,93	23,31	24,90	26,49	28,08	28,88

По формулам (2.46) и (2.47), используя данные табл. 2.8, определим величину  $\bar{\gamma}$ :

$$\bar{\gamma} = \frac{\sum (\alpha(\delta_{i-1}, \delta_i) \gamma_{1i})}{\gamma} = 0,340 \%$$

Таблица 2.8

Результаты вычислений для определения содержания металлов в легкой фракции

Показатели	Выход узкой фракции в исходной руде $\delta_i$									
	2,635	2,654	2,66	2,67	2,685	2,70	2,71	2,72	2,73	2,735
$\alpha(\delta_{i-1}, \delta_i)$	0,206	0,215	0,267	0,316	0,384	0,341	0,492	0,585	0,568	0,855
$f_1(\delta_i)$	7,38	12,10	12,96	14,97	20,93	23,31	24,90	26,49	28,08	28,88
$f_1(\delta_{i-1})$	—	7,38	12,10	12,96	14,97	20,93	23,31	24,90	26,49	28,08
$\gamma_{1i}$	7,38	4,72	0,96	2,01	5,96	2,38	1,59	1,59	1,59	0,80
$\alpha(\delta_{i-1}, \delta_i) \gamma_{1i}$	1,52	1,015	0,256	0,635	2,289	0,812	0,782	0,930	0,903	0,684

Таким образом, при плотности разделения 2,685 г/см<sup>3</sup> среднее содержание суммы металлов в легкой фракции будет равно 0,340 %, что существенно превышает их содержание в отвальных хвостах флотации — 0,26 %.

Снизим плотность разделения. Пусть  $\delta_p = 2,67$  г/см<sup>3</sup>. Повторим весь расчет и получим:

$$\gamma = 21,69 \%; \quad \bar{\gamma} = 0,282 \%$$

Возьмем плотность разделения еще ниже. Пусть  $\delta_p = 2,66$  г/см<sup>3</sup>. После вычислений получим:

$$\gamma = 21,03 \%; \quad \bar{\gamma} = 0,274 \%$$

Такой результат уже примерно соответствует заданному содержанию, поэтому можно утверждать, что найден оптимальный при заданных условиях ( $\Delta\delta_1, \Delta\delta_2$ ) режим разделения  $\delta_p = 2,66$  г/см<sup>3</sup>.

В табл. 2.9 приведены близкие к расчетным технологические показатели разделения в тяжелых суспензиях рассматриваемой руды в промышленных условиях.

Таблица 2.9  
Технологические показатели обогащения комплексной руды  
в тяжелой суспензии в промышленных условиях

Продукт	Выход. %	Содержание, %			Содержание суммы метал- лов в легкой фракции, %
		меди	свинца	цинка	
Плотность суспензии 2,68 г/см³					
Легкая фракция	31,2	0,03	0,14	0,17	0,340
Тяжелая фракция	68,8	0,40	2,26	3,88	
Исходный	100,0	0,29	1,60	2,72	
Плотность суспензии 2,66 г/см³					
Легкая фракция	22,0	0,03	0,122	0,146	0,298
Тяжелая фракция	78,0	0,386	2,08	3,55	
Исходный	100,0	0,308	1,65	2,80	
Плотность суспензии 2,66 г/см³					
Легкая фракция	20,6	0,03	0,10	0,14	0,270
Тяжелая фракция	79,4	0,393	2,10	3,64	
Исходный	100,0	0,32	1,68	3,92	

Основные результаты расчетов и соответствующие технологические показатели в промышленных условиях приведены в табл. 2.10, из которой следует, что предлагаемая методика прогнозирования результатов разделения руд в тяжелых суспензиях по данным гравитационного анализа позволяет рассчитать основные технологические показатели разделения в промышленных условиях и выбрать оптимальную плотность разделения с достаточно высокой точностью.

Таблица 2.10  
Расчетные и фактические технологические показатели

Плотность, г/см <sup>3</sup>		Выход легкой фракции, %			Содержание суммы металлов в легкой фракции, %		
разделения	рабочей суспензии	расчетный	фактический	ошибка	расчетное	фактическое	ошибка
2,685	2,68	28,88	31,2	7,4	0,340	0,340	0
2,67	2,66	21,69	22,0	1,4	0,282	0,298	5,4
2,66	2,66	21,03	20,6	1,9	0,274	0,270	1,5

При предобогащении целесообразно выделять не только нерудные минералы, но и ту часть промежуточных продуктов, которая при заданных условиях измельчения раскрывается недостаточно и в результате не дает ни кондиционных концентратов, ни хвостов. Так, например, при исследовании пробы окисленных железистых кварцитов, составленной из разновидностей IV, V и VI железистых горизонтов Криворожского бассейна (в соотношении 70:17:13), установлено,

что фракции плотностью 2800—3200 кг/м<sup>3</sup> при заданном измельчении (до 90 % — 50 мкм) остаются недостаточно раскрытыми и после высокоградиентного обогащения получают не концентрат, а лишь продукт, содержащий меньше железа, чем исходная руда (табл. 2.11). По этой причине фракцию плотностью 2800—3200 кг/м<sup>3</sup> необходимо удалять перед обогащением и складировать. Это позволит более чем на 1/3 уменьшить количество материала, измельчаемого в шаровых мельницах и соответственно сократить расход энергии на фабрике.

Таблица 2.11  
Результаты высокоградиентного обогащения окисленных железистых кварцитов (Криворожский горно-обогатительный комбинат), измельченных до крупности 15—0 мм и подвергнутых разделению в тяжелых жидкостях

Продукт	Технологические показатели, %				
	проба I (исходная окисленная руда)			проба II (фракция плотностью более 3200 кг/м <sup>3</sup> )	
	γ	Fe	ε	γ	Fe
Магнитный	21,7	51,6	29,6	40/17,7*	55,31
Немагнитный	35,7	33,5	31,9	60/26,5	40,29
Исходный	57,4	40,4	61,5	100/44,2	46,30

Продолжение табл. 2.11

Продукт	Технологические показатели, %						
	проба III (фракция плотностью менее 3200 кг/м <sup>3</sup> )			проба IV (фракция плотностью менее 2800 кг/м <sup>3</sup> )			
	ε	γ	Fe	ε	γ	Fe	ε
Магнитный	47,7	32,5/4,0	35,52	55,0	—	—	—
Немагнитный	52,3	67,5/9,2	14,0	45,0	6,5	5,9	0,8
Исходный	100,0	100/13,2	21,0	100,0	6,5	5,9	0,8

\* Числитель — выход к операции, знаменатель — к исходному.

В дальнейшем после разработки нового измельчительного оборудования труднораскрываемые промпродукты удастся использовать.

Задаваясь значением погрешности разделения, характеризующим применяемый аппарат, можно рассчитать показатели обогащения, которые будут получены на нем в промышленных условиях. Такие расчеты обычно выполняются на ЭВМ, а результаты обогащения для каждого значения погрешности наглядно изображаются в поле равностороннего треугольника, по сторонам которого отложены выходы концентрата, промпродукта и хвостов (рис. 2.27).

Со свойствами руд и аппаратов (контрастностью руд и избирательностью разделения) экспоненциально связана эффективность процессов обогащения (в долях ед.).

$$\eta = \frac{\varepsilon_p - \gamma}{\varepsilon_n - \alpha_m} = 1 - e^{-(k-1)G}, \quad (2.49)$$

где  $k$  — контрастность, а  $k-1$  — относительная контрастность свойств руды\*;  $C$  — характеристика избирательности разделения, обратно пропорциональная коэффициенту погрешности разделения,  $C = \frac{1}{T}$ ;  $\epsilon_r, \epsilon_n$  — извлечение в концентрат рудных минералов соответственно при реальном и идеальном обогащении, доли ед.;  $\gamma$  — выход концентрата, доли ед.;  $\alpha_m$  — содержание рудного минерала в исходной руде, доли ед.

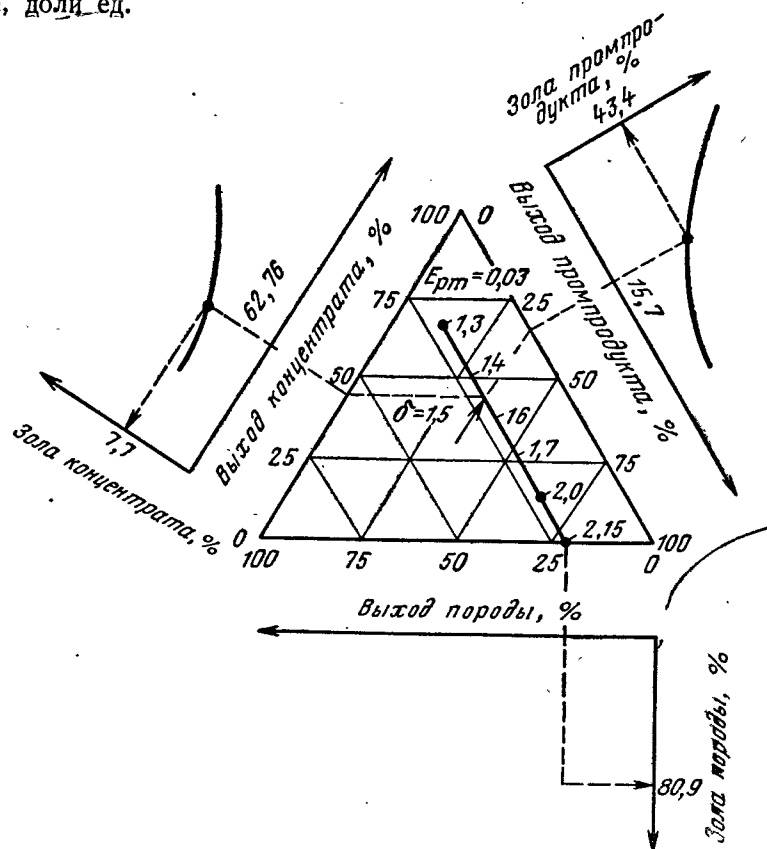


Рис. 2.27. Ожидаемые показатели обогащения угля при реализации процесса в гравитационных аппаратах, работающих с различной погрешностью разделения (для наглядности приведены только значения при  $E_{рас} = 0,03$ )

Пользуясь этой зависимостью, можно ориентировочно определять показатели обогащения сырья в зависимости от избирательности аппарата и контрастности свойств руды и без  $T$  кривых [27].

\* При обогащении в тяжелых суспензиях относительная контрастность может быть очень небольшой (0,01), а для магнитной сепарации она должна превышать 1,5.

Пример. Дано: плотность тяжелого минерала  $5000 \text{ кг/м}^3$ ; отделяемых от него его сростков с легкой породой  $\delta_r = 3000 \text{ кг/м}^3$ ; величина среднего отклонения  $E_r = 200 \text{ кг/м}^3$ .

Определить эффективность обогащения. Находим относительную контрастность свойства и величину коэффициента погрешности

$$k-1 = \frac{5000-3000}{3000} = 0,67;$$

$$I = \frac{200}{3000-1000} = 0,1; C = \frac{1}{0,1} = 10.$$

Эффективность обогащения

$$\eta = 1 - e^{-0,67 \cdot 10} = 1 - \frac{1}{2,7^{6,7}} = 0,98.$$

Эта руда легкообогатима по плотности на заданном аппарате, поскольку эффективность обогащения превышает 0,75; при  $\eta > 0,5 < 0,75$  руды считаются среднеобогатимыми; при  $\eta > 0,25 < 0,5$  — трудно- и меньше 0,25 — весьма труднообогатимыми.

Эффективность обогащения можно определить не только как отношение удельного прироста качества [формула (2.49)], но и как частное разделительной мощности на энтропию, выраженное, согласно теории информации, в битах. В этом случае расчет позволяет найти величину эффективности разделения не только по свойствам сырья и характеристике обогатительного аппарата, но и по его производительности

$$\eta_s = \frac{N}{HQ}, \quad (2.50)$$

где

$$\frac{N}{Q} = A = H_k - [\gamma H_k + (1-\gamma) H_x] - \quad (2.51)$$

— работа разделения, бит;  $N$  — разделительная мощность, т. бит/ч;  $N = QA$ ;  $Q$  — производительность аппарата, т/ч;  $H_k, H_n, H_x$  — энтропии содержания (меры неопределенности) разделяемых минералов соответственно в исходной руде, концентрате и хвостах

$$H = \frac{\% Me}{100} \lg_2 \frac{\% Me}{100}, \quad (2.52)$$

$\gamma$  — выход концентрата, в долях ед.

Для упрощения расчетов функции (2.52) она табулирована и приведена в литературе [27].

### Комбинированные методы

Для фракционного магнитного анализа, который служит основой расчетов показателей магнитной сепарации, используется представительная проба руды, рассеянная на фракции различной крупности, и изодинамический анализатор СИМ (анализатор Франца) [35]. При магнитном анализе слабомагнитных шламов лучше пользоваться анализатором, разработанным в Днепропетровском горном институте.

Схема анализатора приведена на рис. 2.21, б, а зависимость величины индукции в ферромагнитных шарах от ширины зазора и силы тока на рис. 2.21, в. Разделительные числа определяются либо экспериментальным путем, либо расчетом на основании теории вероятности [28].

При сырье с двумя физическими признаками и одним полезным компонентом обычно применяют комбинированные методы обогащения. В этом случае руды (марганцевые, окисленные, железные, хромовые) должны быть охарактеризованы, по О. Н. Тихонову [48], двумя функциями: зависимостью выхода от плотности и от магнитной восприимчивости и зависимостью содержания металла от этих аргументов (рис. 2.28). Эти функции  $\gamma_{исх}(\rho, \chi)$  и  $\beta_{ме}(\rho, \chi)$  не равны 0

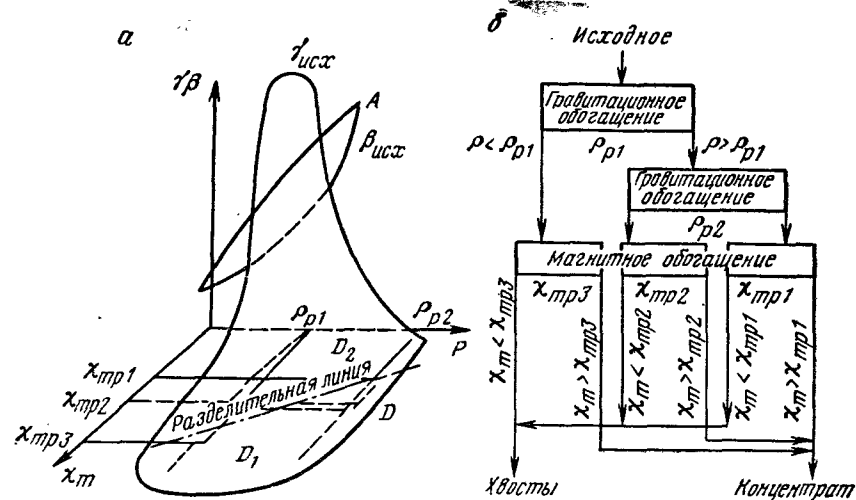


Рис. 2.28. Оптимизация показателей при комбинированном обогащении двумя методами (а) и принципиальная схема (б) [48]

внутри определенной области  $D$ , где  $\rho_{min} < \rho < \rho_{max}$  и  $\chi_{min} < \chi < \chi_{max}$ . В области  $D$  функция  $\gamma_{исх} = 0$ . Над областью  $D$  имеется две «шапки» (экстремума), одна для  $\gamma_{исх}$ , другая для  $\beta_{ме}$ . Область  $\rho_{min} < \rho < \rho_{max}$  делится точкой, соответствующей значению плотности, по которой проводится разделение  $\rho_r$  на две подобласти:  $D_1$  и  $D_2$  (на рис. 2.28 показана штриховой линией).

Придерживаясь критерия оптимальности  $\gamma_k \rightarrow \max$  и  $\rho_k = \text{const}$ , т. е. максимального выхода концентрата при заданном содержании металла в нем, необходимо, во-первых, выбрать положение оптимальной граничной линии, и, во-вторых, соответствующую оптимальную последовательность операций (оптимальную технологическую схему).

Для идеального обогащения распределение извлечений имеет ступенчатый характер:

$$\epsilon_k(\rho, \chi_m) = \begin{cases} 1 & \text{для области концентрата } D_1; \\ 0 & \text{для области хвостов } D_2. \end{cases}$$

Поэтому выход и содержание металла в концентрате можно определить по формулам:

$$\bar{\gamma}_{кон} = \int_{D_1} \gamma_{исх}(\rho, \chi_m) d\chi_m d\rho; \quad (2.53)$$

$$\bar{\beta}_{кон} = \frac{1}{\gamma_{кон}} \int_D \beta_{ме}(\rho, \chi_m) \gamma_{исх}(\rho, \chi_m) d\rho d\chi_m. \quad (2.54)$$

Подставляя эти выражения в критерий оптимальности, получим уравнения, определяющие оптимальную разделительную линию и находим оптимальную технологическую схему. Например, схема обогащения (см. рис. 2.28, б) реализует со ступенчатым приближением разделительную линию на рис. 2.28, а (подробнее в литературе [48]).

Экономический критерий оптимальности — максимальная стоимость получаемого из данного сырья концентрата:

$$F_{экон} = Q_{исх} \bar{\gamma}_{кон} f(\bar{\beta}_{кон}) \rightarrow \max, \quad (2.55)$$

где  $Q_{исх}$  — количество переработанного сырья, т;  $f$  — стоимость (цена) 1 т концентрата в функции среднего содержания в нем ценного компонента, руб/т.

Подставляя в критерий (2.55) выражения  $\bar{\gamma}_{кон}$  и  $\bar{\beta}_{кон}$  из формул (2.53) и (2.54), получим уравнение для определения оптимальной границы и соответственно оптимальной схемы обогащения (по найденной границе вычисляются по формулам (2.53) и (2.55) оптимальные значения выхода и качества концентрата).

Приведенный расчет показателей обогащения по интегрально-дифференциальным уравнениям разделительного процесса, т. е. массопереноса, соединяет опыты обогащения, на основании которых получают результаты фракционного анализа (на изодинамических магнитных анализаторах или при разделении в тяжелых и ферромагнитных жидкостях) с фундаментальными основами классической физики и ее математическим аппаратом. Это позволяет более глубоко разбираться в механизме процессов [51].

## 2.6. ПОКАЗАТЕЛИ, РЕАЛИЗУЕМЫЕ В СХЕМАХ ОБОГАЩЕНИЯ; РАСЧЕТ СХЕМ И РАЗДЕЛИТЕЛЬНОЙ МОЩНОСТИ ГОКОВ

Потенциальные возможности сырья обогатительных фабрик, к достижению которых необходимо стремиться при работе обогатительных аппаратов, определяются, как уже упоминалось, путем микроскопических исследований и фракционных анализов руд (в тяжелых жидкостях и изодинамических магнитных анализаторах). На стендах, используя непрерывно действующие цепочки лабораторных аппаратов, определяются реальные показатели. Они несколько хуже потенциальных и значения их улучшаются по мере совершенствования лабораторной техники и схем цепочки.

В инструкциях Минчермета [25] предписывается обязательное оборудование для современных методов испытания руд на обогатимость в научно-исследовательских институтах и рудоиспытательных станциях. Обоганительные лаборатории вузов также должны использовать это оборудование и методики испытаний. Для прогнозирования показателей, которые будут получены на обогатительных фабриках и называются «реализуемыми», необходимо



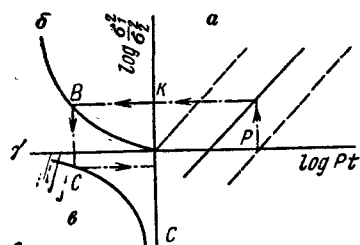
иметь не только данные о потенциальной обогатимости руд и раздельной способности аппаратов, но и об использованной технологической схеме подготовки и обогащения руд.

Последняя должна реализовать раскрытие и разделение руды по заданному значению свойств (границе разделения) без взаимного засорения фракций при минимальных расходах электроэнергии, воды и других материалов. Разработка проектной схемы состоит в определении последовательности операций и аппаратов, преобразующих исходную руду в концентрат. Задача синтеза схем в настоящее время решается на основе математического поиска, чтобы уменьшить затраты времени и средств на экспериментальные исследования. По И. К. Младецкому, поиск необходимого варианта схемы цепи аппаратов следует вести по критериям

$$\Sigma \omega \rightarrow \min; \quad (2.56)$$

$$W_0 = L(\beta_k, \bar{d}_{вх}, \alpha_n, P_t, \bar{X}); \quad (2.56a)$$

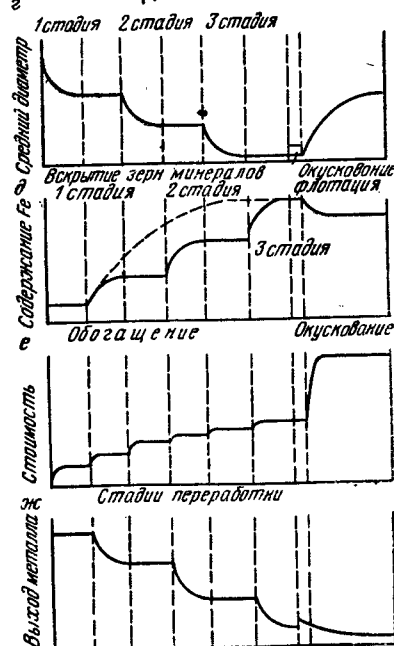
$$W_n = L(\bar{d}_{вх}, \bar{d}_{вых}, Q_t, P_t, \bar{X}_1), \quad (2.56b)$$



где  $W_0$ ,  $W_n$  — расход энергии соответственно на обогащение и измельчение;  $\beta_k$ ,  $\alpha_n$  — качество обогащенного и исходного продуктов;  $\bar{d}_{вх}$  и  $\bar{d}_{вых}$  — среднее значение крупностей на входе и выходе измельчения;  $P_t$  — содержание твердого, %;  $Q_t$  — производительность по твердому;  $\bar{X}$ ,  $\bar{X}_1$  — векторы прочих технологических характеристик.

Если заданы начальные условия и определены значения конечных показателей, то задача синтеза решается с помощью динамического программирования, когда последовательно, шаг за шагом ведется отбор требуемого варианта и наращивание цепи аппаратов (по возможности меньшее), чтобы схема

Рис. 2.29. Взаимосвязь между величиной работы разделения  $P(a)$ , стабильностью качества продукции  $K$ , выходом концентрата  $B(b)$  и себестоимостью  $C(a)$  и условные зависимости между крупностью и раскрытием зерен минералов ( $z$ ) по стадиям переработки, содержанием ( $d$ ), извлечением ( $ж$ ) и его стоимостью ( $e$ ) (по Г. С. Нестерову)



была малооперационной. Например, если  $d=0,02$  мм,  $Q_t=100$  т/ч,  $\alpha_{исх}=0,2$ ,  $\beta_k=0,7$ , то результатом синтеза будет такая последовательность аппаратов:

$$u = (0, 1, 1, 1, 0, 1, 1, 1, 0, 1),$$

где 0 — измельчение, 1 — обогащение.

Синтез схем обогащения пока недостаточно разработан и на практике используется сочетание физического моделирования с итерационным расчетом значений недостающих величин (см. расчет в § 6.7). На рис. 2.29,  $a$  и  $b$  в виде условных кривых показаны, по Г. С. Нестерову, зависимости между стабильностью состава исходной руды, работой, затраченной на разделение и раскрытие минералов, и полученными показателями обогащения — выходом концентрата и его стоимостью. Зная величину работы разделения (точка  $P$  в поле диаграммы  $a$ ) и стабильность качества продукции (точка  $K$  на ординате), определяем выход концентрата  $B$  по кривой в поле диаграммы  $b$ , а затем себестоимость  $C$  в поле диаграммы  $c$  (ход расчета на диаграмме показан стрелками). В нижней части диаграммы на полях  $z$ ,  $d$ ,  $e$ ,  $ж$  показано, как изменяется крупность материала при раскрытии, флокуляции и окисловании, а также указано содержание железа в концентрате, его стоимость и энтропия.

Управление современным горно-обогатительным комбинатом связано с безотлагательным решением целого ряда задач. Однако возможности человека в отношении восприятия и переработки информации ограничены. Он принимает решение на основании учета небольшого числа факторов, причем затрачивает много времени на их обдумывание, вследствие чего управление, запаздывая, становится не оптимальным, а прогнозы — весьма грубыми. Поэтому необходимо создавать машинную систему оперативного управления и планирования, а также перспективного планирования, представляющего собой прогноз деятельности производства (рис. 2.30).

Выбор цепи аппаратов, используемых на обогатительных фабриках, осуществляют на основе технико-экономических сравнений серий испытанных вариантов по минимизации себестоимости продукции и срока окупаемости капитальных затрат.

$$T = \frac{K_2 - K_1}{C_1 - C_2}, \quad (2.57)$$

где  $K_1$  и  $K_2$  — капиталовложения по сравниваемым вариантам устанавливаются проектными расчетами по схемам цепи аппаратов;  $C_1$ ,  $C_2$  — себестоимость готовой продукции по этим вариантам устанавливается расчетами по технологическим схемам и схемам цепи аппаратов.

Полученный срок окупаемости  $T$  в годах сопоставляется с нормативным сроком окупаемости  $T_n$ . Если  $T = T_n$ , то сравниваемые варианты равноценны; если  $T > T_n$ , то экономичнее вариант  $K_2$  и  $C_2$ , т. е. с большими вложениями и меньшей себестоимостью про-

дукции; если  $T < T_n$ , то экономичнее будет вариант ( $K_1C_1$ ) с меньшими капитальными затратами и большей себестоимостью продукции.

При эксплуатации фабрик их работу и снабжение организуют таким образом, чтобы прибыль превышала норму, установленную народнохозяйственным планом. Из формул 1.8 и 1.9 следует,

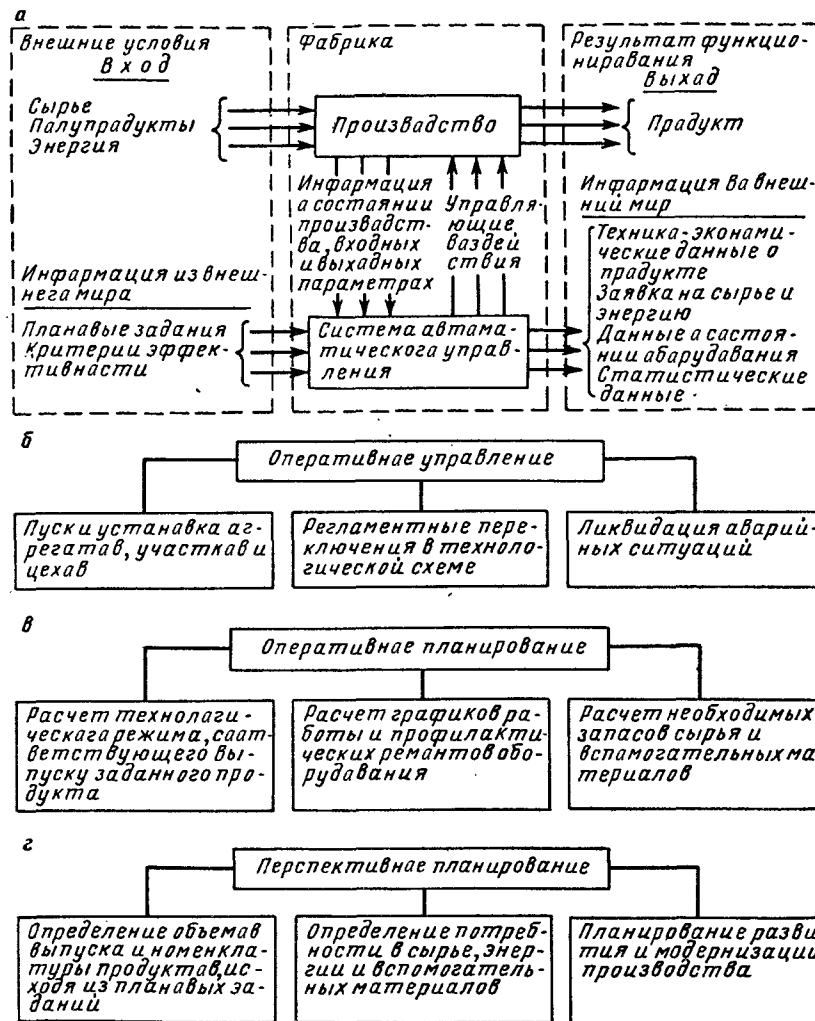


Рис. 2.30. Схема связи производства с внешними воздействиями и системой управления (а), оперативного управления (б), оперативного планирования (в) и перспективного планирования (г)

что размер прибыли зависит от выхода и качества концентрата, его цены при реализации, эксплуатационных расходов, зависящих от цен на материалы и энергию и их удельных расходов, от

надежности оборудования, оперативного управления и планирования.

Особенно большое влияние на размер прибыли оказывает разделительная мощность фабрики, т·бит/ч,

$$N = QA, \quad (2.58)$$

где  $Q$  — производительность фабрики;  $A$  — удельная работа разделения [см. формулы (2.50—2.52)].

Пример. Дано: производительность по исходной руде 32 млн. т. Выход концентрата 42,5 %. Содержание рудных минералов в нем 96,3 %, нерудных — 3,7 %, в хвостах соответственно 17,2 и 82,8 %, в исходной руде 50,8 и 49,2 %.

Определить разделительную мощность.

Подставляя значения в формулу (2.52), определим энтропии для исходного  $H_n = 0,508 \lg 0,508 - 0,492 \lg 0,492 = 0,496 + 0,503 = 0,999$ ; для концентрата  $H_k = 0,963 \lg 0,963 - 0,037 \lg 0,037 = 0,056 + 0,175 = 0,231$ ; для хвостов  $H_{хв} = 0,173 \lg 0,173 - 0,827 \lg 0,827 = 0,437 + 0,223 = 0,660$ .

По формулам (2.50) и (2.51) находим удельную работу разделения, разделительную мощность и эффективность:

$$A = 0,999 - 0,425 \cdot 0,231 + 0,575 \cdot 0,66 = 0,523 \text{ бит};$$

$$N = QA = 32000 \cdot 0,523 = 16,7 \text{ Мт бит/год.}$$

Эффективность по законам теории информации (2.50):

$$\eta_s = \frac{A}{H_n} = \frac{0,523}{0,999} = 52,4 \text{ \%}.$$

На основании практических данных зависимость стоимости обогащения  $Q$  (руб/т сырья) от производительности фабрики

$$Q = \frac{kb}{Q} + C, \quad (2.59)$$

где  $k$ ,  $b$ ,  $C$  — коэффициенты, учитывающие затраты; для небольших обогатительных фабрик они соответственно равны: 17 100, 4, 50; для крупных фабрик — 15,1 · 10<sup>6</sup>, 4, 30;  $Q$  — суточная производительность фабрики, т.

Из формулы (2.59) ясна целесообразность укрупнения обогатительных фабрик горно-обогатительных комбинатов. Об этом свидетельствуют следующие цифры: на первых ГОКах производительность фабрик составляла 10<sup>6</sup> т/год, затем она постепенно увеличивалась до 30—40 млн. т/год и более, что приводило к снижению себестоимости и увеличению производительности труда. На комбинатах производительностью около 40 млн. т исходной руды в год число занятых трудящихся составляет примерно 15 000 человек. Таким образом, рабочий-технолог на обогатительных фабриках перерабатывает более 40, а на агломерационных и окомковательных — более 50 000 т руды в год и создает ценности на сумму более 15 000 руб.

## 2.7. ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ ПАМЯТИ ЭВМ ПРИ ОПРЕДЕЛЕНИИ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ

Информацию о показателях обогатимости заданного типа и способа обогащения руд можно получить из технологической памяти ЭВМ, накопленной в отраслевых научно-исследовательских институтах.

На основании исследований физических свойств и обогатимости различных типов руд черных металлов И. П. Богдановой [16] установлено, что выход и качество концентратов при магнитном обогащении кварцитов линейно связаны с их физическими свойствами полиномами типа  $\gamma = A_0 + A_1C$  и  $b = b_0 + b_1D$ . Наиболее информативны для определения выхода концентрата следующие параметры  $C$ : содержание железа в виде магнетита  $Fe_{мг}$ , удельная магнитная восприимчивость  $\chi$ , общее содержание железа  $Fe_{общ}$ , содержание углекислоты  $CO_2$ , содержание силикатов  $M_{сил}$ , доля рудной фазы в сростках  $f_c$ , плотность  $d$ , пористость  $P$ , измельчаемость  $K$ , работа разрушения  $P_r$ , коэрцитивная сила  $H_c$ , предел прочности  $\sigma_{ст}$ .

Для определения качества концентрата важны параметры  $D$ : доля рудной фазы в сростках  $f_c$ , содержание закиси железа  $FeO$ , плотность  $d$ , содержание прослоев мощнее 5 мм ( $E\% > 5$  мм), скорость поперечной волны  $v_s$ , крупность измельчения  $R_{-0,074}$  (% фракции — 0,07 мм),  $M$  и  $E$  — модули Пуассона и Юнга.

**Пример.** В память ЭВМ заложена следующая информация об обогатимости данной разновидности руды:  $Fe_{общ} = 33,6\%$ ;  $Fe_{мг} = 25,5\%$ ;  $FeO_{общ} = 15,5\%$ ;  $Al_2O_3 = 0,68\%$ ;  $CO_2 = 3,17\%$ ;  $M_{сил} = 9,2\%$ ;  $\%_{сн} = 78,4\%$ ;  $P = 14,5\%$ ;  $P = 1,41\%$ ;  $d = 3,53$  г/см<sup>3</sup>;  $\chi = 27,2 \cdot 10^{-6}$  см<sup>3</sup>/г;  $H_c = 173$  Э;  $P_r = 13$  кгм;  $a = 2,32$ ;  $\sigma_{ст} = 725$  кгм/см<sup>2</sup>;  $v_s = 2813$  м/с;  $M = 0,26$ ;  $E = 7,06 \cdot 10^{-5}$  кгс/см;  $R_{-0,07} = 97,3\%$ ;  $K = 1,19$ ;  $f_c = 0,031$ .

Подставив значения коэффициентов и производа вычисления, находим вероятный выход концентрата:

$$\gamma_p = 30,832 + 0,598 \cdot 33,6 + 1,416 \cdot 25,5 + 3,17 \cdot 0,288 + 9,2 \cdot 0,298 + 0,250 \cdot 14,5 - 0,920 \cdot 1,41 - 13,167 \cdot 3,53 + 0,393 \cdot 27,2 - 0,020 \cdot 173 - 0,141 \cdot 13,0 + 5,069 \cdot 2,32 - 18,12 \cdot 1,19 = 42,1\%.$$

Аналогично определяем содержание железа в концентрате:

$$\beta_p = -9,032 + 0,206 \cdot 33,6 - 0,510 \cdot 15,5 + 0,818 \cdot 0,68 + 0,429 \cdot 3,17 + 0,033 \cdot 78,4 - 0,070 \cdot 14,5 + 15,12 \cdot 3,53 - 0,131 \cdot 27,2 - 0,221 \cdot 13,0 + 0,011 \cdot 2813 - 1,743 \cdot 7,06 + 0,114 \cdot 97,3 - 20,009 \cdot 0,031 = 69,5\%.$$

Полученные при контрольных опытах показатели оказались близкими к расчетным ( $\gamma_{факт} = 40,2\%$ ;  $\beta_{факт} = 69,6\%$ ).

В технологической памяти ЭВМ хранится также информация о статистических связях показателей обогащения со свойствами и раскрытием магнетитовых руд различных месторождений, учитывающих лишь общее содержание рудных минералов и той их части, которая извлекается при заданном способе обогащения

$$\gamma = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} = a + a_1 a_{pm} - a_2 a. \quad (2.60)$$

Содержание металла в концентрате  $\beta$  в этом случае находят по формуле, связывающей содержание металла в рудных минералах  $a_p$ , степень раскрытия сростков  $K_1$ , селективность работы обогатительного аппарата  $K_2$  и общее содержание металла в руде [28]:

$$\beta = \alpha + K_1 K_2 (\beta_p - \alpha) \quad \text{или} \quad \beta = a_3 a_p + a_4, \quad (2.61)$$

где  $\alpha$ ,  $\beta$ ,  $\theta$ ,  $\beta_p$  — содержание металла соответственно в руде, концентрате, хвостах и в рудном минерале, %;  $a_p$  — содержание металла в виде извлекаемых при данном процессе обогащения рудных минералов в руде, %;  $a$ ,  $a_1$ ,  $a_2$ ,  $a_3$ ,  $a_4$  — коэффициенты, определяемые статистической обработкой результатов испытаний. Обычно они разные для разных минералогических типов руд;  $K_1$ ,  $K_2$  — коэффициенты, характеризующие соответственно степень раскрытия сростков при измельчении и качество разделения минералов при обогащении ( $0 > K < 1$ ); их можно определить по данным фракционных анализов руды и продуктов обогащения.

$$K_1 = \frac{\beta_n - \alpha}{\beta_r - \alpha}; \quad K_2 = \frac{\beta - \alpha}{\beta_n - \alpha}, \quad (2.62)$$

где  $\beta_n$  — содержание металла в рудной фракции при анализе, %.

**Пример.** Дано: содержание магнитного железа в руде 30 %; общее 35 %; в концентрате при магнитном анализе руды, измельченной до 90 % — 0,074 мм, оно составляет 64 %, а при измельчении до 95 % — 50 мкм, при полном раскрытии сростков — 72 %; избирательная способность сепаратора, на котором производится обогащение руды, измельченной до 90 % — 0,074 мм, составляет  $K_2 = 0,8$ , а извлечение магнитного минерала — 95 %.

Определить показатели обогащения этой руды на сепараторе. Найдем степень раскрытия руды:

$$K_1 = \frac{64 - 30}{72 - 30} = 0,81.$$

Определим содержание железа в концентрате, полученном на сепараторе

$$\beta = 35 + 0,81 \cdot 0,8 (72 - 35) = 59\%.$$

Выход концентрата рассчитаем с учетом того, что извлечение магнитного железа на сепараторе равно 95%:

$$\gamma = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} = \frac{95 \cdot 35}{59} = 56\%.$$

## МЕСТОРОЖДЕНИЯ И СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ РУДНОГО СЫРЬЯ

### 3.1. ЖЕЛЕЗНЫЕ РУДЫ СССР

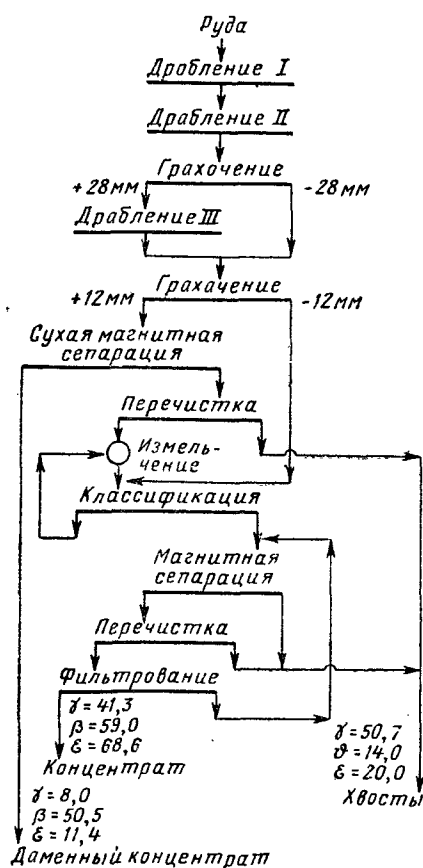
Месторождения железных руд имеются во всех районах Союза. Дашкесанское месторождение расположено на северных отрогах Шахдагского хребта и является базой Руставского металлургического завода. Руды эти магнетитовые с основной пустой породой, легко обогащаются методами сухой и мокрой магнитной сепарации на Азербайджанском ГОКе (рис. 3.1), где из них производят концентраты, содержащие до 60% железа. Рудная база ГОКа — Дашкесанское, Южно-Дашкесанское и Дамировское месторождения.

Тип руд скарновый. Основной рудный минерал — магнетит, встречаются гематит, пирит, халькопирит, апатит, в связи с чем содержание фосфора и серы на восточном участке составляет 0,03, а на западном — 0,08 и 0,4 %

Нерудные минералы представлены гранатом, пироксеном, актинолитом, эпидотом, кальцитом и кварцем. Большая часть запасов представлена крупно- и мелкокрапленными разновидностями, которые при измельчении до 90 % класса — 74 мкм позволяют получать концентраты, содержащие более 65 % железа. Крепость руд 12—16 по шкале Протодьяконова, коэффициент измельчаемости — 0,6—2,5. Минеральный состав отвечает условной формуле  $Mg_{54}FeO, 5Pr_{1,5}, Ca_6K_1Sc_{38}$  (см. приложение).

В северо-восточной части Крыма расположена рудная база для производства офлюсованного агломерата, используемого

Рис. 3.1. Схема обогащения магнетитовых руд Дашкесанского месторождения Азербайджанского ГОКа [23]



доменными цехами заводов Азовстали и Донбасса. Месторождения бурожелезняковых руд расположены вблизи г. Керчи. В разрабатываемом Камыш-Бурунском месторождении открытым способом добывают оолитовые руды двух основных промышленных типов — табачные и коричневые. Руды характеризуются повышенной влажностью (20—30 % гигроскопической и 10 % гидратной влаги), повышенным содержанием марганца (0,8—4,3 %), фосфора (0,6—1,1 %), мышьяка (0,07—1,3 %) и незначительным содержанием ванадия. Содержание железа составляет приблизительно 30—40 %. Эти руды относятся к труднообогатимым, особенно табачные, составляющие 60 % всех запасов. Условная формула сырья:  $Gd_{10}Lm_{20}Sp_{10}Sl_{20}K_{20}Xl_{18}Ap_2$ . Вследствие трудной обогатимости, присутствия мышьяка и фосфора, несмотря на большие запасы и относительно легкие условия добычи, эти руды разрабатывают в ограниченном масштабе. Табачные руды на Камыш-Бурунском комбинате (ЖРК) подвергают дроблению, промывке, классификации и отсадке, используя морскую воду (рис. 3.2). Концентрат, содержащий около 45 % железа, подвергают агломерации и морскими судами-агломератовозами перевозят на заводы. Для снижения содержания мышьяка в чугуне к камыш-бурунскому агломерату при доменной плавке добавляют около 25 % агломерата из криворожских руд [38].

Криворожское, Белозерское, Кременчугское, Побужское, Базавлукское, Чертомлыкское и другие месторождения являются сырьевой базой южной металлургии СССР, т. е. донецких, приазовских и приднепровских металлургических заводов. Около  $\frac{2}{3}$  добываемой в Криворожье руды составляют магнетитовые кварциты, чистые по сере и фосфору, содержащие около 35 % общего и 25 % магнитного железа. Кварциты добывают открытым способом и обогащают на 6 комбинатах (ГОКах). Условная формула состава сырья ГОКов  $Mg_{36}Mr_4Cd_4K_1Sc_{55}Ap_0, 1Pt_0,1$ .

Типичная схема их обогащения приведена ранее на рис. 2.14, в, показатели — на рис. 2.5, в. По этой схеме работает первый, введенный в действие в 1955 г. Южный горно-обогатительный комбинат (ЮГОК).

Остальное количество рудных запасов Криворожского бассейна приходится на долю природно богатых руд, месторождения которых вмещены в массивах железистых кварцитов. Эти руды содержат 55—60 % железа и в южной части месторождения представлены гидрогематито-мартитовыми разновидностями, а в северной — гематито-мартитовыми. Их уже более 100 лет добывают подземным способом мощными шахтами.

Обогащение бедных и разубоженных руд шахтной добычи производилось на пришахтных фабриках по гравитационно-магнитной схеме с применением одностадиального измельчения, отсадки и сепарации на магнитных сепараторах с сильным полем (рис. 3.3). В будущем вместо пришахтных фабрик будет осуществлено сооружение крупного возможно подземного рудоподготовительного комбината, что позволит удешевить обогащение, более рационально использовать недра и продлить срок службы рудников до их корен-

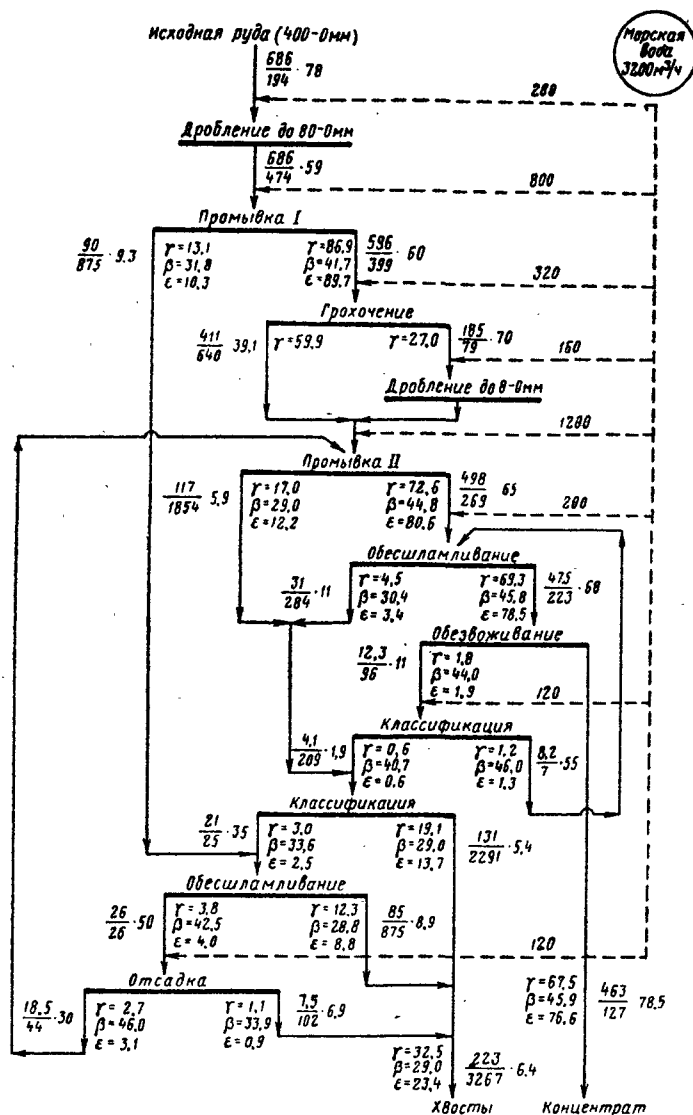


Рис. 3.2. Схема промывочно-гравитационного обогащения керченских буро-железняковых руд на Камыш-Бурунском железорудном комбинате (кроме показателей обогащения, на схеме указаны расходы морской воды, м<sup>3</sup>/ч, сухой руды, т/ч, — числитель, расход воды по операциям, м<sup>3</sup>/ч, — знаменатель и содержание твердого в руде, % — множители при дробе) [38]

ной реконструкции для перехода на большие глубины (более 1,5 км). При содержании железа в исходной смеси руд с бортовым содержанием 46 % и среднем — 53,4 % на комбинате будут получать концентраты, содержащие 60,3 % железа, при выходе и извлечении соответственно 76,4 и 86,3 % (при более низком бортовом содержании, составляющем 40 %, выход и извлечение составят соответственно 62,5 и 79,1 %).

Проектная себестоимость обогащения 1,4—1,6 руб. удельные капитальные затраты на строительство обогатительных фабрик 7,4—8,6 руб. на 1 т исходного сырья. При переработке 10 млн. т руды в год ориентировочная стоимость пускового комплекса рудоподготовительного комбината около 100 млн. руб. По расчетам институтов Кривбасспроект и Механобрчермет, ввод в действие рудоподготовительного комбината по гравитационно-магнитной схеме позволит скомпенсировать уменьшение добычи богатых руд на отдельных шахтах Криворожского бассейна путем добычи и переработки легкообогатимых магнетитовых кварцитов, залегающих глубже богатых руд.

На руднике им. Дзержинского введена в эксплуатацию первая фабрика с двухстадийной схемой обогащения, а дальнейшее обогащение будет осуществляться по схеме, аналогичной показанной на рис. 3.3.

Благодаря хорошим свойствам сырья качество концентратов и извлечение металлов на этой фабрике лучше, чем на действующих ГОКах, но себестоимость концентрата выше в 2 раза.

К территории Криворожского бассейна с востока, юга и севера примыкают Белозерский, Чертомлыкский, Базавлукский, Кременчугский бассейны. Запасы Южно-Белозерского бассейна представлены богатыми гематитовыми и маритовыми рудами, отгружаемыми без обогащения в качестве мартезовских руд.

В дальнейшем для сталеплавильного производства будут использованы и агломераты из магнетитовых концентратов подземной добычи кварцитов, поскольку при измельчении до 0,074 мм это сырье обеспечивает получение концентратов, содержащих около 70 % железа и менее 3 % кремнезема.

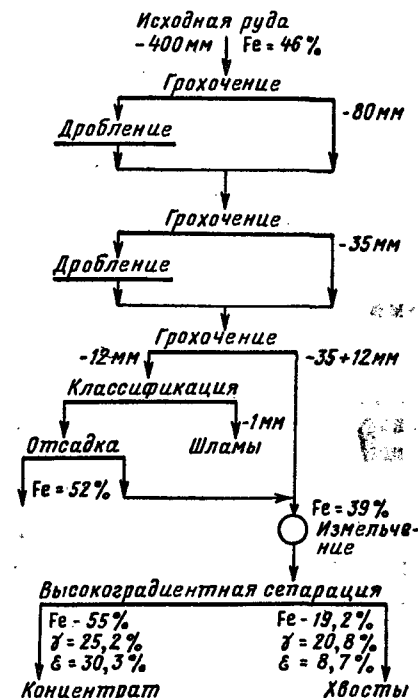


Рис. 3.3. Схема гравитационно-магнитного обогащения бедных и разубоженных окисленных руд шахтной добычи при шахте Ингулец

В Кременчугском бассейне, как и в Криворожском, рудные залежи вмещены в толще железистых магнетитовых кварцитов, добыча и обогащение которых производится на Днепровском ГОКе. Схема обогащения (рис. 3.4) несколько отличается от схемы обогащения на ЮГОКе: концентрат подвергают тонкому грохочению на ударных ситах для отсева и доработки сростков крупнее 75 мкм. Классификаторы заменены большими гидrocиклонами (диаметром 1000 мм), которые легче обслуживать. Кроме того, по требованиям окомковательной фабрики при весьма тонковкрапленной руде удельная поверхность концентрата должна составлять 2000 см<sup>2</sup>/г, а влажность не больше 8%, что легче достигнуть только при использовании тонкого грохочения. Запасы сидерит-магнетитовых кварцитов Чертомлыкского месторождения еще недостаточно разведаны, но представляют ценность для металлургии, поскольку на их базе можно соорудить комбинат, выпускающий самоплавкие концентраты [24].

В центральной части СССР находится крупное железорудное месторождение, эксплуатация которого только началась. Это Курская магнитная аномалия, расположенная на территории Курской, Белгородской, Орловской и частично нескольких других областей. Добываемые природно-богатые руды и кварциты аналогичны криворожским. Их подвергают рудоподготовке и обогащению, а концентраты направляют на металлургические заводы. Значительная часть этих руд представлена легкообогатимыми магнетитовыми кварцитами, из которых на Лебединском ГОКе получают концентрат и окатыши, содержащие около 70% железа и 2,5% кремнезема, которые после металлизации используют на Старооскольском электрометаллургическом комбинате для выплавки высококачественной стали. Схема обогащения на обогатительной фабрике Лебединского ГОКа показана на рис. 3.5, а цеха металлизации окатышей электрометаллургического завода — ранее на рис. 1.10.

Более труднообогатимые разности кварцитов типа Мт30Мр5Гм5—Лм5Сд3Кц47Кл5 перерабатывают на Коробковском и Михайловском ГОКах.

На рис. 3.6 показана схема обогащения магнетитовых кварцитов Михайловского ГОКа, на котором производят офлюсованные окатыши для доменной плавки из весьма тонковкрапленного труднообогатимого сырья — частично окисленных кварцитов с примесью зеленой слюды и полностью окисленных железистых кварцитов. Такое сырье подвергается обогащению на секциях № 9, 10 (см. рис. 3.6, б), где, кроме сепараторов ПБМ-120/300, установлены высокоградиентные сепараторы и флотационные машины. Черновые концентраты, получаемые на них, содержат 35—60% железа и подвергаются анионной флотации для снижения содержания кремнезема до 5%.

В ближайшее время будет начата разработка Стойленского месторождения магнетитовых кварцитов такого же типа, как и в Криворожском бассейне. Для этой цели сооружается Стойленский горно-обогатительный комбинат. Производство концентрата и

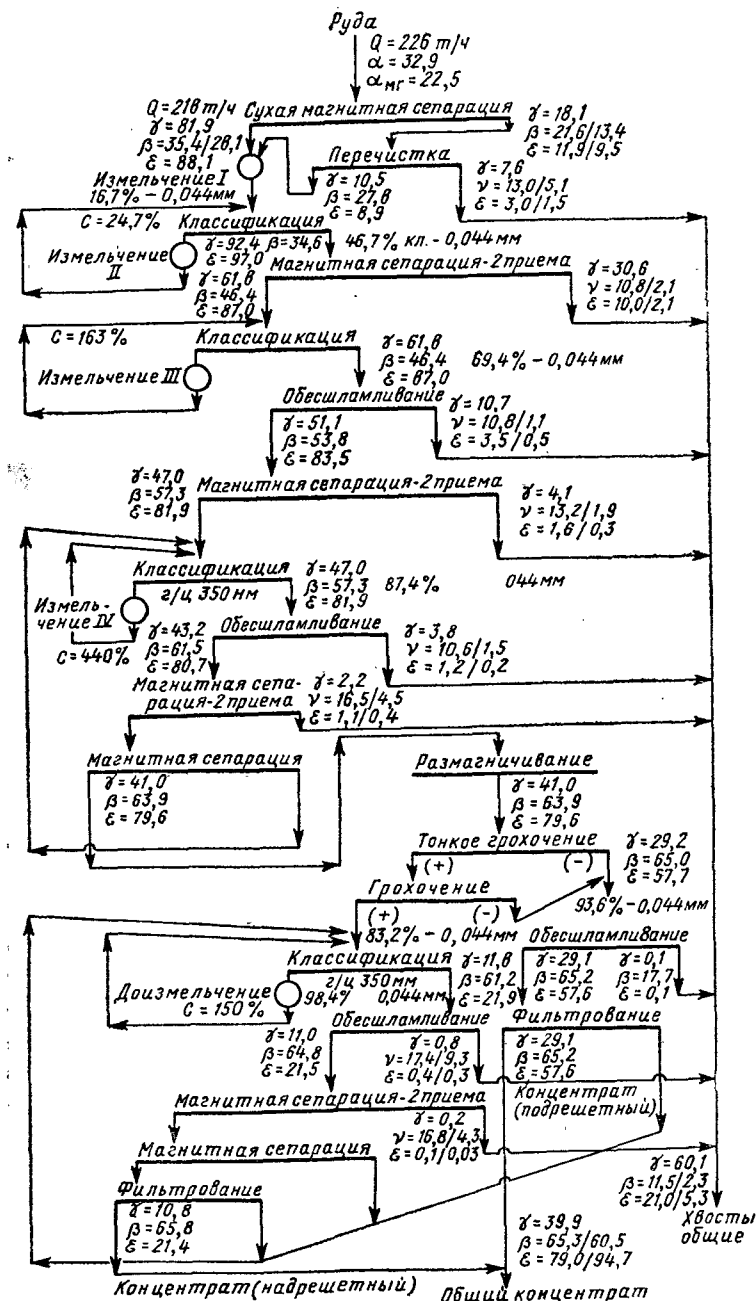
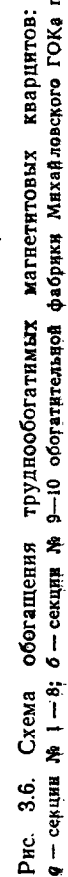
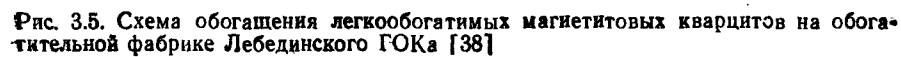


Рис. 3.4. Схема обогащения магнетитовых кварцитов Днепровского ГОКа





окатышей на рудах КМА быстро развивается. Проектируется расширение и действующих ГОКов путем достройки обогатительных фабрик II и III очереди.

В Мурманской области расположено несколько железорудных месторождений (Оленегорское, Ковдорское, Костамушское и др.), являющихся базой Череповецкого металлургического завода. Руда Оленегорского месторождения представляет собой легкообогатимые магнетитовые железистые кварциты, содержащие около 31% железа. Содержание фосфора и серы составляет соответственно около 0,035 и 0,06%. Как и кварциты Кривого Рога и КМА, они содержат рудные, полурудные смешанные и нерудные прослои, но рудные минералы почти не содержат вкраплений  $\text{SiO}_2$  и, кроме магнетита (около 75%), представлены еще и гематитом (25%). В связи с этим из руд Оленегорского месторождения можно получать концентраты для порошковой металлургии, состоящие из чистого магнетита ( $\text{SiO}_2 < 0,2\%$ ), а также получать гематитовые концентраты путем гравитационной перемешки слабомагнитной фракции, извлеченной путем высокоградиентной сепарации хвостов (рис. 3.7).

Руды Ено-Ковдорского месторождения отличаются высоким содержанием апатита (до 2,9% фосфора); порода состоит в основном из окисей магния и кальция, причем содержание магнезии больше, чем извести в 1,5 раза.

В магнетитовых кварцитах Костамушского месторождения, как в оленегорских кварцитах, пустая порода представлена кремнеземом, но они содержат повышенное количество ферромагнитного пирротина. В усовершенствованной схеме обогащения предусматривается дополнительная перемешка концентрата на флотационных машинах для снижения серы с 3 до 0,2%. Руды Ено-Ковдорского месторождения комплексные и их перерабатывают по магнитно-гравитационно-флотационной схеме на Ковдорском комбинате. Кроме магнетитового концентрата, на комбинате получают бадделевый и апатитовый концентраты (рис. 3.8).

На Урале находится 15% запасов железных руд, а их добыча составляет 20% от общесоюзной. Крупным и наиболее перспективным титано-магнетитовым месторождением является Качканарское, руды которого представлены магнетитом и ильменитом. Руды содержат 16—17% железа (табл. 3.1).

После магнитного обогащения (рис. 3.9) на Качканарском ГОКе из бедной магнетитовой руды получают концентрат, содержащий 62% железа, агломерат и окатыши для Нижне-Тагильского металлургического комбината. В рудах Качканарского месторождения содержится ванадий [23].

Тагило-Кушвинский железорудный район — сырьевая база Нижне-Тагильского металлургического комбината — имеет несколько месторождений магнетитовых и мартитовых руд, содержащих 32—55% железа, в их числе Гороблагодатское, Высокогорское, Лебяженское и др. В сырье содержится серы до 0,1 и фосфора до 0,2%.

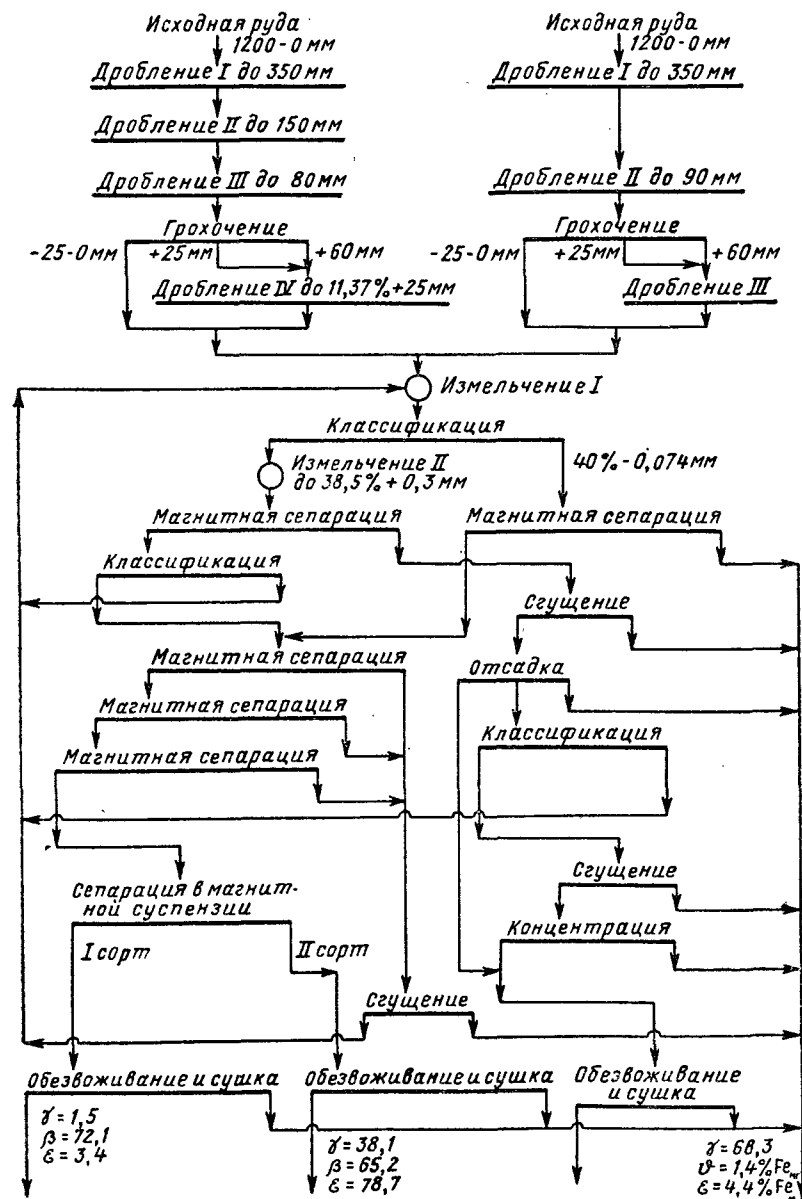


Рис. 3.7. Схема гравитационно-магнитного обогащения магнетито-гематитовых кварцитов Оленегорского месторождения



Пустая порода — глиноземистая ( $\frac{\text{SiO}_2}{\text{Al}_2\text{O}_3} = 1 - 2$ ). Руды скарнового типа.

Магнитогорское месторождение в большей части представлено забалансовыми магнетитовыми рудами, содержащими 40—50% железа.

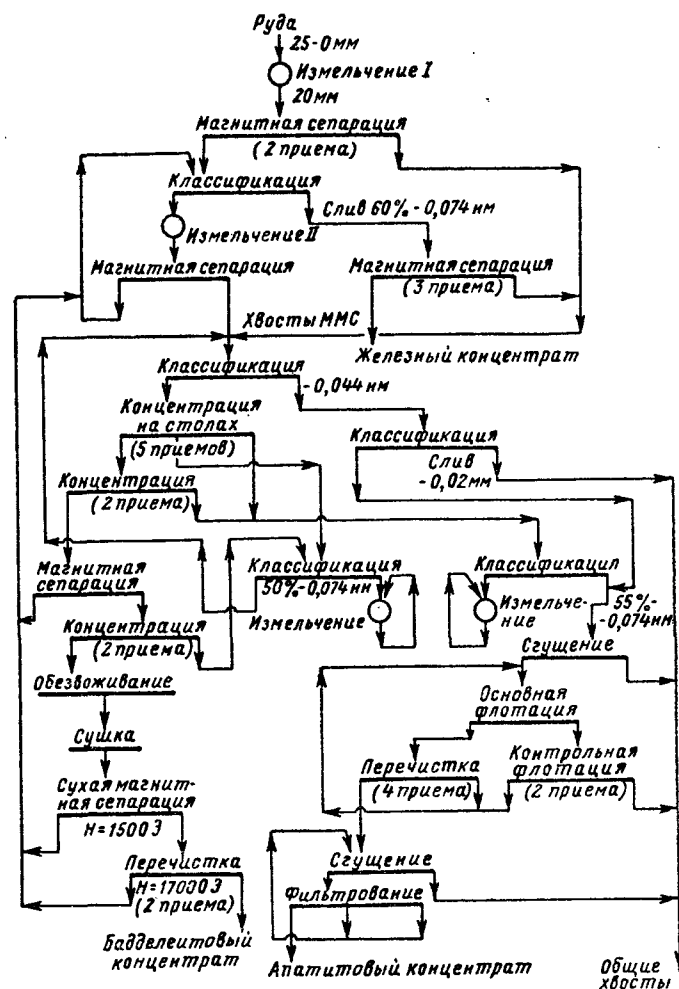


Рис. 3.8. Схема комплексного обогащения магнетитовых руд Ковдорского месторождения [23]

Особенностью их является повышенное содержание серы и глиноземистая пустая порода с высоким кремневым модулем ( $\frac{\text{SiO}_2}{\text{Al}_2\text{O}_3} = 4$ ). Эти руды и накопленные в прудах отходы («эфеля») обогащаются по гравитационно-магнитной схеме, а концентраты под-

вергаются агломерации, благодаря чему повышается их качество: удаляются сера и кристаллическая влага. На других перечисленных уральских месторождениях, эксплуатируемых уже несколько столетий, запасы также в значительной степени истощены, а на металлургических заводах этого района, кроме магнетитовых концентратов местных небольших фабрик, используются привозные концентраты.

Таблица 3.1

Характеристика разнородностей магнитомагнетитовых и титаномагнетитовых руд

Тип руды	Вкрапленность рудных минералов, мм	Крепость по М.М. тодякову	Измельчаемость (по сравнению с кварцем), доли ед.	Содержание Fe в концентрате при измельчении до 0,1 мм, %	Соотношение типов разнородностей руд на месторождениях, %				
					Магнитомагнетитовые руды			Титаномагнетитовые руды	
					Ковдорское	Коршунское	Тейское	Качкарское	Кустанское
Крупновкрапленные	Более 0,8	6—14	1,0	Более 65	80	20	—	31,3	20
Мелковкрапленные	0,15—0,8	8—12	0,96	63—65	15	60	—	41,6	30
Тонковкрапленные	0,1—0,15	2—10	0,96	60—63	5	15	25	22,8	40
Весьма тонковкрапленные дисперсионные	Менее 0,1	8—16	0,70	Менее 63	—	5	75	4,3	10

Бакальское месторождение бурых железняков и сидеритов расположено на западе от Челябинска. Верхние слои представлены продуктами окисления сидеритов — бурыми железняками, содержащими 48% железа. В нижних, коренных слоях находятся сидеритовые руды, содержащие 32% железа. Минеральный состав сидеритовых руд примерно соответствует условной формуле:  $\text{Сд}_{44}\text{Дл}_{20}\text{Кл}_{3}\text{Кц}_{2}\text{Мг}_{3}$ . Это сырье отличается повышенным содержанием марганца (до 2%). Пустая порода представлена кремнеземом, а в коренных слоях — магнезитом. Подготовка руд заключается в дроблении, обжиге, сортировке, агломерации. Проектируется применение гравитационно-магнитной схемы, в которой крупные куски сидерита извлекаются в тяжелых суспензиях, а тонкие — на высокоградиентных сепараторах.

Соколовское, Сарбайское и Качарское месторождения легкообогатимых скарновых руд расположены западнее Кустаная. Здесь залегают магнетитовые руды, содержащие 45—47% Fe, 0,7—3% S и 0,12% P. Основность пустой породы составляет 0,3—0,5. Обогащение добываемой руды впервые начато в 1957 г. на Соколовско-Сарбайском и Качарском ГОКах по схеме, приведенной на рис. 3.10.

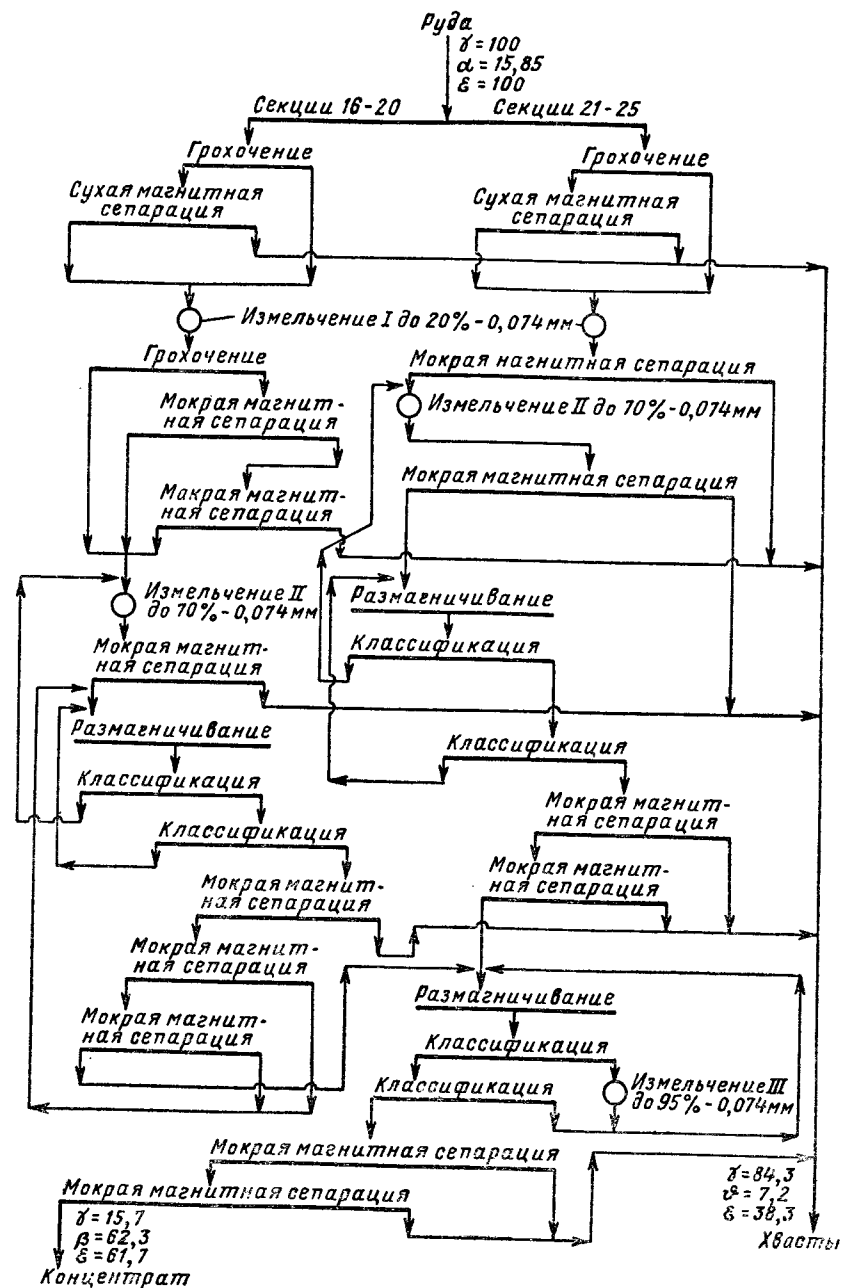


Рис. 3.9. Схема обогащения бедных комплексных титаномagnetитовых руд, содержащих ванадий и другие металлы (Качканарский ГОК)

Концентраты, содержащие 65% Fe, подвергают окомкованию. Здесь впервые освоено производство окатышей.

Лисаковское и Аятское месторождения также расположены западнее Кустаная. Эти бурожелезняковые руды характеризуются повышенным содержанием фосфора (около 0,5 %) при содержании железа 35—37 %. Пустая порода — кремнезисто-глинозими-

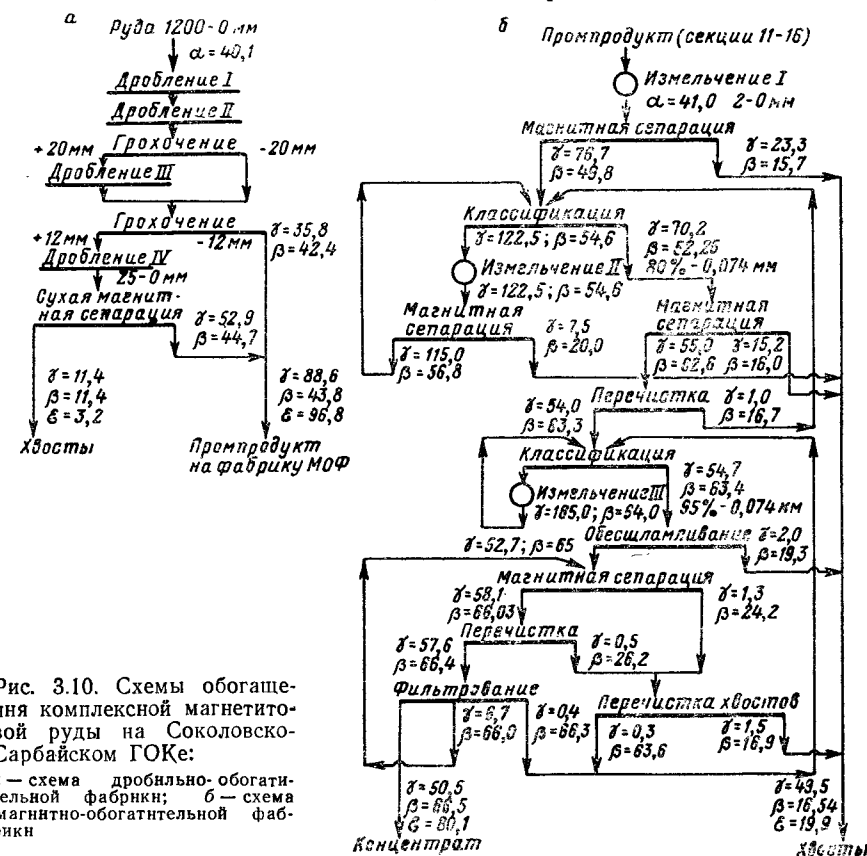


Рис. 3.10. Схемы обогащения комплексной магнетитовой руды на Соколовско-Сарбайском ГОКе:  
а — схема дробильно-обогатительной фабрики; б — схема магнитно-обогатительной фабрики

стая. Обогащение руд по гравитационно-магнитной и обжиг-магнитной схемам осуществляется на Лисаковском ГОКе (рис. 3.11). Рудные оолиты и их обломки из промытой руды извлекаются отсадочными машинами (более крупные фракции) и валковыми сепараторами с сильным полем (фракции 0,5—0,1 мм).

Концентрат отгружается на аглофабрику Карагандинского металлургического завода и на собственную фабрику окомкования, производящую брикеты и окатыши безобжиговым способом с добавкой цемента.

Атасуйское месторождение находится в центральной части Казахстана и также является рудной базой Карагандинского металлургического завода. Месторождение состоит в основном из маг-

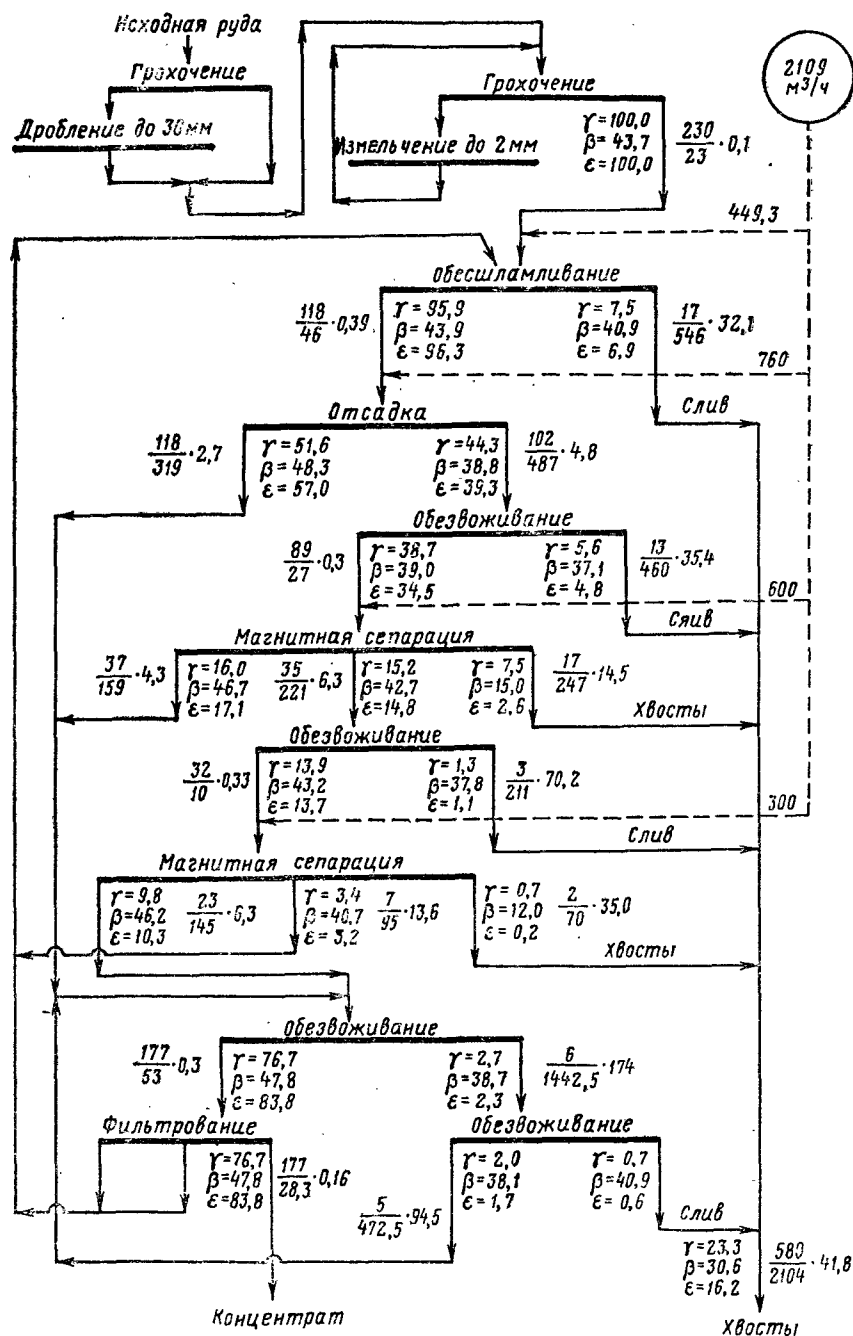


Рис. 3.11. Схема обогащения бурожелезняковых руд Лисаковского ГОКа [38]

нитной руды, содержащей около 55 % железа и 0,3 % серы. Пустая порода представлена кремнеземом и глиноземом. Здесь руда дробится и сортируется на месте добычи, а агломерация мелочи производится на Карагандинском металлургическом заводе.

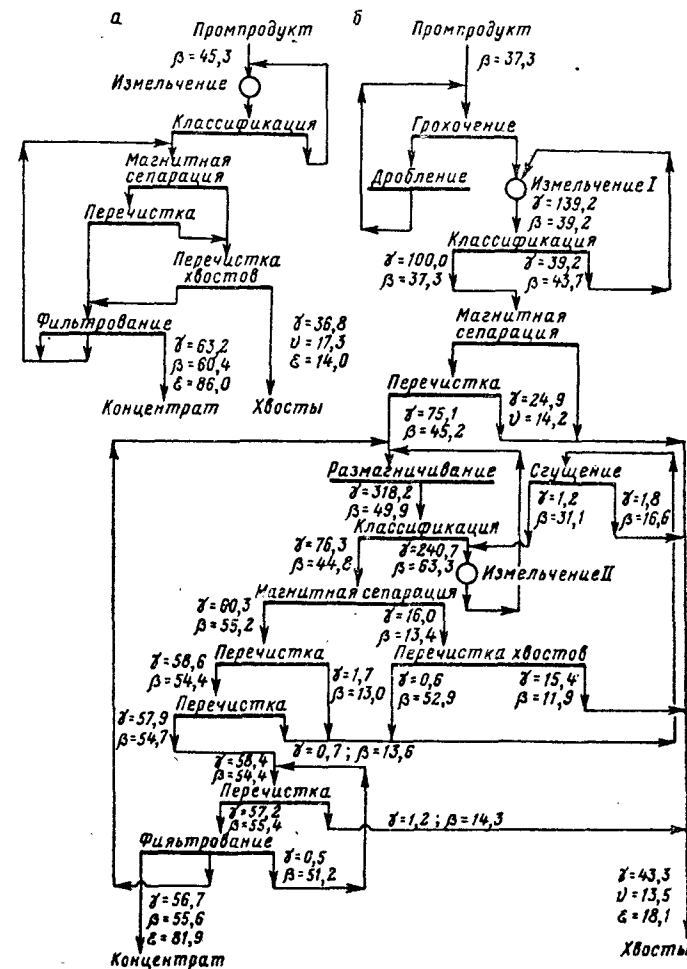


Рис. 3.12. Схема обогащения комплексных магнетитовых руд месторождений базы Кузнецкого металлургического комбината:

а — Абагурская фабрика; б — Мундыбашская фабрика

Сырьевой базой восточных районов Советского Союза и Кузнецкого металлургического комбината является Горно-Шорский железорудный район. Он включает месторождения: Темир-Таусское, Таштагольское, Шерегешевское, Казахское. Руды в основном магнетитовые, реже — мартитовые с низким содержанием железа (до

49 %). В шорских рудах присутствует в значительных количествах цинк — от 0,1 до 1,1%. Содержание серы колеблется в пределах 1,1—3%.

Абаканское, Тейское месторождения магнетитовых руд расположены южнее Новокузнецка, в Хакасии. Абаканская руда имеет следующий средний состав: 45 % Fe, 25 % S, 0,19 % P. Руды подвергаются магнитной сепарации на месте добычи, доводке и агломерации на Абагурской и Мундыбашской обогатительно-агломерационных фабриках (рис. 3.12).

Севернее Красноярска расположен Ангари-Питский железорудный район (Нижне-Ангари-ское, Ишимбинское и другие месторождения). Эти руды в основном гематитовые. Содержат они около 40 % железа и кремнеземисто-глиноземистую пустую породу.

Колпашевское месторождение содержит руды со средним содержанием железа 36%, которые по вещественному составу подобны табачным рудам Керченского месторождения. В рудных оолитах содержится 51,4% Fe.

Севернее Иркутска находится Ангари-Илимский железорудный район. Он состоит из Коршуновского, Рудногорского и других месторождений. Руда в основном магнетитовая, содержащая 38—50% Fe, 0,8% P, 0,03% S. Пустая порода в ангари-илимских рудах имеет основность  $\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2} = 0,8—1$  и  $\frac{\text{SiO}_2}{\text{Al}_2\text{O}_3} = 1,2$ . Руда обогащается на Коршуновском ГОКе, где концентрат, содержащий свыше 62% железа, используется на Западно-Сибирском металлургическом заводе и Кузнецком металлургическом комбинате (рис. 3.13).

### 3.2. ЗАРУБЕЖНЫЕ МАГНИТНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ФАБРИКИ

За рубежом кроме богатых руд используют преимущественно магнетитовые концентраты, вырабатываемые по таким же схемам, как и в СССР. Главными производителями концентратов являются фабрики США, Бразилии, Канады, Австралии, ЮАР и других стран [23, 38, 45].

Бразилия обладает большими запасами бедных итабиритовых руд, представляющих собой слабосцементированную механическую смесь чистых зерен гематита и кварца с зернами размером менее 0,6 мм. Руда легко дезинтегрируется в водной среде и подвергается высокоградиентному обогащению с получением высокосортных концентратов, содержащих 68% железа при извлечении 94%. Наиболее крупная фабрика рудника «Кауэ» перерабатывает 28 млн. т итабиритовых руд с содержанием 47% железа. Схема обогащения очень проста: руду после первичного дробления и грохочения направляют на усреднительный склад и после тщательного усреднения она поступает на обогащение без предварительного измельчения. Фракция —1 мм разделяется в гидроциклонах. Песковые фракции +0,15 и 0,15+0,02 мм поступают на роторные сепараторы «Гумбольдт-Джонс», где получают высокосортные концентраты при

производительности 125—135 т/ч на фракции —0,6+0,15 мм и 95—100 т/ч — на мелком материале (—0,15+0,02 мм).

Шламы крупностью —20 мкм на сепараторах «Джонс» обогащаются хуже, чем на карусельных сепараторах «Сала», которые намечается установить для обработки тонких шламов, пока сбрасываемых в отходы.

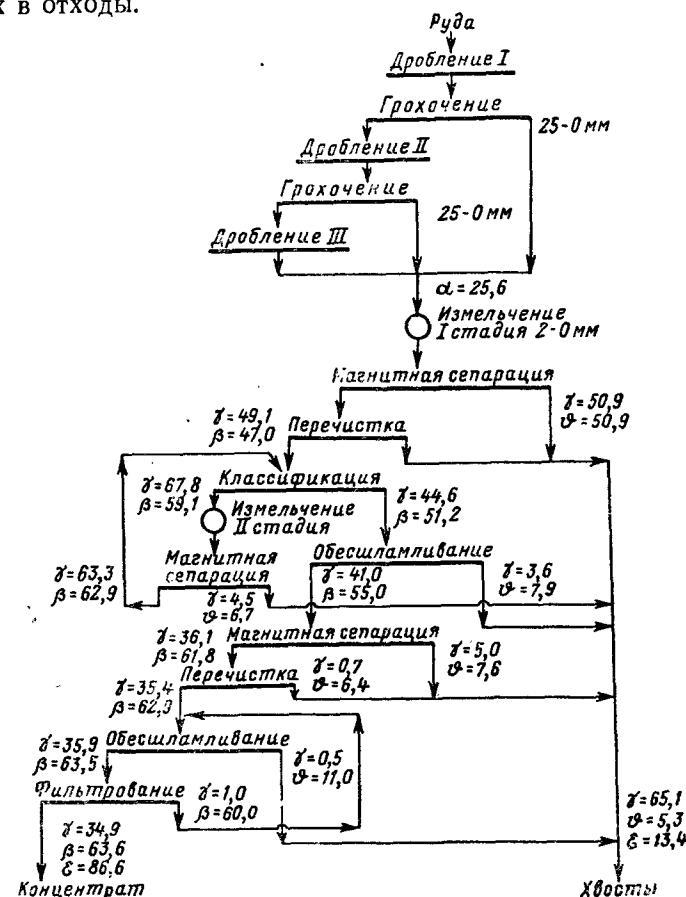


Рис. 3.13. Схема обогащения комплексных руд месторождения Коршуновского ГОКа [23]

Промышленные испытания показали, что из тонких шламов (сливы гидроциклонов) крупностью —30 мкм на карусельном сепараторе получают концентраты, содержащие 60—67% Fe при извлечении 63—71%. При этом затраты на 20% меньше затрат при флотационном обогащении. Однако индукция в рабочей зоне сепараторов должна быть высокой (2 Т).

На территории США крупнейшей железорудной базой является Верхнее, где запасы таконитов магнетитовой разности (местное

название кварцитов) составляют 5 млрд. т, а окисленной разности — около 25 млрд. т. Магнетитовые такониты добывают и подвергают магнитному обогащению на многих горно-обогатительных комбинатах, из которых первый был введен в эксплуатацию одновременно с отечественным ЮГОКом еще в пятидесятых годах (фабрика «Биббит»), а последний комбинат «Хиббинг» — на месторождении Бавабик бассейна Месаби в 1979 г. (рис. 3.14). В этом бассейне добываются и богатые руды, содержащие меньше 0,045 % Р, а также руды для агломерации, содержащие около 0,1 % Р, 0,8 Мп, 10 % SiO и около 52 % Fe. Запасы богатой руды оцениваются в 1 млрд. т.

На северо-востоке США расположено Андирондакское месторождение магнетитовых таконитов, где построено несколько горно-обогатительных комбинатов.

В штате Алабама имеются месторождения, где добываются бурожелезняковые и гематитовые бедные руды, содержащие около 35 % Fe. Окисленные тонковкрапленные кварциты добываются в штате Мичиган и подвергаются переработке на крупном комбинате Тилден (рис. 3.15). Руда соответствует условной формуле  $\text{Mr}50\text{Kc}47\text{Kл}0,1\text{Ka}0,1$ . Кроме

того, в руде содержатся примеси титана, марганца, уголекислоты, щелочей. В концентрате содержание железа 65 % при извлечении 70 %. Руда месторождения Тилден тонковкрапленная. Вкрапленность зерен мартита в кремнистый сланец составляет от долей микрона до 0,1 мм, причем наиболее характерная крупность зерен 10—25 мкм. Схема обогащения включает селективную флокуляцию окислов железа, обесшламливание и обратную флотацию для удаления диспергированных кремнеземистых шламов после двухстадийного самоизмельчения до 90 % класса —37 мкм (для полного раскрытия рудных минералов требуется измельчение до 85 % класса —25 мкм).

Канада имеет месторождения с запасами около 5,5 млрд. т руды, из которых 3 млрд. т находится в районе Квебек-Лабрадор. Это месторождение представлено скарновыми магнетитовыми и спекуляритовыми гематитовыми рудами, которые содержат около 53 % Fe, 0,03—1,1 % Р. Пустая порода представлена кремнеземом. Другим

крупным канадским месторождением является Вабана, руды которого содержат около 50 % Fe, 0,9 % Р и 0,04 S. Составы этих руд соответствуют формуле  $\text{Mt}13\text{Гм}44\text{Сд}1,5\text{Сл}1-2\text{Кц}41$ . Большая часть руды подвергается обогащению, а концентрат окучковывается в окатыши и агломерат, а затем экспортируется в США, Англию и ФРГ. Основные месторождения Австралии (запасы 16 млрд. т гематитовых и частично бурожелезняковых руд) расположены в западной ее части. Наиболее крупное месторождение Брокен (запасы 8 млрд. т) представлено гематитовой и гематито-лимонитовой рудой, содержащей 54—69 % Fe. Производимые окатыши экспортируются через близлежащие порты.

В Индии основные месторождения образуют так называемый «железный пояс» с общими запасами 8 млрд. т гематитовых богатых руд. Эти месторождения расположены западнее Калькутты в штатах Бихар, Орисса и Мадхья-Прадеш. Руды содержат очень мало серы и фосфора, 60—68 % железа и глиноземистую пустую породу  $\frac{\text{SiO}_2}{\text{Al}_2\text{O}_3} = \frac{2,5}{4}$ .

Следует упомянуть о больших запасах богатых руд Венесуэлы (2,2 млрд. т гематитовых руд, чистых по сере и фосфору и содержащих 63—68 % железа).

В Европе крупнейшим месторождением бедных руд является Лотарингское, расположенное в Восточной Франции. Руды представлены оолитовыми бурными железняками. Содержание железа в рудах составляет 32—33 % при 0,6—0,8 % Р и 0,1 % S. Часть запасов руды имеет основную породу (15—22 % CaO и 6—12 % SiO<sub>2</sub>), а часть — кислую (3—12 % CaO, 15—27 % SiO<sub>2</sub>).

Значительные запасы бедных магнетитовых руд находятся в Швеции (2,4 млрд. т) в месторождениях Кируна, Елливаара и Лухаваара, расположенных между портами Нарвик и Лулео в северной части страны. Руды содержат 50—68 % железа и основную пустую породу, содержащую 2 % кремнезема, 1,3 % окиси кальция,

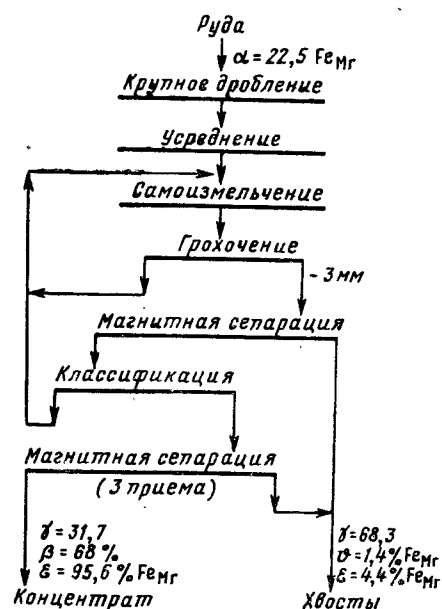


Рис. 3.14. Схема обогащения магнетитовых кварцитов месторождения Бивабик (фабрика «Хиббинг», США)

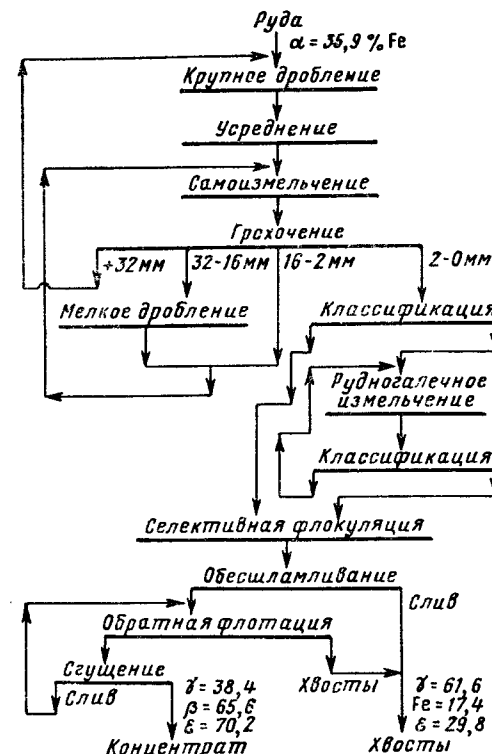
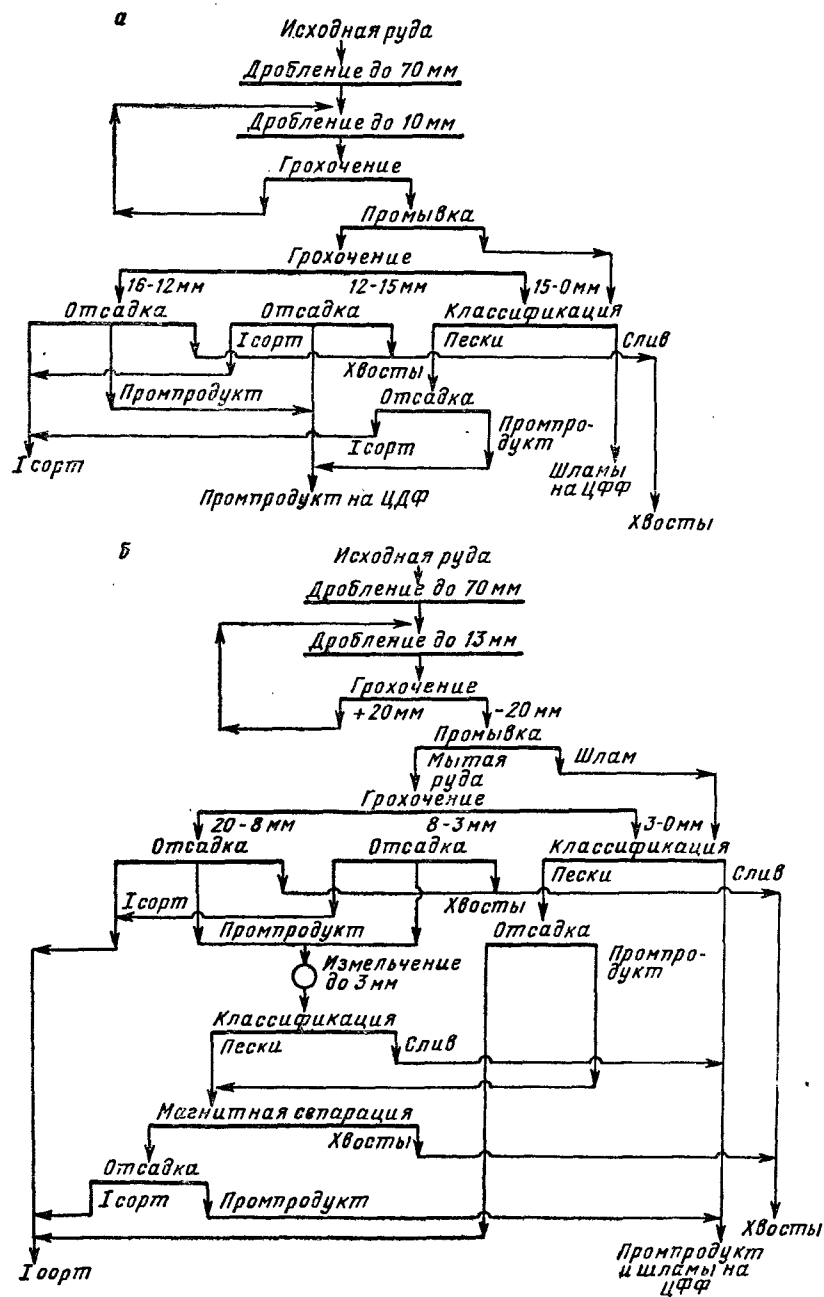


Рис. 3.15. Схема обогащения окисленных таконитов (месторождение Тилден, США)



0,5% глинозема и до 2,5% фосфора. Большая часть концентратов экспортируется. Магнитному обогащению и окискованию руды подвергаются на месте добычи.

Кроме рассмотренных месторождений, имеются значительные запасы железных руд в Африке, в странах Восточной Азии и др.

### 3.3. ОТЕЧЕСТВЕННЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ МАРГАНЦЕВЫХ РУД

Крупнейшие месторождения марганцевых руд расположены в Никопольском, Больше-Токмакском и Чиатурском бассейнах, на Востоке страны — Усинское и другие месторождения.

В табл. 3.2 приведена классификация марганцевых руд по минеральному составу. Основными районами производства марганцевых концентратов в СССР в настоящее время являются Никопольский и Чиатурский. Первый — база местного завода ферросплавов, второй — Застафонского завода. Состав этих руд соответствует условной формуле  $Mg_{30}Ba_{20}P_{x20}K_{15}L_{15}$ .

Эти руды обогащают по комбинированным схемам (рис. 3.16).

Для повышения извлечения при обогащении карбонатных марганцевых руд будет применяться высокоградиентное обогащение шламов и возможно микробиологическое обогащение (по данным А. В. Красномовца), при котором извлечение марганца достигает 90%. В дополнение к действующей схеме потребуется установка несложного оборудования для приготовления питательной среды,

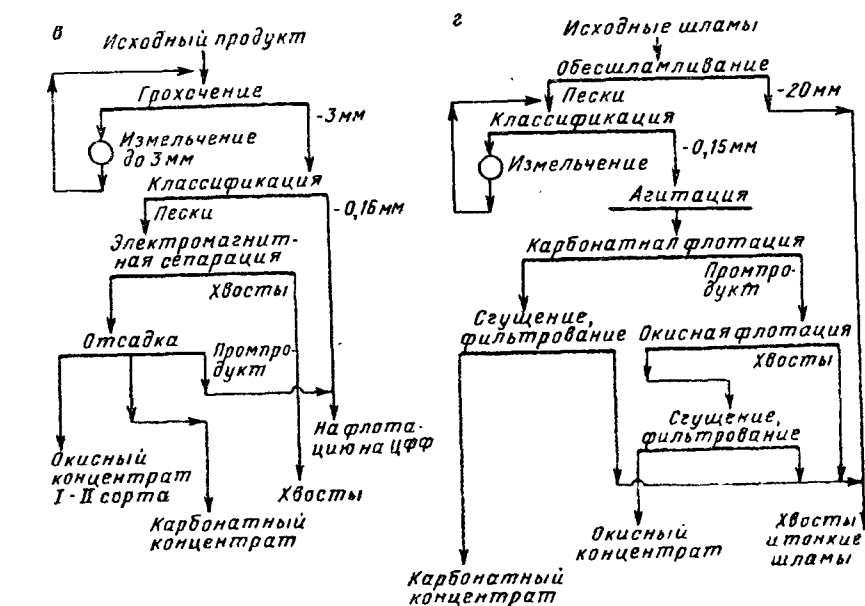


Рис. 3.16. Схема обогащения марганцевых руд Чиатурского месторождения:  
а — руды участков центральной фабрики; б — руды участков новой фабрики «Дарквети»;  
в — промпродуктов доводочной фабрики; г — шламов центральной флотационной фабрики

Классификация марганцевых руд по минеральному составу (по О. Ф. Коряковой) [32]

Минеральные типы руд	Генетические типы месторождений	Рудообразующие минералы	Характеристика руд	Некоторые месторождения, в которых встречаются перечисленные типы руд	
				отечественные	зарубежные
Песчано-пирролюзитовые (первичные окисные)	Осадочные	Главные рудные: пирролюзит, псиломелан. Подчиненные-манганит. Нерудные: кварц, опал, глинозем	Руды представлены крепкими сферитовыми стяжениями, а также прослоями массивной руды среди сравнительно рыхлой опаловой или опалоглинистой массы; наблюдаются включения сажистого рудного материала. Руды легко поддаются обогащению (отсадка, промывка)	Чиатурское, Никопольское, Полуночное	Грут-Айленд Австралия
Кварцево-пирролюзитовые (первичные окисные)	Осадочные	Главные рудные: пирролюзит. Подчиненные: псиломелан, иногда лимонит, гетит. Нерудные: кварц, халцедон, опал	Главные рудные: пирролюзит. Подчиненные: псиломелан, иногда лимонит, гетит. Нерудные: кварц, халцедон, опал	Аккермановское	Одно из месторождений марганцевых руд в Италии
Родохрозито-манганово-кальцитовые (карбонатные)	Осадочные и метаморфизованные	Главные рудные: родохрозит, кальцевый родохрозит, манганокальцит. Нерудные: опал, глаукозит, обломки зерен кварца. Встречаются марказит, пирит, фосфаты кальция, барит	Главные рудные: родохрозит, кальцевый родохрозит, манганокальцит. Нерудные: опал, глаукозит, обломки зерен кварца. Встречаются марказит, пирит, фосфаты кальция, барит	Никопольское, Чиатурское, Большетокское. Полуночное, Марсатское	Обручине, НРБ, Тамбао, Верхняя Вольта

Марганцовистые известняки (карбонатные)	Осадочные	Изоморфная примесь марганца в виде $MnO_2$ в кальците. Нерудные: кварц, опал, иногда глинозем	Руды отличаются высоким содержанием окисей кальция и низким — двуокиси кремния. Эта разновидность марганцевых руд встречается редко, представляет ценность как флюс при выплавке сталей в мартеновских печах	Уснское, Улутелякское	—
Браунитгаусманитовые (окисные)	Магматогенные и метаморфизованные	Главные рудные: браунит, гаусманит. Подчиненные: псиломелан, пирролюзит, гематит, (магнетит), родохрозит, сыпняк (пирролюзит). Нерудные: кварц, барит, доломит, кальцит	Марганцевые минералы хорошо индивидуализированы: при обогащении могут быть получены удельно-теоретические результаты	Каражакское	—
Родохрозито-хлоритовые (карбонатно-силикатные)	Метаморфизованные	Главные рудные: родохрозит и гидросиликаты марганца (хлориты). Нерудные: кварц, глинозем	Обогащаются механическими методами неудовлетворительно	Уснское	Обручине, НРБ
Родонито-бустамитовые (силикатные)	То же	Главные рудные: родонит, бустамит, марганцевый гранат. Подчиненные: браунит, гематит. Нерудные: кварц, халцедон	Руды образовались в результате резкого метаморфизма бывших осадочных месторождений, отличаются высоким содержанием кремнезема и низким содержанием марганца. Механическое обогащение их не дает положительных результатов	Приманитогорские месторождения	Грут-Айленд, Австралия (силикатные руды)

Минеральные типы руд	Генетические типы месторож- дений	Рудообразующие минералы	Характеристика руд	Некоторые месторождения, в которых встречаются перечисленные типы руд	
				отечественные	зарубежные
Вернадит-псило- мелановые (окис- ленные)	Месторожде- ния коры вы- ветривания	Главные нерудные: вер- надит, псиломелан. Под- чиненные: лимонит. Не- рудные: кварц, опал, барит	Руды отличаются боль- шими колебаниями по содержанию марганца, а также рыхлой струк- турой	Чиатурское, Марсятское	Серра-ду-Наву, Бразилия
Псиломелановер- надитовые (окис- ленные)	То же	Главные рудные: псило- мелан, пиролизит, верна- дит. Нерудные: кварц (низкое содержание)	Руды образовались в зо- не выветривания первич- ных месторождений (ти- пичные марганцевые шлакы). Содержание мар- ганца в окисленных рудах достигает 50%	Приманитогор- ские месторож- дения	Серра-ду-Наву, Бразилия, Тамбао, Верхняя Вольта
Вернадит-псило- мелан-пиролюзи- товые (полуокис- ленные)		Главные рудные: верна- дит, псиломелан, пиро- люзит. Тонкая питмента- ция силикатных руд гид- росиликатами марганца. Нерудные: кварц, халце- дон	Полуокисленные руды отличаются низким содер- жанием марганца (15— 25%) и высоким кремне- зема	Низагуловское	—

культуры гетеротрофных бактерий и выщелачивания шламов с применением микроорганизмов в качестве катализаторов. Попутно получают биомасса кормовых дрожжей и раствор кальциевой селитры, которые могут быть реализованы в сельском хозяйстве. Расход реагента — сернокислого аммония составляет 2,1 т на 1 т марганца в концентрате при его содержании 60%.

Микробиологическое доизвлечение марганца из хвостов обогащения окисных марганцевых руд также весьма перспективно. В этом случае в качестве питательной среды будут использоваться отходы лесохозяйственного и сельскохозяйственного производств, и заводская себестоимость 1 т получаемого марганцевого концентрата I сорта с содержанием марганца около 45% составит 56 руб. За рабочий цикл процесса (в течение 6 сут.) извлекается 90% марганца, содержащегося в хвостах обогащения.

В Чиатурском бассейне добывались преимущественно окисные и окисленные руды, которые в ближайшие 10—20 лет будут истощены и поэтому здесь началась интенсивная отработка смешанных и карбонатных руд.

Уральские месторождения представлены окисными (псиломеланпиролюзитовыми) и карбонатными рудами (Марсятское, Полуночное, Березовское и другие месторождения). Содержание марганца в рудах понижено, а фосфора — повышено (0,2—0,6%).

Усинское месторождение (Западная Сибирь) разделено рекой Усой на две равные части: правобережную — с более богатыми рудами (до 35% Мп) и левобережную — с бедными (22% Мп).

В северо-западной части Енисейского кряжа выявлены месторождения пиролизитовых, псиломелановых и манганитовых руд, содержащих около 24% Мп.

Джездинское месторождение содержит браунитовые и окисленные браунито-псиломелановые труднообогатимые руды. При невысоком содержании марганца в руде понижено содержание фосфора, но повышено глинозема.

В Восточной Сибири расположены месторождения труднообогатимых железо-марганцевых руд. Хинганская группа месторождений содержит руды с 19% Мп и 0,1% Р. После тонкого измельчения и флотационного обогащения этих руд получают концентраты, содержащие 16—33% Мп, 6,5—24,5% Fe и 0,1—0,16 Р при извлечении 60—70% Мп.

#### 3.4. ОТЕЧЕСТВЕННЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ХРОМОВЫХ РУД

Месторождения хромовых руд расположены на Среднем Урале и в Казахской ССР (Ключевское, Сарановское, Кемпирсайское и др.). Рудные минералы представлены магнохромитом, хромитом, хромпикотитом. Из нерудных минералов в основном присутствуют серпантин и кварц. Условная формула этой руды  $\text{Cr}_{15}\text{Mx}_{10}\text{Xp}_{5}\text{Mf}_{5}\text{Fl}_{10}\text{Fsh}_{15}\text{Sp}_{30}\text{Kc}_{10}$ . Она состоит из перемежающихся дунитовых и перидотитовых серпентинитов, к которым приурочены десятки месторождений хромовых руд, расположенных



на различных глубинах — от выхода на поверхность до глубины более 1400 м. Включение хромшпинелидов, близких по составу к высокохромистому магнохромиту, вкраплены в серпентин, который развивался по оливину.

Природно-богатая руда Донского месторождения содержит 53—59%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ . Кусковатые и рыхлообломочные ее разновидности более богатые, а рыхлые и бурые (охристые) менее богатые. Руда, подвергающаяся обогащению, содержит 38—45% окиси хрома, 23% окиси магния, 12 % окиси железа, 10 % закиси железа и около 6 % глинозема. На Донской обогатительной фабрике (рис. 2.11) вырабатывают несколько сортов концентратов, отличающихся по содержанию  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ;  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ,  $\text{FeO}$ , а также по гранулометрическому составу. Предусматривается дополнение схемы гравитационного обогащения высокоградиентной сепарацией шламов, что повысит извлечение хрома на 8—10%. Концентраты и руды переплавляются на Челябинском заводе и, частично, поступают на экспорт. Некондиционная руда (меньше 30%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ) и около 80% пустой породы складироваться.

### 3.5. О ЗАРУБЕЖНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ МАРГАНЦЕВЫХ И ХРОМОВЫХ РУД

За рубежом месторождения марганцевых руд расположены в основном в Индии, Бразилии и Гане. Месторождение Мадхья-Прадеш (Индия) имеет запасы богатых руд, содержащих более 20 млн. т; запасы более бедных руд — в несколько раз больше.

Бразильские месторождения мощностью 60 млн. т. и с содержанием марганца 48—51 % расположены в районе Рио-де-Жанейро.

Большие месторождения марганцевых руд находятся в Южно-Африканской республике, располагающей 50 млн. т богатых руд, содержащих 40—50% марганца, и месторождения Золотого Берега (Гана) мощностью 30 млн. т, содержащих 46,61% марганца.

Остальные капиталистические страны своих ресурсов марганца не имеют и вынуждены импортировать марганцевые концентраты и вести поиски подводных месторождений [49]. Ни одна из современных промышленно развитых стран мира не имеет также и запасов природно-богатых хромовых руд.

ЮАР, Турция, Югославия, Финляндия, Филиппины добывают весьма бедные и бедные (10—30%  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ) хромитовые руды. Разведанные и вероятные запасы хромитовых руд за рубежом оцениваются в 2,7 млрд. т. Из них на территории Африки находится 98,4 %, Азии — 0,8 %, Америки — 0,5 %, Западной Европы — 0,3 %. Остальное количество (меньше 0,1 %) разведано в Австралии. Основными производителями и экспортерами хромитовых концентратов и руд являются ЮАР — 47% всего производства и экспорта. Филиппины — соответственно 16,7 % и 21,3 %, Турция — соответственно 14% и 17%. На фабриках применяют гравитационные схемы обогащения (аналогичны схеме, показанной на рис. 2.11).

Хром — сырье, которое используется для получения специальных хромитовых сплавов и сталей.

### 3.6. ОБ ОЦЕНКЕ И ВЫБОРЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Эффективность добычи  $E$  и переработки каждой тонны руды (по Н. Н. Лукьянчикову) с позиций момента оценки ресурсов можно определить путем деления денежной оценки месторождения на величину объема добычи (по сухой массе) (табл. 3.3).

$$E = \gamma \left[ Z - \left( S_0 + \frac{K_0}{r} \right) - \left( S_d + \frac{K_d}{r} \right) \right]. \quad (3.1)$$

Обозначения величин и примерные их значения приведены в табл. 3.3. Из формулы (3.1) видно, что величина  $E$  складывается из двух составляющих: первая:  $\gamma \left[ Z - \left( S_0 + \frac{K_0}{r} \right) \right]$  — отражает технико-экономические показатели обогащения (выход концентрата, уровень затрат по пределу обогащения, качество концентрата через его кадастровую цену); вторая — уровень затрат на добычу руды:

$$\gamma_i \left[ Z_i - \left( S_{0i} + \frac{K_{0i}}{r_i} \right) \right] \rightarrow \max (i = 1, 2, 3 \dots). \quad (3.2)$$

Таблица 3.3

Исходные данные для выбора оптимального варианта схемы обогащения железных руд

Показатели	Показатели		
	Варианты обогащения		
	I (базовый)	II	III
Содержание железа в исходной руде $\alpha$ , %	37	37	37
Технологические показатели обогащения, %:			
содержание железа в концентрате $\beta$	65,0	66,0	67,0
выход концентрата $\gamma$	42,69	41,87	40,86
извлечение железа в концентрат $\epsilon$	75,0	74,7	74,0
Кадастровая цена 1 т концентрата $z$ , руб/т	11,14	11,77	12,37
Себестоимость передела обогащения без амортизационных отчислений на реновацию $S_0$ , руб/т	1,80	1,85	2,05
Дополнительные приведенные удельные капитальные вложения по пределу обогащения $K_0$ , руб/т	—	4,0	7,0
Коэффициент перевода годового эффекта в суммарный дисконтированный эффект за расчетный период $r$	11,26	11,26	11,26

Эффект от вовлечения в переработку новых типов руд, использование которых на данном этапе стало возможным благодаря

развитию обогащения, определяется по формуле (3.1). Для снижения трудоемкости определения показателей, входящих в формулы (3.1) и (3.2), требуется разработка соответствующих экономико-математических моделей. Практическое применение критерия эффективности обогащения руд можно рассмотреть на следующих примерах.

Пример. Определим оптимальный вариант обогащения и ранжируем месторождения по критерию эффективности.

Находим величину критерия эффективности по формуле (3.7)

при  $\beta = 65\%$

$$E_1 = 0,4269 (11,14 - 1,8) = 3,94 \text{ руб.};$$

при  $\beta = 66\%$

$$E_2 = 0,4187 \left[ \left( 11,77 - 1,85 \frac{40}{11,26} \right) \right] = 4,01 \text{ руб.};$$

при  $\beta = 67\%$

$$E_3 = 0,4086 \left[ \left( 12,37 - 2,05 + \frac{7,0}{11,26} \right) \right] = 3,96 \text{ руб.}$$

Максимальная величина  $E$  достигается при  $\beta = 66\%$ . Этот вариант и следует принимать в качестве оптимального. С точки зрения эффективности обогащения руд месторождения должны быть ранжированы в последовательности: I, VI, III, V, IV, II.

## Глава 4

### УСТРОЙСТВО И ОПЫТ РАБОТЫ ДРОБИЛЬНО-СОРТИРОВОЧНЫХ, ДРОБИЛЬНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК И КОМБИНАТОВ ЖЕЛЕЗОРУДНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

#### 4.1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ФАБРИКАХ ДЛЯ СИЛЬНОМАГНИТНЫХ РУД

Подготовка руды к металлургическому переделу — процесс многоплановый. Комплекс мероприятий рудоподготовки должен включать обоснование направлений горных работ и разведочного бурения (перспективное планирование, недельно-суточное планирование), установление предположительного режима заполнения усредняющих складов и бункеров при карьерах, ДСФ, ДОФ и ОФ ГОКов и технологического режима работы цепи аппаратов для дробления, грохочения, классификации и обесшламливания, обогащения, обезвоживания и фильтрации, усреднения и окускования концентратов. Окисленные и сидеритовые руды, кроме того, подвергаются подготовке путем обжига, который является одновременно и обогащательной операцией, поскольку улучшает раскрытие сростков, повышает измельчаемость руд, придает им сильномагнитные свойства и повышает содержание железа благодаря удалению влаги, углекислоты, иногда серы и других примесей.

Автоматизированная система сортировки богатых руд применяется для выделения крупных сортов (кусковатых, мартезовских, доменных руд и отсеваемой рудной мелочи для агломерации) (рис. 4.1). Выделение сортов производится сортексами [41] и сопровождается усреднением по содержанию железа внутри сорта. В практике сортировки и усреднения распространение получила крупнопорционная и покусовая сортировка (рис. 4.1, а). Материал, доставляемый на сортировку через приемный бункер, имеющий шибер (рис. 4.1, б), загружается в одну из секций дозирующего бункера, на котором установлен преобразователь уровня. Преобразователь качества фиксирует содержание руды в потоке и при наполнении секции по сигналу преобразователя уровня выдает интегральную характеристику качества руды в объеме секции и подает сигнал на разгрузочную тележку, которая начинает перемещаться к соответствующему бункеру. Одновременно по сигналу преобразователя шибер переключается в положение, обеспечивающее загрузку следующей секции, отключается питатель загруженного бункера и включается питатель загружаемой секции. Начинается выгрузка руды из бункера (см. рис. 4.1, б) 4, среднее содержание железа в которой определено датчиком 2). Отгрузка рассортированной руды из сортов бункеров производится расположенным под ним конвейером 1.

Схемы цепи аппаратов дробильно-обогащительных фабрик для магнетитовых кварцитов показаны на рис. 4.2, а, 1. Укрупненные нормативы эксплуатационных и капитальных затрат по отдельным операциям рудоподготовки приведены в специальной литературе. Используя эти данные, легко определить величину приведенных затрат на рудоподготовку.

Пример. Определить стоимость подготовки магнетитовых кварцитов на дробильной фабрике производительностью  $10^7$  т/г по схеме, изображенной на рис. 4.2, а, 1.

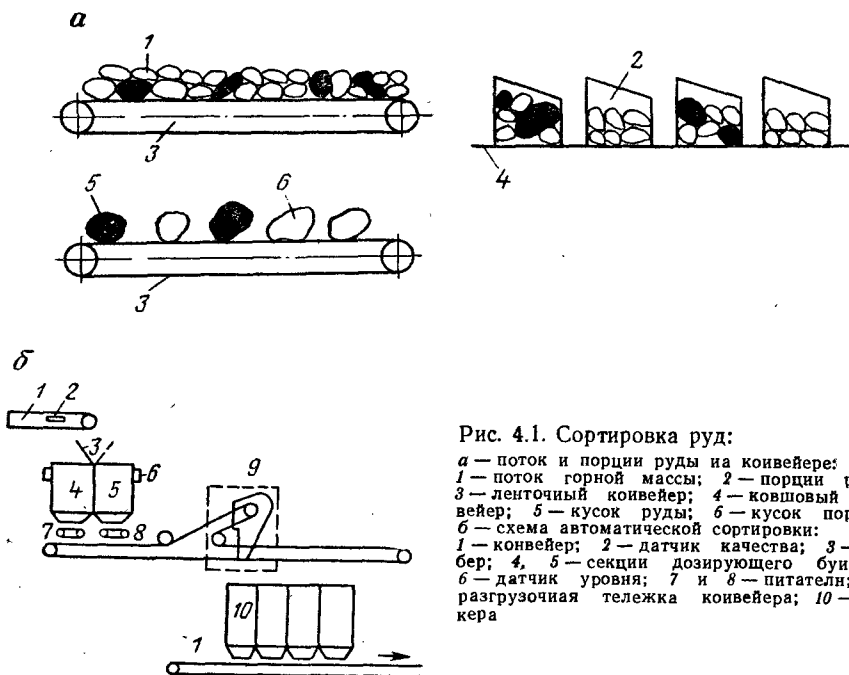


Рис. 4.1. Сортировка руд:

а — поток и порции руды на конвейере; 1 — поток горной массы; 2 — порции руды; 3 — ленточный конвейер; 4 — ковшовый конвейер; 5 — кусок руды; 6 — кусок породы; б — схема автоматической сортировки: 1 — конвейер; 2 — датчик качества; 3 — шиббер; 4, 5 — секция дозирующего бункера; 6 — датчик уровня; 7 и 8 — питатели; 9 — разгрузочная тележка конвейера; 10 — бункера

Эксплуатационные и капитальные затраты для этой фабрики по операциям:

	Эксплуатационные затраты, руб.	Капитальные затраты, руб.
Крупное дробление	0,045	$0,250 \cdot 10^7$
Среднее дробление руды	0,029	$0,183 \cdot 10^7$
Складирование дробленой руды	0,116	$0,818 \cdot 10^7$
Грохочение	0,020	$0,130 \cdot 10^7$
Мелкое дробление (при выходе до- драбливаемой руды 50 %)	$0,073 \cdot 0,5 = 0,036$	$0,325 \cdot 0,5 \cdot 10^7 =$ $= 0,112$

$$\text{Итого } \Sigma = 0,246 \quad K = 1,493 \cdot 10^7$$

Приведенные затраты на 1 т [формула (1.11)]:  
 $\Pi = \Sigma + 0,15K = 0,246 + 0,15 \cdot 1,493 = 0,47 \text{ руб/т.}$

Основные показатели и сравнение результатов, получаемых при трех- и четырехстадиальных схемах дробления железных руд, приведены в табл. 4.1. Более экономично использование на новых фабриках трехстадиальной схемы.

Таблица 4.1

Сравнение результатов, получаемых при трех- и четырехстадиальных схемах дробления магнетитовых кварцитов

Показатели	Четырехстадиальное дробление		Трехстадиальное дробление	
	НКГОК	ЦГОК	Открытый	Замкнутый цикл
Удельный расход: электроэнергии, кВт·ч	1,305	1,654	1,118	—
транспортной ленты, м <sup>2</sup> /т	0,00	0,0007	0,0008	—
футеровочной стали, кг/т	0,709	0,046	0,088	—
себестоимость передела, рассчитанная для 1 т ис- ходной руды, руб.	0,209	0,196	0,178	—
затраты по стадиям дроб- ления:				
I стадия	21,5	30,2	24,4	
II стадия	22,9	38,0	30,6	
III стадия	23,0	31,8	45,0	
IV стадия	33,3	—	—	

Схемы цепи аппаратов обогащительных фабрик по переработке магнетитовых руд скарного типа показаны на рис. 4.3, а в табл. 4.2 приведены основные показатели их работы. Технологические схемы этих фабрик и характеристика перерабатываемого сырья приводились при описании рудных месторождений (см. рис. 2.3, б, 3.9, 3.12). Несмотря на легкообогащаемое сырье, качество концентратов ниже возможного вследствие недостаточного раскрытия сростков и несовершенства схем.

Схемы цепи аппаратов и пример устройства корпусов обогащительных фабрик перерабатывающих магнетитовые кварциты, показаны на рис. 4.4 и 4.5. Обогащительные фабрики сооружены на всех ГОКах Кривого Рога, КМА и других и, хотя работают на более труднообогащаемом сырье, обеспечивают получение более высоких показателей (табл. 4.5).

Содержание железа в концентратах выше, а удельные расходы на 1 т концентрата значительно меньше.

Схемы обогащения магномагнетитовых и титано-магнетитовых руд показаны на рис. 4.6 и 4.7, а основные показатели их — в табл. 4.4. На Ковдорском, Качканарском ГОКе при обогащении получают апатитовый, бадделитовый железованадиевый, фосфористый и другие попутные концентраты по магнитно-флотационным, магнитным и гравитационным схемам.

Технико-экономические показатели работы фабрик, перерабатывающих магнетитовые руды комплексного состава приведены в табл. 4.3.



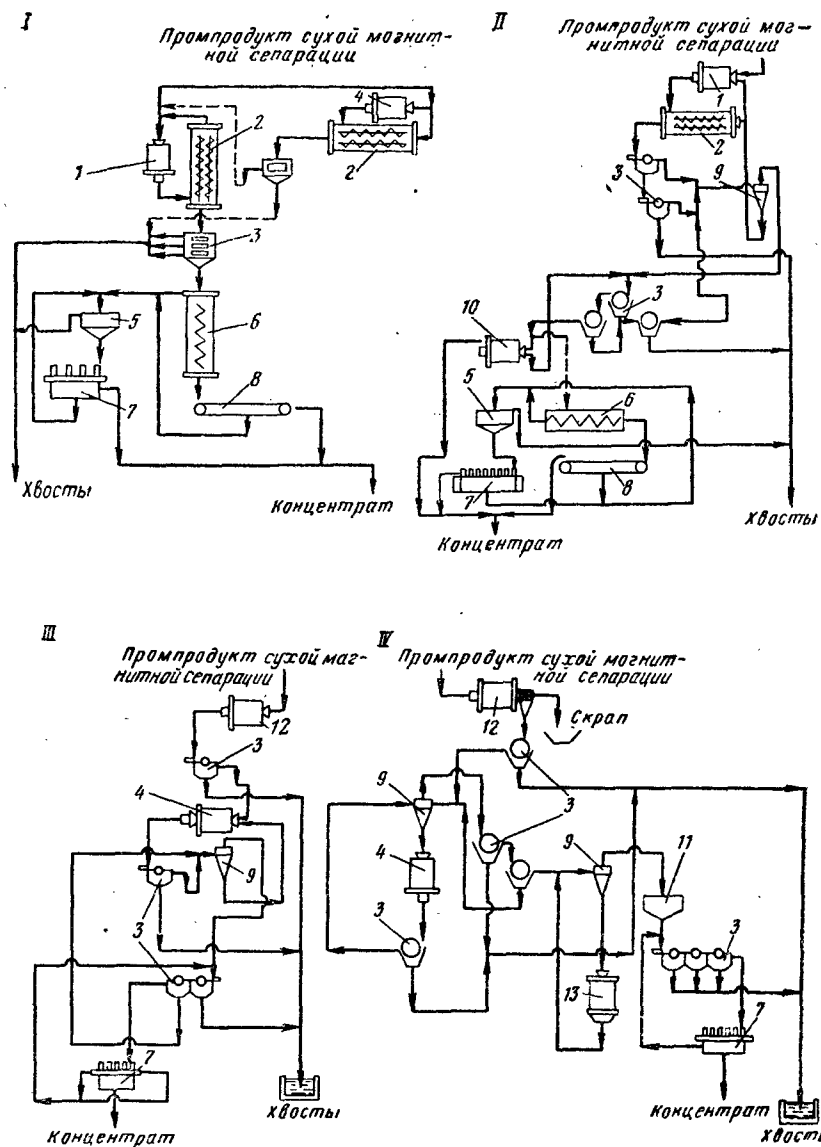


Рис. 4.3. Схемы цепи аппаратов обогатительных фабрик по переработке магнитовых руд скариового типа:

I — схема с одностадийной магнитной сепарацией; II — схема с двухстадийной магнитной сепарацией; III — схема с трехстадийной магнитной сепарацией; IV — схема с четырехстадийной магнитной сепарацией.

1 — шаровая мельница I стадии измельчения; 2 — спиральный классификатор; 3 — барабанный магнитный сепаратор; 4 — шаровая мельница II стадии измельчения; 5 — сгуститель; 6 — обезвоживающий классификатор; 7 — дисковый вакуум-фильтр; 8 — ленточный вакуум-фильтр; 9 — гидроциклон; 10 — барабанный вакуум-фильтр с внутренним наливом; 11 — деаэрактор 2 5 м; 12 — стержневая мельница; 13 — шаровая мельница III стадии измельчения

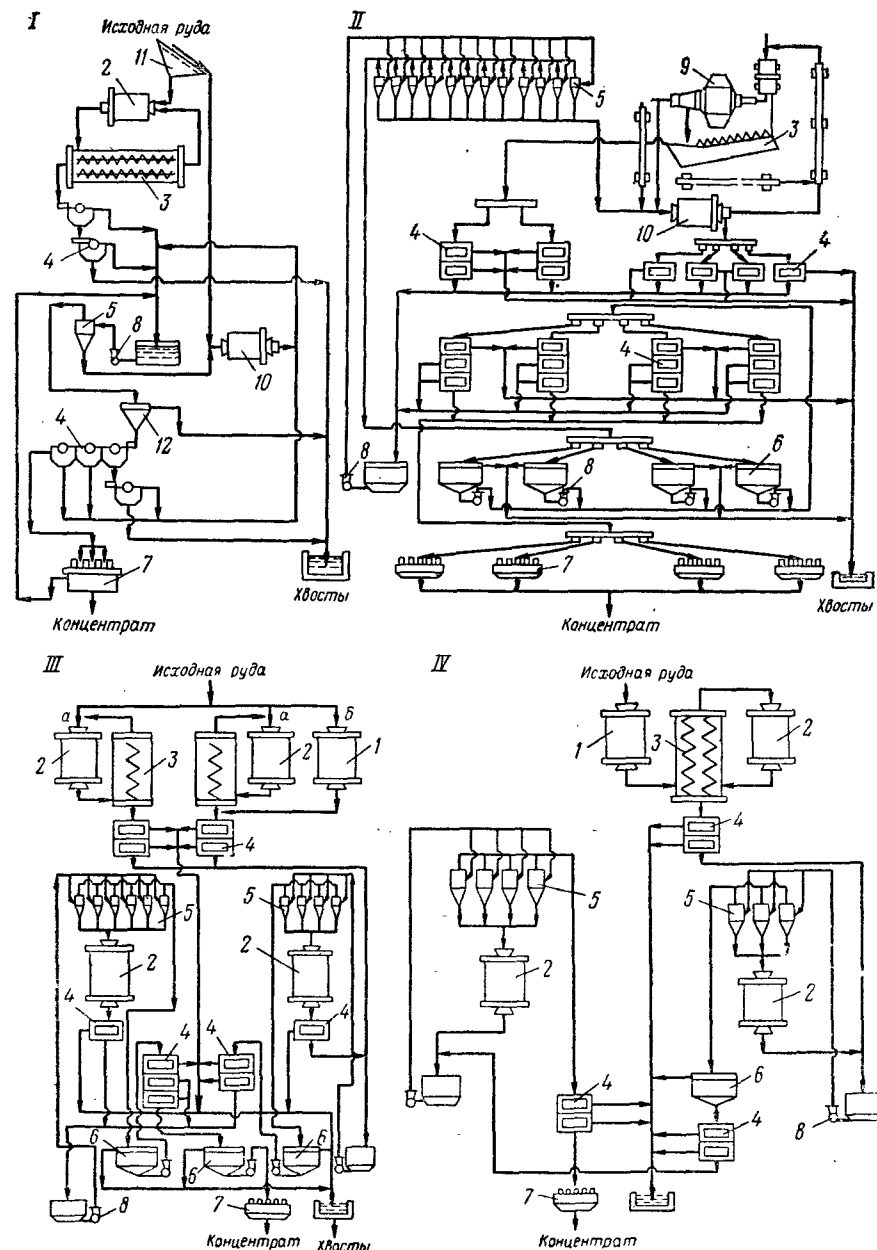


Рис. 4.4. Схемы цепи аппаратов обогатительных фабрик по переработке магнитовых кварцитов:

I — двухстадийные схемы обогащения с рудогалечным измельчением; II — двухстадийные схемы обогащения с полным рудным измельчением; III — трехстадийные схемы обогащения с тремя стадиями измельчения; IV — трехстадийные схемы обогащения с четырьмя стадиями измельчения; 1 — мельница стержневая; 2 — мельница шаровая; 3 — спиральный классификатор; 4 — магнитные сепараторы; 5 — гидроциклоны; 6 — гидросепараторы; 7 — вакуум-фильтры; 8 — песковые насосы; 9 — мельница самоизмельчения «Каскад»; 10 — рудогалечная мельница; 11 — грохот для выделения галей; 12 — магнитный конус

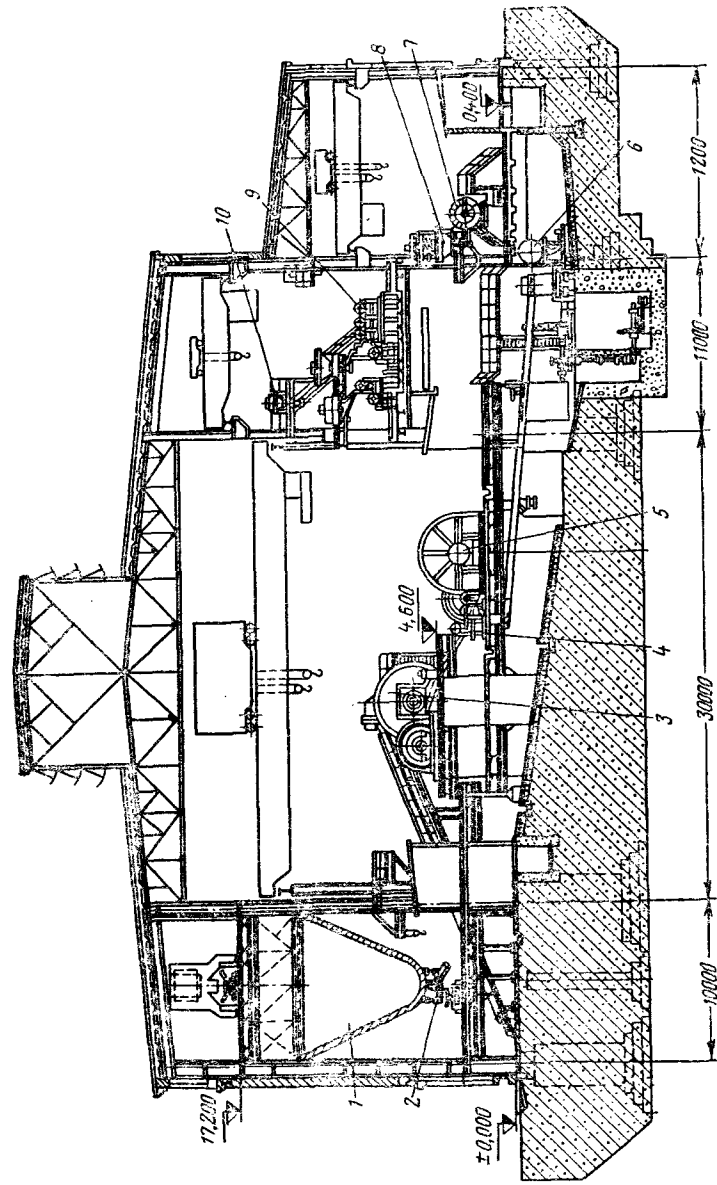


Рис. 4.5. Корпус обогащения ЮГОК-1, секции 9—10:

1 — бункер; 2 — электровибрационный питатель; 3 — стержневая мельница диаметром 3,2×4,5 м; 4, 9 — магнитные сепараторы ПБМ; 5 — шаровая мельница диаметром 3,6×4 м; 6, 7 — вакуум-ресивер и фильтр; 8 — конус магнитный диаметром 2,2 м; 10 — гидроциклон

Таблица 4.2  
Основные показатели работы обогательных фабрик, перерабатывающих магнетитовые руды скарного типа [38]

Горно-обогатительные комбинаты и обогатительные фабрики	Влажность, %		Содержание железа, %			Извлечение Fe в концентрате, %	Дробления (рис. 4.2)	Обогащения (рис. 4.3)	Технологическая схема		
	пром-продукта	концентрата	в пром-продукте	в концентрате	в хвостах				Выход концентрата, %	Число стадий магнитного обогащения	
ССГОК	2,4	8,9	42,06	66,4	16,22* 2,1	43,9	76,2 96,9	III, а	III, IV	1	3—4
АзГОК	2,3	5,8	34,8	61,9	15,4	40,2	73,0	II, а	I	1	I
Абагурская	2,0	9,6	45,5	61,9	14,3	61,1	86,1	I	I	1—2	1—2
Мундыбашская	2,3	11,0	43,1	58,0	9,6	66,9	92,5	—		2	I
Высокогорская	2,5	8,2	32,2	61,2	10,40	42,9	81,6	II, г	I	1	I
Горблагodatская	2,4	9,0	25,4	60,8	12,5	26,7	65,5	II, в	I	1—2	1—2
Магнитогорская	3,0	9,6	33,8	63,9	13,25	40,8	76,3	II, б	I	1	2

\* В числителе — содержание Fe<sub>общ</sub> в знаменателе — содержание Fe<sub>магн</sub>.

Показатели некоторых обогатительных фабрик по переработке

Обогатительная фабрика, страна	Сопутствующие минералы цветных и редких металлов	Производи- тельность, млн. т/год		Содержание в исходной	
		по руде	по концентрату (окатышам)	Fe	S
Ковдорский ГОК, СССР	Апатит			5,0	0,04
Качканарский ГОК, СССР	Ванадий			15,9	—
Камыш-Бурунская, СССР	Фосфор			37,6	0,15
Грейс, США	Кобальтсодержащий пирит	3,8	(1,8)	44,4	—
Корнуэлл, США	Халькопирит, кобальт- содержащий пирит	1,6	0—76	40—42	2,0
Отанмяки, Финляндия	Ильменит, ванадий, пирит	1,6	(0,25)	35—40	0,65
Сан-Николас, Перу	Пирит	—	2,4	56,0	2,5
Тасу Вест Фробманиз, Канада	Халькопирит, пирит	1,92	0,0965	31—34	—
Тексада, Канада	Халькопирит	0,66	0,56	42,0	1,3
Уиксан, Марокко	Халькопирит, пирит		(0,85)	—	1,9
Гренсберг, Швеция	Апатит	4,0	2,8	60,0	0,007
Пи Ридж, США	Пирит, апатит	3,7	(2,0)	45,0	1,4

Таблица 4.3

железных руд комплексного состава [38]

химических элементов руде. %				Содержание Fe в концентрате (окатышах), %	Попутный концентрат	Схема обогащения на рис. 4.6	Количество стадий	
Cu	P	Ti	V <sub>2</sub> O <sub>5</sub>				измельчения	магнитного обогащения
—	6,5	0,16	—	—	Апатитовый Бадделитовый	II	2	2
—	—	0,16	—	61,4	Железо-ванадиевый	Рис. 4.5 II, III	2,3	3,4
—	0,96	—	—	46,1	Фосфористый	Рис. 3.2	1	Нет
—	—	—	—	68,0	Кобальт-пиритный (76 тыс. т/г)	I	2	2
0,32	0,2	—	—	67,0	Медный кобальт- пиритный и пирит- ный	III	2	2
—	0,01	0,7	0,41	69,0	Ильменитовый	II	3	4
—	0,03	—	—	67—68	Пиритный	II	3	4
—	—	—	—	69,0	Медный (5 тыс. т/год)	II	2	2
0,1	—	—	—	62,0	Медный	II	1	2
—	—	—	—	(66)	Пиритный (80 тыс. т/год)	I	2	Нет
—	0,78	—	—	64,7	Апатитовый	IV	1	1
0,06	0,1	—	—	70	Пиритный, апатитовый	IV	2	—

Схемы цепи аппаратов зарубежных обогатительных фабрик для обогащения магнетитовых кварцитов (таконитов) показаны на рис. 4.8.

В отдельных случаях зарубежные фабрики имеют меньшее число стадий измельчения и несколько более высокое содержание железа в концентрате, в связи с чем вырабатываемые там окатыши

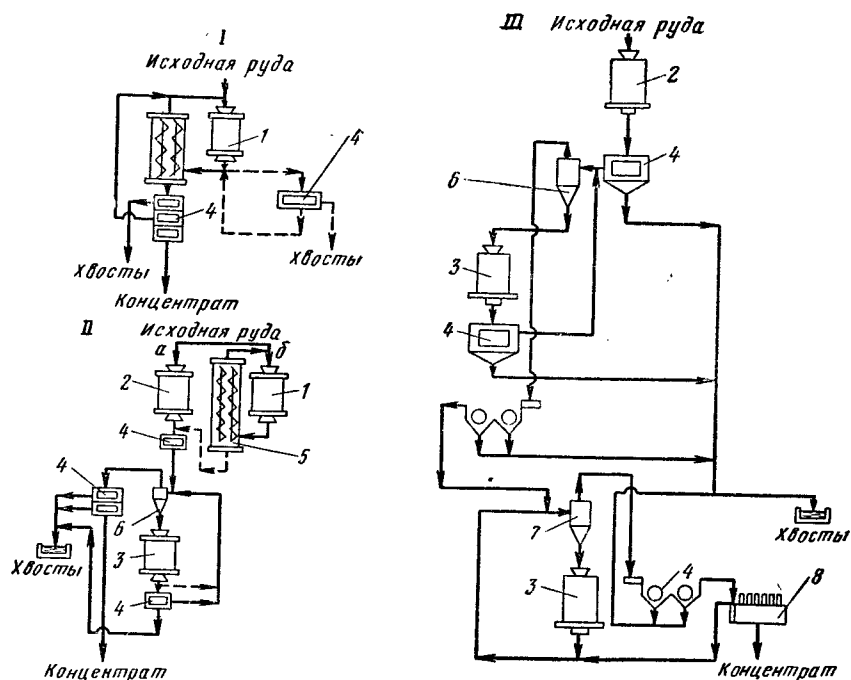


Рис. 4.6. Схемы обогащения обогатительных фабрик по переработке магно-магнетитовых и титаномагнетитовых руд:

I — одностадийная схема шарового измельчения с одной или двумя стадиями обогащения; II — двухстадийная схема измельчения с двумя или тремя стадиями обогащения; III — трехстадийная схема измельчения с четырьмя стадиями обогащения; I — шаровая мельница с решеткой; 2 — стержневая мельница; 3 — шаровая мельница с центральной разгрузкой; 4 — магнитный сепаратор ПБМ-900/2500; 5 — двухспиральный классификатор; 6 — гидроциклон диаметром 500 мм; 7 — гидроциклон диаметром 350 мм; 8 — дисковый вакуум-фильтр

содержат меньше кремнезема ( $<5\%$ ). Качество концентратов, подлежащих окатыванию, строго нормируется по содержанию железа, влаги и удельной поверхности (соответственно  $>65<8<2200>$   $>2000$   $\text{см}^2/\text{г}$ ).

При тонковкрапленных кварцитах эти требования трудно выполнять, поскольку для повышения содержания железа приходится измельчать руду по удельной поверхности большей, чем  $2200 \text{ см}^2/\text{г}$ . При этом превышают заданную величину не только поверхность, но и влажность концентрата. На фабриках, перерабатывающих очень тонковкрапленные кварциты, для уменьшения удельной поверхности применяют тонкое грохочение концентрата, что способ-

ствуют раскрытию без переизмельчения и уменьшению удельной поверхности до заданной (ДГОК) [17].

Влажность концентрата при тонком измельчении снижается при применении вакуум-фильтров с подсушкой кека паром (СевГОК) или путем автоматизации работы и групповой компоновки фильтров (Михайловский ГОК, по данным П. Н. Дутченко).

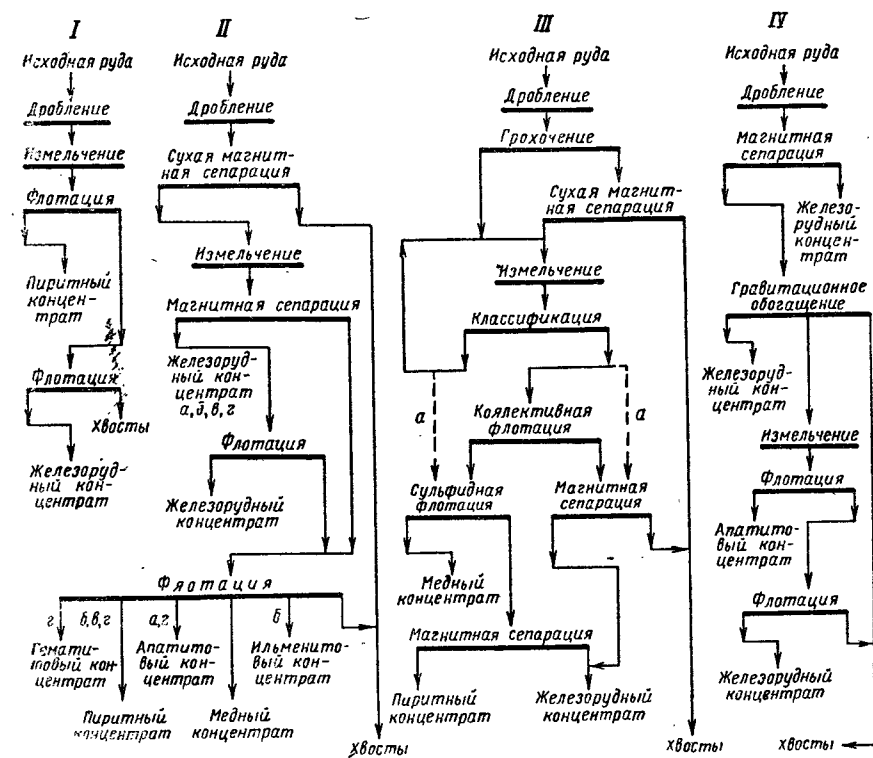


Рис. 4.7. Принципиальные схемы обогащения железных руд комплексного состава:

I — флотационная; II — магнитно-флотационная; III — флотационно-магнитная; IV — магнитно-гравитационно-флотационная

Корпус обогащения ЮГОК-I, секции 9—10, построенного в 60-х годах, показан на рис. 4.5. Более простую схему имеют фабрики, сооруженные в 70-х годах (комбинаты второго поколения). На них, вместо многостадийных схем дробления, применяется дробление в дробилках ККД, а затем самоизмельчение в мельницах «Каскад» и рудногальечных мельницах (см. рис. 4.4, схемы 1 и 2).

Более простые схемы обогащения имеют фабрики ГОКов третьего поколения, построенные в конце 70-х годов (рис. 4.9). На одной из секций Лебединского горно-обогатительного комбината применяют одностадийную схему измельчения в мельнице ММС 70—60. Аналогичную схему имеет фабрика комбината Хиббинг (США), введенная в эксплуатацию 1979 г. (см. рис. 3.14).



Т а б л и ц а 4.4  
Основные показатели работы обогатительных фабрик, перерабатывающих магнитовые кварциты [38]

Горно-обогатительные предприятия	Влажность, %		Крупность концентрата, % — 0,04 мм	Выход концентрата, %	Содержание Fe, %						Извлечение железа в концентрат, %		Характеристика технологических схем		Число стадий магнитной сепарации		
	руда	концентрат			руда	концентрат	хвосты		общее	магнитное	общее	магнитное	дробление, рис. 4.2	обогащение, рис. 4.3			
							общее	магнитное								общее	магнитное
ИнГОК-II	1,1	11,3	95,5	39,5	33,4	25,13	65,1	12,7	2,1	77,0	94,9	I	II	3			
ЛевГОК	3,6	—	78,3	38,0	33,5	25,7	66,4	13,4	2,7	75,3	93,4	I	II	3			
КМАруда	3,0	9,7	83,2	40,9	33,0	27,5	65,4	10,4	1,0	81,3	98,0	IIa	I	2			
ИнГОК-I	1,5	10,0	—	41,4	33,4	26,1	64,5	12,4	2,1	77,9	94,6	IIIb	IIa	5			
ЮГОК	0,5	9,9	—	45,5	35,6	28,8	64,9	11,2	2,4	82,9	95,5	IIa, IIIa, IIIb	IIIa, IIIa, IIIb	4,5			
КЦГОК	3,0	10,6	77,5	33,4	31,3	21,3	66,9	15,6	1,9	66,9	93,8	IIIb	IIIa	5			
СевГОК	3,0	10,0	86,0	40,2	35,0	26,7	65,1	14,8	2,0	76,2	95,5	IIIb	IIIa	4,5			
НКГОК	2,0	10,0	72,5	38,8	34,5	26,3	65,7	14,5	2,1	73,9	94,8	IIb, IIIb	IV	3			
ДГОК	2,0	10,4	8,19	43,0	34,6	26,8	65,2	11,6	1,2	80,9	96,3	IIa, IV, IIIa	IV, IIIa	3			

Для нее характерно усреднение исходной руды по классам и сортам, самоизмельчение в удлиненной мельнице «Каскад» диаметром 11 м и длиной 6 м с смонтированным в нее барабанным грохотом, сепарация подрешетного продукта и классификация магнитной фракции в гидроциклонах, возврат песков в мельницу «Каскад» и три приема сепарации слива гидроциклона при пониженной индукции и удельной нагрузке на сепаратор, не превышающей 10 т (ч·м) (рис. 4.10).

Т а б л и ц а 4.5  
Технико-экономические показатели работы Кременчугского и Криворожских ГОКов

Показатели	ДГОК	ЮГОК	НКГОК	ЦГОК	СевГОК	ИнГОК
Стоимость передела 1 т руды (дробление и обогащение), руб. т	1,516	1,409	1,534	2,078	1,240	1,595
Коэффициент использования оборудования	0,940	0,969	0,817	0,968	0,958	0,920
Полная себестоимость концентрата, руб/т:						
сырье	7,506	4,469	7,325	10,192	6,265	5,535
дробление	4,009	1,424	3,365	4,041	3,206	1,699
обогащение	0,383	0,394	0,636	0,617	0,329	0,612
общерудничные расходы	2,840	2,442	3,013	2,641	2,561	3,004
	0,157	0,079	0,106	0,069	0,090	0,112
прочие производственные расходы	0,031	0,097	0,093	0,105	0,025	0,015
внепроизводственные расходы	0,085	0,103	0,122	0,098	0,054	0,098
Удельный расход на 1 т концентрата по ОФ:						
руды, т	2,110	1,990	2,365	2,777	2,318	2,251
электроэнергии, кВт·ч	64,3	54,1	59,9	60,7	57,5	76,0
воды технической, м³	27,0	19,3	23,7	29,7	27,9	30,3
шаров стальных, кг	3,561	3,903	3,743	3,0	3,634	2,499
стержней стальных, кг	1,418	0,452	0,869	—	—	—
стали футеровочной	0,234	0,329	0,278	0,290	0,293	0,363
ленты транспортной	0,002	0,001	0,002	0,003	0,001	0,004
ной, м²	0,005	0,007	0,007	0,008	0,005	0,006
фильтроткани, м²						
Производительность труда, т/ч:						
трудящегося по руде	22 573	20 024	25 231	14 491	25 793	18 250
трудящегося по концентрату	10 699	11 567	10 682	5 217	11 125	3 108
рабочего по руде	25 525	26 191	29 155	16 131	28 964	20 025
рабочего по концентрату	12 099	13 158	12 343	5 809	12 493	8 896

В схемах обогащения на современных ГОКах предусматривается:

I. Планирование рудной шихты по обогатимости с отгрузкой ее через шихтовочные склады, что стабилизирует работу мельниц

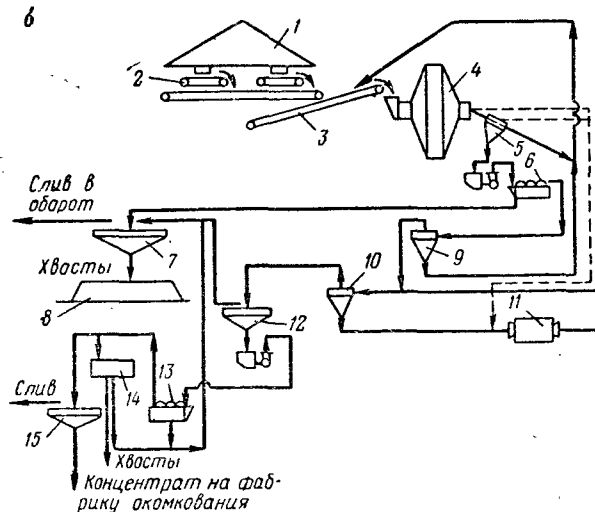
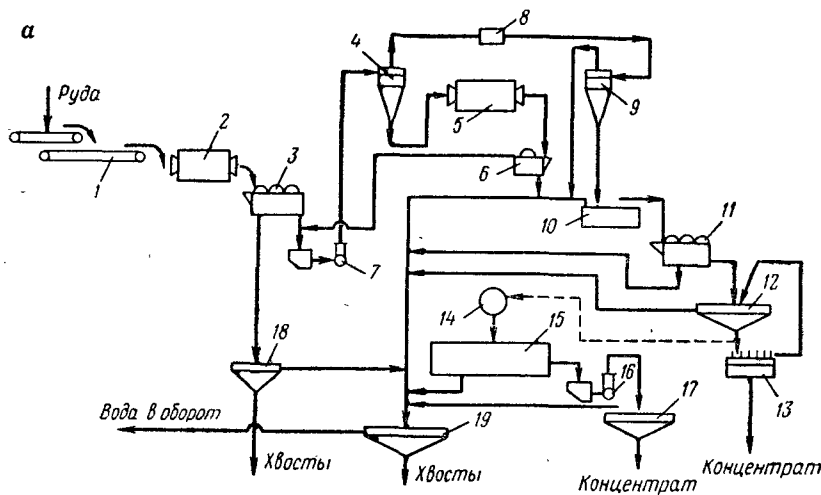


Рис. 4.8. Схема цепи аппаратов зарубежных обогатительных фабрик с двухстадийным измельчением стальными мельными телами (а) и с двухстадийным бесшаровым измельчением (б) и комбинированным магнитно-флотационным обогащением:

а — фабрика «Адамс» (Канада): 1 — конвейер; 2 — стержневая мельница диаметром 3,5×5,5 м; 3, 6, 11 — магнитные сепараторы ПБМ 912×1820 мм; 4 — гидроциклон; 5 — шаровая мельница диаметром 4×5,5 м; 7, 16 — насос; 8 — намагничивающий аппарат; 9 — обезвоживающий конус; 10 — сифонный гидрокласификатор диаметром 5,4 м; 12 — сгуститель концентрата; 13 — фильтр; 14 — контактный чан; 15 — флотационное отделение; 17 — сгуститель для концентрата флотации; 18 — сгуститель для хвостов диаметром 84 м; 19 — сгуститель.

б — фабрика «Грифитс» (Канада): 1 — склад руды; 2 — питатель; 3 — конвейер; 4 — мельница «Каскад» диаметром 9,75×3,65 м; 5 — виброситовый грохот 2,45×6,1 м; 6, 13 — магнитные сепараторы ПБМ 915×1830; 7, 15 — сгустители хвостов и концентратов диаметром 60 м; 8 — хвостохранилище; 9, 10 — гидроциклон; 11 — рудогалечная мельница диаметром 4,27×8,55 м; 12 — гидросепараторы диаметром 15,2×3,05 м; 14 — отделение флотации.

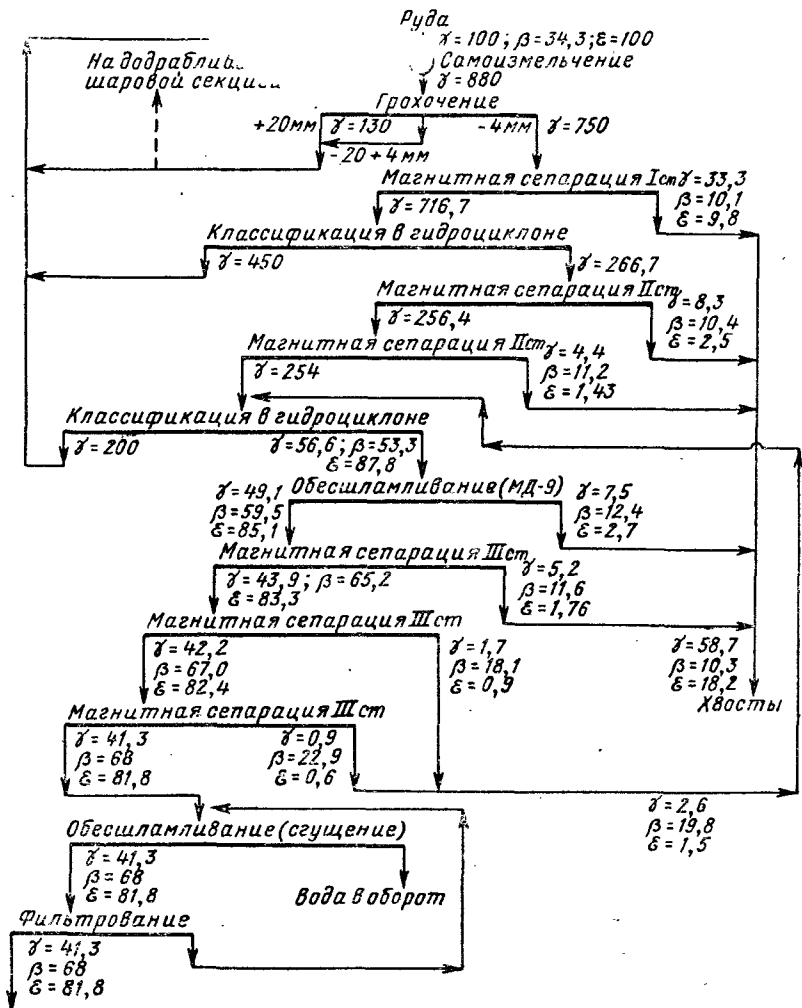


Рис. 4.9. Схема обогащения с одностадийным самоизмельчением (Лебединский горно-обогатительный комбинат) (по Ф. У. Попову)

ММС и позволяет повышать металлургическую ценность концентратов, так как уменьшает колебания в содержании железа в концентратах с  $\pm 0,4$  до  $0,2\%$ .

2. Уменьшение крупности руды, подаваемой в шаровые мельницы, с 25—0 до 15—0 мм путем применения мелкого дробления

в замкнутом цикле. Снижение средней крупности на 1% повышает производительность мельниц на 0,33%.

3. Выделение щебенки и строительного песка из руды путем сухой сепарации на сепараторах ЭБС-80/250 и из отходов мокрой магнитной сепарации путем их классификации (на ЦГОКе, Леб-ГОКе, Стойленском и Губкинском ГОКах ежегодно будут производить 4,25 млн. т строительного щебня и более 2 млн. т строительного песка).

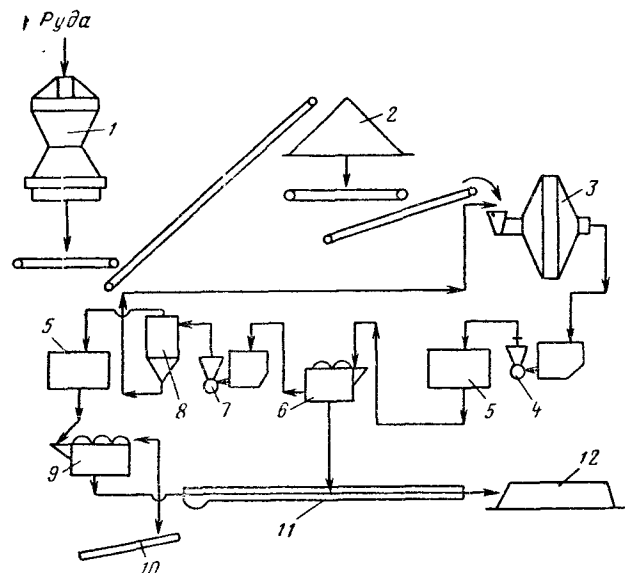


Рис. 4.10. Схема цепи аппаратов фабрики Хиббинг (США):

1 — дробилка; 2 — склад дробленой руды; 3 — мельница «Каскад» диаметром 11×6 м; 4, 7 — насосы для подачи питания на основную магнитную сепарацию и в гидроциклон; 5 — пульподелитель; 6, 9 — магнитные сепараторы ПБМ для основной сепарации и для перемычки концентрата; 8 — гидроциклоны; 10, 11 — желоба для подачи самотеком концентрата на фабрику окатышей и хвостов; 12 — хвостохранилище.

4. Самоизмельчение руды в мельницах «Каскад» до крупности 0,5 мм (производительность 500 т/ч, удельная производительность 1,5 т/(м<sup>3</sup>·ч).

5. Мокрая магнитная сепарация руды, измельченной до 0,5—0 мм на сепараторах ПБМ-4-150/400 производительностью 300 т/ч при плотности 40% твердого.

6. Рудногалеочное измельчение для сброса зернистых хвостов в мельницах МРГ 60—12 до крупности 90 %—44 мкм с удельной производительностью 0,8 т/(м<sup>3</sup>·ч) и с циркуляционной нагрузкой 300 % или шаровое измельчение на мельницах МШР 55—63 до 98 %—44 мкм с удельной производительностью 1,5 т/м<sup>3</sup> (или по готовому классу 0,15 т/м<sup>3</sup>). В первом случае мокрое магнитное обогащение осуществляется на сепараторах ПБМ-П—150/400 при плотности 35 % твердого с производительностью 250 т/ч [удельная

производительность 50 т/(м·ч)]. Во втором случае — на тех же сепараторах при плотности 25% твердого и производительности 95 т/ч [удельная производительность 24 т/(м·ч)].

7. Использование 5 стадий сепарации: 2 приема в первой, 1 — во второй, 3 — в третьей, 1 — в четвертой и 3 — в пятой с тонким грохочением магнитной

фракции четвертой стадии. В целях уменьшения ошлавирования рудных зерен на новых фабриках предполагается заменить классификацию в гидроциклонах магнитной сепарацией сливов мельниц. Магнитные фракции частично возвращаются в мельницы либо подвергаются тонкому грохочению с возвращением на доизмельчение надрешетных продуктов. Промышленные испытания показали, что при этом повышается качество продукта на 1—2 % без снижения извлечения [38].

Для выработки концентрата для металлизации предусматриваются доизмельчение черновых концентратов в шаровых мельницах до удельной поверхности 2100 см<sup>2</sup>/г и мокрая магнитная сепарация или обратная флотация (Лебединский ГОК) с целью снижения содержания кремнезема в нем до 2,5 %. Концентраты более высокого качества, содержащие 71 % железа и 0,15 % кремнезема, получают из частично окисленных магнетитовых кварцитов.

На рис. 4.11 приведена схема цепи аппаратов Оленегорского ГОКа, отличающаяся от рассмотренных на рис. 4.3 и 4.4 схем цепи аппаратов для магнетитовых руд применением соленоидных «сепараторов — бочек» (с низкой напряженностью поля — меньше 16 кА/м) для доводки магнетитовых концентратов. Кроме того, для извлечения окисленных минералов дополнительно установлены отсадочные машины и винтовые и полиградиентные сепараторы. Первые — на старых секциях, вторые — на новых.

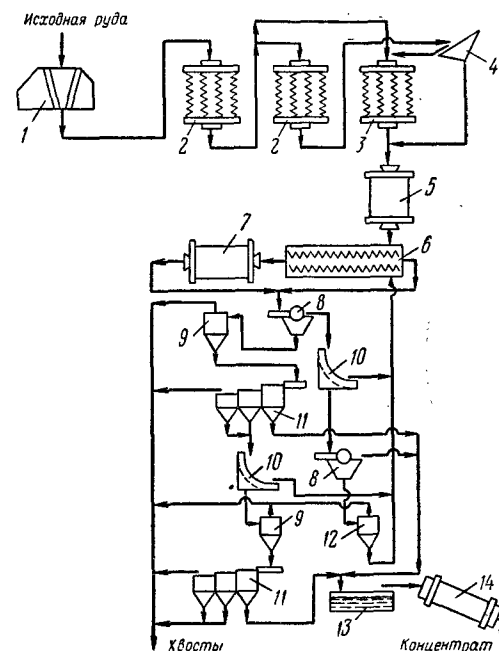


Рис. 4.11. Схема цепи аппаратов фабрики для обогащения частично окисленных кварцитов (ОГОК):

1 — дробилка щековая 1500×2100 (2 шт.); 2 — дробилка среднего дробления КСД-2200 (4 шт.); 3 — дробилка конусная КМД-2200 (8 шт.); 4 — грохот вибрационный 1500×3000 мм; 5 — мельница стержневая 2700×3600 мм (9 шт.); 6 — спиральный классификатор диаметром 2000 мм (9 шт.); 7 — мельница шаровая 2700×4400 мм (9 шт.); 8 — сепараторы магнитные 209-СЭ (72 шт.); 9 — гидроциклон диаметром 350 мм (108 шт.); 10 — грохот дуговой (72 шт.); 11 — машина отсадочная 48-ОТ (144 шт.); (на секциях 8—10 винтовые сепараторы СВ2-750); 12 — гидроциклон диаметром 500 мм (36 шт.); 13 — отстойник; 14 — барабан сушильный 2,8×14,0 мм (11 шт.).

Исследования, выполненные П. А. Усачевым и П. А. Зеленовым на Оленегорском комбинате, а также В. А. Чумаковым на Ингулецком ГОКе, показали, что бедные сростки, разубоживающие концентраты, легче удалить путем выталкивания их из объема суспензии в соленоидных сепараторах [28] или в коробчатых сепараторах с постоянными магнитами, чем в сепараторах ППЦ-90/250. Последние, извлекая зерна магнетита, захватывают вместе с ними и сростки, которые не удаляются даже при многократной перемешке магнитной фракции.

Благодаря этому усовершенствованию на Оленегорском комбинате наряду с обычными концентратами для доменной плавки производится небольшое количество (2 %) концентратов сырья для порошковой металлургии, перерабатываемого на заводе объединения «Тулачермет» в высококачественные стальные изделия. Вследствие крупнозернистости концентрата на ОГОКе, его обезжиривают в отстойниках до влажности 7—8 %. В зимнее время концентрат подвергают сушке до 4 % влаги. Показатели ОГОКа по стадиям обогащения приведены в табл. 4.6.

Таблица 4.6  
Основные показатели обогащения гематито-магнетитовых руд на горно-обогатительных предприятиях СССР [39]

Показатели	Оленегорский	Магнитогорская обогатительная фабрика	Михайловский ГОК
Содержание железа, %			
исходная руда	31,1	37,2	38,7
концентрат	65,3	56,9	64,0
хвосты	8,9	27,7	26,5
в том числе магнитного	20,7	3,2	2,7
Выход концентрата, %	39,2	32,6	32,5
Извлечение железа в концентрат, %	82,2	48,8	53,9
Производительность дробилок по стадиям, т/ч			
I	1500	554	2270
II	500	187	1136
III	250	27	375
IV	150	—	312
Содержание класса +25 мм в дробленом материале	9,0	—	5,0
Удельная производительность мельниц по классу — 0,074 мм по стадиям (т/(м <sup>2</sup> ·ч)):			
I	1,26	—	1,04
II	1,1	—	0,36
III	—	—	0,15
Крупность измельчения по стадиям, % класса — 0,074 мм:			
I	16,7	—	65,0
II	36,8	—	88,0
III	—	—	98,7
Влажность концентрата, %	3,8	7,4	10,0

В последнее время для доизвлечения железосодержащих слабомагнитных минералов из хвостов и шламов на ОГОКе начали испытывать магнитную сепарацию в сильном поле на высокоградиентных сепараторах с индукцией 0,5 Тл [28]. Дополнительно выделенная магнитная фракция подвергается перемешке на винтовых сепараторах, в результате чего содержание железа повышается от 50 до 60 % при содержании железа в общих хвостах менее 3 %.

Сепарация в сильном поле при переводе всей фабрики на эту технологию позволит не только повысить выход и извлечение металла в концентрат, но и комплексно использовать хвосты и производить из них белый силикатный кирпич, ценность которого превышает отпускную ценность концентрата.

Гематито-мартитовые руды Магнитогорского комбината разубожены глиной и поэтому на Магнитогорской фабрике перед стадийным магнитным и гравитационным обогащением руду подвергают промывке. Для доизвлечения металла из шламов на фабрике также применяли высокоградиентные барабанные шариковые электромагнитные полиградиентные сепараторы с индукцией 0,3 Тл. В качестве магнитов-носителей использовали мелкие железные отходы метизного завода (Г. А. Бехтле, В. Н. Шохин, Н. Ф. Мясников).

Кроме фабрики для обогащения гематито-мартитовых руд, на комбинате имеется фабрика, перерабатывающая бедные магнетитовые сульфидные руды по схеме, аналогичной схеме ССГОКа (см. рис. 4.3). В связи с отработкой запасов месторождения комбинат переведен на снабжение привозными концентратами Лебединского и Соколовско-Сарбайского ГОКов.

#### 4.2. ФАБРИКИ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ ОКИСЛЕННЫХ КВАРЦИТОВ И ГЕМАТИТОВЫХ РУД

Показатели работы обогатительных фабрик, перерабатывающих окисленные кварциты и гематитовые руды, приведены в табл. 4.7. Наиболее крупными предприятиями для обогащения окисленных кварцитов являются обжиг-магнитные фабрики ЦГОКа в Криворожском бассейне (применяют трубчатые печи) (рис. 4.12), фабрика «Уяла» в Австралии (применяют печи с кипящим слоем), магнитная фабрика «Вино Досе» в Бразилии и флотационная фабрика «Тилден» в США [47]. Работа фабрики «Тилден» (США) показала, что даже при весьма тонковкрапленных рудах селективная флокуляция в сочетании с обратной флотацией оказались более выгодными, чем традиционная технология обогащения такого сырья с магнетизирующим обжигом.

В исходном сырье (таконите) рудные зерна преимущественно имеют размеры 10—25 мкм (от субмикронных до 100 мкм) и содержат 35,9 % железа. В результате обогащения получают концентрат, содержащий 65,6 % Fe и хвосты, содержащие 17,4 % Fe. Извлечение металла при обогащении достигает 70,2 %. Произво-

Таблица 4.7  
Показатели работы обогатительных фабрик для переработки окисленных кварцитов и гематитовых руд

Фабрика, страна	Тип обогащаемой гематитовой руды	Измельчение в I стадии, особенности схем дробления и обогащения	Годовая производительность, млн. т/год		Содержание Fe в руде, %	Содержание Fe в concentrate (окатышах), %		Извлеченное Fe в concentrate, %
			по руде	по концентрату (окатышам)		Fe	SiO <sub>2</sub>	
КЦГОК, СССР	Кварциты	Стержневое, шаровое, крупность 94,1 % — 0,074 мм, обжиг руды	—	—	35,5	64,4	9,2	66,0
Стип Рок, Канада	Разубоженная	Стержневое измельчение, отсадка класса крупностью +1 мм	3,5	—	49,3	59,5	6,0	—
Пикаррао, Бразилия	Смесь гематитовой и итабиритовой	Стержневое, крупность — 6 мм, отсадка класса 6—1 мм	3,0	2,0	50	68,5	—	66,0
Уиксан, Марокко	Разубоженная	То же	—	0,3	—	63—65	4,0	70,0
Ла-Перла, Мексика	То же	Отсутствует, тяжелые суспензии	1,5	—	—	60—63	2,5—7	—
Сан-Николас, Перу	»	То же	—	0,9	—	61,0	—	—
Сан-Хуан, Перу	»	»	—	0,45	—	63,2	—	—
ЮАР	»	Отсадка и винтовая сепарация отсутствуют	—	1,73	57—60	63—68	5—8	85—90
Сипен — ЮАР	»	То же	—	1,3	57—60	64—67	3—7	80—85
Лак Жейин, Канада	Спекуляритовый	Бесшаровое, крупность — 1,6 мм	48,0	17,9	30	66	4,5	88,0

Майнт Райт, Канада	То же	Мокрое бесшаровое, две стадии грохочения, крупность — 1,19 мм	40,0	16,8	32	66	4,5	—
Бейсон, США	Мартитовая	Сухое, бесшаровое, крупность — 2,3 мм	1,2	—	23,0	65,0	—	77,0
Кауэ, Бразилия	Разубоженная	Стержневое, крупность — 0,5 мм, на обогащение поступает только мелочь	12,0	—	40—50	68,5	—	95,0
Рипаблик, США	Спекуляритовый	Стержневое и шаровое	7,0	3,1	37,29	61,7—67	1—7,0	84,3
Сет-Иль, Канада	Разубоженная	Бесшаровое, обратная катонная флотация	8,1—9,55	(6,0)	50—52	(65,0)	(5,0)	—
Бьюкенен, Либерия	Смесь гематитовой и итабиритовой	Шаровое, крупность — 0,15 мм, флотации подвергается мелочь и часть аглоруды	12,0	—	36—62	66	2,5	—
Тилден, США	Таконитовые	Бесшаровое, крупность 85 % — 0,025 мм, селективная флокуляция, обратная катонная флотация	10,2	(4,1)	36,0	65,6	5,0	70,0
Уаялла, Австралия	Гематитовая	Обжиг в кипящем слое	2,03	1,27	50,0	66,0	—	—
Марампа, Сьерра-Леоне	Выветренные кварциты	Бесшаровое сухое, класс +0,5 мм обогащается винтовой сепарацией, класс — 0,5 мм — магнитной сепарацией в сильном поле и доводится электрической сепарацией	1,4	—	35,0	65—69	4,8—0,9	80,3

дительность фабрики 10,5 млн. т по руде. Схема обогащения включает рудное самоизмельчение, селективную флокуляцию рудных минералов и обратную катионную флотацию (рис. 4.13) [15].

Для первичного дробления используют коническую дробилку крупного дробления со щелью 175 мм. Дробленая руда подается на склад емкостью 200 000 т, а оттуда конвейерами на шесть мельниц самоизмельчения  $8,25 \times 4,42$  м с двумя двигателями общей мощностью 5720 кВт каждая.

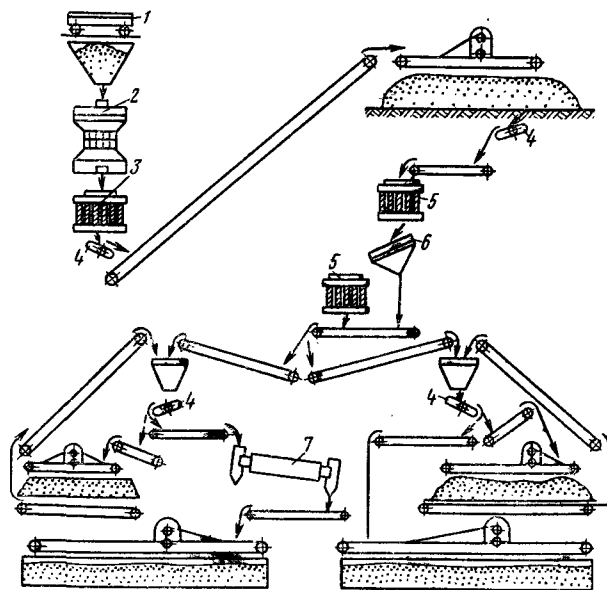


Рис. 4.12. Схема цепи аппаратов фабрики для дробления и обжига окисленных кварцитов:

1 — думпкар; 2 — дробилка конусная диаметром 1500 мм; 3 — дробилка конусная диаметром 900 мм; 4 — питатели электро-вибрационные; 5 — дробилка конусная диаметром 2200 мм; 6 — грохот; 7 — обжигательная печь диаметром  $3,6 \times 50$  м

В связи с применением самоизмельчения большое внимание уделяется регулированию характеристики руды, подаваемой на фабрику (дозирование по крупности, составу, вкрапленности). Продукт мельниц поступает на вибрационные грохоты  $2,13 \times 6,1$  м, на которых выделяются: класс 32—76 мм, используемый в качестве гали во II стадии измельчения, класс 16—32 мм, направляемый на додробливание, класс 2—16 мм, возвращаемый в мельницы вместе с додробленным продуктом, и класс —2 мм (33—38 % — 26 мкм), подаваемый в гидроциклоны. Пески гидроциклонов поступают в рудногалежные мельницы II стадии, работающие в замкнутом цикле с 9 гидроциклонами диаметром 380 мм каждый. Слив гидроциклонов (10—12 % твердого, 75—80 % — 26 мкм) поступает в кондиционеры  $2,75 \times 2,75$  м, а из них — в 12 дешламаторов диаметром 16,8 м, в которых осаждаются селективно

сфлуктурированные окислы железа. Дешламированный продукт с 50 % твердого кондиционируется с крахмалом и при 24 % твердого поступает на флотацию (шесть секций с 25 камерами по  $14 \text{ м}^3$  в каждой). Флотационный концентрат (т. е. камерный продукт, содержащий 17 % твердого) сгущается до 60—70 % твердого, усредняется в двух чанах и фильтруется с пропариванием. Осадок (10—11 % влаги) окомковывается в 7 барабанах  $3,65 \times 10,1$  м. Окарышки

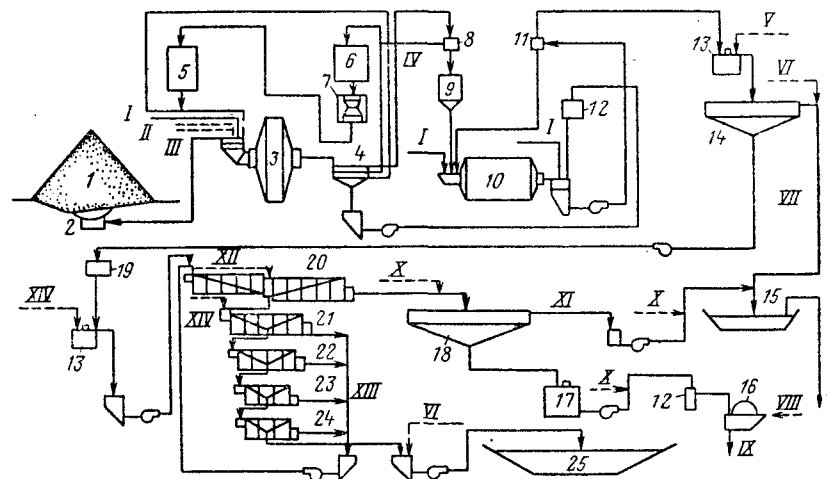


Рис. 4.13. Схема цепи аппаратов флотационной фабрики «Тилден» (США) с селективной флокуляцией окисленных кварцитов (таконитов):

1 — крытый склад (содержит запас руды, рассчитанный на неделю работы фабрики); 2 — питатель; 3 — мельница первичного самоизмельчения; 4 — грохот, обеспечивающий выделение продуктов крупностью 76—32; 32—16; 16—2 и —2 мм; 5 — бункер для дробленого продукта короткоконусной дробилки; 6 — бункер для питания короткоконусной дробилки; 7 — короткоконусная дробилка; 8 — сборная воронка для рудной гали; 9 — бункер рудной гали; 10 — рудногалежная мельница; 11 — гидроциклон; 12 — пульподелитель; 13 — контактный чан; 14 — обесшламливающий сгуститель; 15 — бассейн оборотной воды; 16 — фильтр; 17 — бак для сгущенного концентрата; 18 — сгуститель концентрата; 19 — пульподелитель для распределения питания флотации; 20 — камеры основной флотации; 21 — камеры первой переотстилки; 22 — камеры второй переотстилки; 23 — камеры третьей переотстилки; 24 — камеры четвертой переотстилки; 25 — бассейн для хвостов; I — оборотная вода; II — каустическая сода; III — жидкое стекло; IV — избыток рудной гали; V — крахмал (флокулянт); VI — известь; VII — слив (шламы и хвосты); VIII — пар; IX — концентрат на окомкование; X — полимерный флокулянт; XI — слив сгустителя концентрата; XII — амин (собиратель); XIII — промпродукты; XIV — крахмал (подаватель)

обжигаются на агрегате «решетка-печь» производительностью 12,4 тыс. т/сут и поступают в кольцевой охладитель диаметром 20 м, а затем на склад или в отгрузочные бункера. Реагентный режим в цикле обогащения: силикат натрия 270 г/т — в мельницы I стадии; NaOH 960 г/т — в мельницы и дешламаторы; крахмал 820 г/т — в основную флотацию (растворе 2,5 %) амин 136 г/т — в слив сгустителя концентрата и 64 г/т — в питание фильтров. Подача едкого натра и силиката натрия в мельницы производится для улучшения диспергирования руды. Подготов-

ленная к флотации рудная пульпа имеет рН 11 при плотности около 10 % твердого и крупности — 80 % класса — 33 мкм.

Процесс обесшламливания осуществляется в сгустителях диаметром 16 м, причем слив сгустителя, поступающего на флотацию, дополнительно обрабатывается крахмалом. Опыт эксплуатации фабрики «Тилден» (США) показал, что изменение качества воды сильно влияет на процесс, особенно в зимнее время. Для стабилизации-процесса катионную флотацию проводят первичным амином, содержащим 16—18 атомов углерода. Собиратель нейтрализуется на 30 % уксусной кислотой и подается в процесс в виде 5 %-ной водной эмульсии.

На других фабриках, использующих обратную анионную флотацию, затрачивается до 1,5 кг на 1 т пищевого крахмала или до 3 кг/т барды сульфидных щелоков в качестве депрессора железорудных минералов, а для активации пустой породы — 2 кг извести и едкого натрия или соды с тем, чтобы поддерживать рН 11. Для флотации кварца в этом случае расходуется талловое масло 0,8 кг/т.

При прямой флотации анионными собирателями, применяемой на некоторых фабриках, руда подвергается предварительному обесшламливанию, а илы (фракция 20—0 мкм) сбрасываются в отходы. В качестве собирателя на питание флотации расходуется примерно 2 кг мыла таллового масла, 1 кг депрессора (раствора жидкого стекла) сернокислого алюминия. В этом случае среда обычно кислая (рН 5), регулируется добавкой серной кислоты, а при карбонатных рудах — щелочная (рН 10) и регулируется добавкой соды. Однако в связи со штрафами за ущерб, нанесенный окружающей среде, и возрастающей стоимостью экологической защиты, а также дефицитом пищевого крахмала, топлива, реагентов эти фабрики работают с перебоями.

В будущем флотация и селективная флокуляция, по-видимому, будут применяться лишь в особых условиях. Более перспективно применение гравитационного и высокоградиентного обогащения, не требующего ни расхода топлива, ни расхода реагентов, ни повышения затрат на экологическую защиту.

В Бразилии на горно-обогатительном комбинате, перерабатывающем гематитовую (итабиритовую) руду, введена в действие фабрика, на которой производится самоизмельчение 20 млн. т в год исходной руды и вырабатывается 14 млн. т гематитового концентрата, содержащего более 68 % железа при весьма высоком его извлечении (95 %). Установленные там высокоградиентные сепараторы в год перерабатывают около 1 млн. т руды каждый. Длительная эксплуатация показала высокую надежность и эффективность этих машин на материале, измельченном до 0,5—0 мм. Высокоградиентная сепарация получила распространение и на фабриках Канады и США, производящих концентраты для бездомного получения металла и порошковой металлургии (табл. 4.7). Эти фабрики перерабатывают спекуляритовый концентрат, содержащий 4,5 % кремнезема. После измельчения до крупности

0,5—0 мм и сепарации на высокоградиентных сепараторах получают гематитовый концентрат, содержащий до 70 % железа и менее 0,3 % кремнезема.

Таблица 4.8

Показатели работы установок по производству чистых гематитовых концентратов магнитным способом

Фирма, страна	Производительность, тыс. т/год		Крупность измельчения, мм	Содержание в концентрате, %	
	по исходному продукту	по концентрату		Fe	SiO <sub>2</sub>
«Феррокс айрон», Канада	37	15	0,5—0	69,5	0,3
«Файна метл», Канада	72	36	0,5—0	69,9	0,2
«Ферронс айрон», США	18	8	0,5—0	69,6	0,3

Высокоградиентные магнитные сепараторы «Джонса» в последнее время применены также на фабрике в Порт Картье для повторной обработки первичного концентрата винтовых сепараторов из рудника Файр Лейк (Канада). Мощность этой фабрики составляет 3 млн. т/год. При извлечении 95 % Fe получают конечный концентрат с 68,8 % Fe и 1,5 % SiO<sub>2</sub>. Наряду с сепараторами «Джонса» в опытных условиях испытаны сепараторы фирмы «Сала-Магнетик» (США), с высокоградиентным полем большой интенсивности (до 2Т), которые особенно пригодны для обогащения самых тонких шламов и для переобогащения отвальных шламов из прудов. Однако для этого потребуется многостадийная очистка пульпы от щепы, аппаратурного железа и других примесей. Процеживание через такие узкие щели огромных объемов пульпы может создать непреодолимые на горно-обогатительных комбинатах эксплуатационные трудности.

Проектируется использование высокоградиентной сепарации и на Криворожском ГОКе для окисленных кварцитов по схеме, приведенной на рис. 2.10. Однако в этом случае необходимо будет применять сепараторы особой конструкции, поскольку сепараторы «Джонса» на тонком измельченном материале должны иметь весьма узкие межполюсные зазоры, которые будут часто забиваться [8].

Высокоградиентное обогащение гематитовых шламов с 1977 г. применяется за рубежом. На руднике «Ламко» (Бьюкенен, Либерия) флотационное обогащение гематитовых шламов заменено обогащением на высокоградиентных сепараторах «Джонса», что позволило достичь многих преимуществ. Увеличилось содержание железа и уменьшилось содержание глинистых минералов в концентрате, повысилась прочность окатышей и их восстановимость. По данным фирмы «Сала — Магнетик» (Кембридж, США), производственные расходы на высокоградиентное обогащение в 3 раза меньше, чем на флотацию, несмотря на четырехкратное увеличение капитальных вложений на оборудование [15, 32].

### 4.3. ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ФАБРИКИ ДЛЯ БУРОЖЕЛЕЗНЯКОВЫХ РУД

Бурожелезные руды обогащают на Лисаковском ГОКе в Казахстане и на Камыш-Бурунском ГОКе в Крыму (см. рис. 3.2 и 3.11). Имеется также ряд фабрик меньшей производительности,

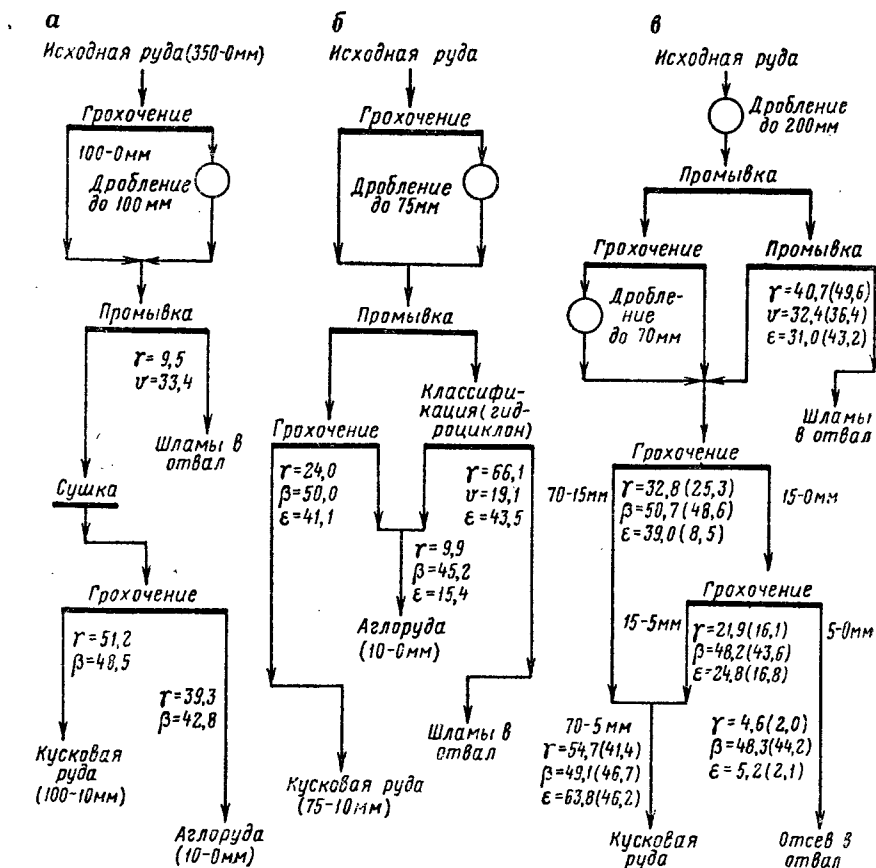


Рис. 4.14. Схемы промывки бурожелезных руд на обогатительных фабриках СССР:

а — Киреевская, б — Марсйская, в — Туканская и Западно-Майгашлинская (показатели последней — в скобках)

работающих на Урале и в Кузбассе. Для удаления глинистых минералов применяют промывку (рис. 4.14). В мытой руде содержание железа увеличивается на 4—9 %, шламы направляют в отвал, несмотря на высокое содержание в нем железа.

Исходную руду дробят до крупности 200—100 75—0 мм, причем плотная руда дробится в щековых, а глинистая в молотковых дробилках.

Применяют известные промывочные аппараты: бутары, корытные и мечевые моечные машины и промывочные башни. В табл. 4.9 приведены показатели работы промывочных фабрик СССР. На Туканской и Западно-Майгашлинской фабриках применяют многостадийную промывку: I стадия — в глухих, II стадия — в перфорированных бутарах; III стадия — в корытных моечных машинах. Промывка в башнях применялась в Камыш-Бурунской фабрике (V секция). Однако вследствие постоянной забивки брызгал башен в дальнейшем их заменили классификаторами. Мытые руды подвергаются грохочению на кусковые (+10 мм) и агломерационные (—10 мм). На Киреевской фабрике мытую руду подвергают сушке. Гравитационная схема обогащения мытой руды, применяемая на Камыш-Бурунской фабрике, приведена ранее на рис. 3.2. Первые четыре секции этой фабрики работают по промывочно-гравитационной схеме с двухстадийной промывкой в корытных двухшнековых промывочных машинах и отсадкой мелких промпродуктов.

Таблица 4.9

Показатели работы промывочных фабрик СССР

Фабрики	Содержание железа, %		Извлечение железа в концентрат, %
	в руде	в концентрате	
Киреевская	44,9	46,1	94,1
Марсйская	29,8	48,5	59,1
Туканская	46,5	49,4	77,7
Западно-Майгашлинская	46,3	49,5	72,3
Камыш-Бурунская:			
I—IV секции	40,5	46,0	77,0
V секция	40,4	46,3	66,0

Крупная руда (600—400 мм) поступает в зубчатые валковые дробилки, в которые подается вода в количестве 0,7 м³/т. Дробленая руда (80—0 мм) после зубчатых дробилок поступает в корытные двухшнековые промывочные машины. Поскольку крупные фракции мытой руды (+8 мм) бедные, то их отсеивают на вибрационных грохотах и додрабливают на гладковалковых дробилках. Класс —8 мм вместе с дробленным материалом повторно промывается в корытных шнековых машинах. Мытая руда направляется в речные классификаторы для обесшламливания, а затем в горизонтальные ковшевые конвейеры для обезвоживания. Сливы промывочных машин классификатора и ковшевого конвейера подвергаются классификации в гидроциклонах, пески которых возвращаются в классификатор, а сливы поступают на щелевой желоб, где из них выделяют промпродукты и хвосты. Промпродукты щелевого желоба совместно со сливами первой промывки после обесшламливания подвергаются отсадке.

После двухстадийного дробления до 25 мм табачная руда измельчается в стержневой мельнице с предварительным грохочением. Благодаря избирательному разрушению богатых сростков



в крупных фракциях остается в основном цемент. В связи с этим измельченная руда подвергается классификации и фракция 0,2 мм (пески) сбрасывается в хвосты.

Сливы обогащаются на беспоршневых отсадочных машинах. Получаемые при этом концентраты после обесшламливания и сгущения в спиральных классификаторах обезвоживают на ленточных фильтрах. Концентраты промывочно-гравитационных секций и гравитационной V секции направляют на агломерационную фабрику, где для повышения содержания железа и снижения мышьяка и фосфора их смешивают с криворожской рудой и известняком.

При агломерации рудных частиц из них удаляются кристаллическая влага, уголекислота и часть мышьяка (около 1/3), в результате происходит их дополнительное обогащение (содержание железа повышается до 50%, а содержание мышьяка снижается до 0,15%). Горячий офлюсованный агломерат, содержащий 48% железа, при основности 0,5 направляют на приазовские заводы морскими судами-рудовозами.

В связи с тем, что запасы окисленных руд на Керченском месторождении исчерпываются, на Камыш-Бурунском комбинате в течение нескольких лет на опытно-промышленной фабрике испытывались обжиг-магнитное и кричное способы обогащения табачных руд\*. Обжиг-магнитное обогащение обеспечивало удаление в газы 50% мышьяка и повышение содержания железа в концентрате до 60% при том же или несколько меньшем его извлечении, чем при промывке. Кричное обогащение — получение металлической крицы при содержании и извлечении железа более 90% вследствие использования железа хвостов (металлизации железа хвостов). Однако себестоимость концентратов оказалась более высокой, чем на ГОКах, перерабатывающих кварциты и поэтому переобогащение хвостов керченских руд пока не производится.

Обогатительная фабрика Лисаковского ГОКа отличается более сложной технологией (см. рис. 3.11). На больших беспоршневых отсадочных машинах (ОМП-1 с площадью решета 10 м<sup>2</sup>) в подрешетный продукт извлекают из обесшламленной руды основное количество рудных оолитов размером 0,6—0,2 мм. В качестве постели применяется слой металлической дробы толщиной 30—150 мм с дробинками размером 4—6 мм. Крупные и мелкие фракции при этом направляются в надрешетный (промежуточный) продукт, а затем на обогащение на сепараторах 4ЭВМ с напряженностью поля  $2 \cdot 10^3$  кА/м. При этом в концентрат извлекается магнитная фракция (30% железа) и выделяются отвальные хвосты (9—15% железа).

Для подготовки руды к обогащению используют: грохочение на грохотах со струнной решеткой, дробление в молотковой дроб-

\* Кричное обогащение партии хвостов производилось на Орско-Халиловском комбинате Г. П. Басанцевым, О. Д. Товстановским, П. А. Тащиенко, В. И. Кармазиным (Обогащение руд, Л., 1964, № 4, с. 27—30).

билке (разгрузочная щель 20—30 мм) и измельчение в стержневых мельницах производительностью 100 т/ч. Установленное оборудование обеспечивает раскрытие минералов при небольшом переизмельчении: при дроблении дополнительно образуется всего 3% мелких классов 0,1—0 мм и выход шламов растет на 1—2%. Эффективность грохочения по классу 1—6 мм весьма высокая (более 90% при производительности, превышающей 80 т/ч). Чтобы избежать переизмельчения руды в стержневых мельницах, поддерживается оптимальная масса стержневой загрузки (23 т) и содержание твердого в разгрузке (не менее 50%).

Обесшламливание руды перед отсадкой производят в спиральных классификаторах, которые обеспечивают повышение содержания твердого в песках с 11 до 70% и снижение содержания мелочи — 0,2 мм с 30 до 14%. Благодаря классификации содержание железа в песках — питании отсадочных машин повышается на 2—3%.

Обезвоживание концентрата производят на спиральном классификаторе, а фильтрование — на ленточных фильтрах с капроновой фильтротканью. Влажность концентрата 10% при новой ткани и до 20% при старой.

Проектная схема с целью повышения качества концентрата и извлечения железа совершенствуется: увеличивается число стадий отсадки и магнитной сепарации соответственно до 2 и 3 с перечисткой концентрата. Как и на Камыш-Бурунском комбинате, здесь для дальнейшего повышения качества концентрата сооружена секция обжиг-магнитного обогащения руд, а также стенд для магнитного обогащения шламов на мокрых высокоградиентных сепараторах с индукцией 2 Тл.

На секции установлена печь для обжига во взвешенном слое. В ней обжигают руду крупностью 30—0 мм (производительность 50 т/ч). Обожженная и охлажденная руда подвергается грохочению. Фракция 2—0 мм направляется на обогащение в слабом поле на сепараторы ПБМ-90×250 (индукция 0,1 Тл), на которых выделяются отвальные хвосты (10% железа), а магнитная фракция вместе с надрешетным продуктом поступает на доизмельчение в шаровую мельницу до крупности 55% класса — 0,074 мм. Сепараторы установлены на сливах мельниц (магнитные сепараторы работают в замкнутом цикле с измельчением и классификацией, перерабатывая слив мельницы). Измельченный материал подвергается обесшламливанию и двум приемам магнитной сепарации (с перечисткой магнитной фракции). Полученный промпродукт направляется на доизмельчение до крупности 95% — 0,074 мм, намагничивается, обесшламливается и подвергается магнитной сепарации в три приема с перечисткой магнитного продукта.

Показатели обжиг-магнитной секции приведены в табл. 4.10, но работа ее не рентабельна вследствие низкого извлечения. По-видимому, целесообразно применение комбинированной гравитационно-магнитно-обжиг-магнитной схемы, предусматривающей полное улавливание пылевых фракций при обжиге и магнитное

дообогащение концентратов гравитационно-магнитной фабрики, и отделения высокоградиентного обогащения шламов. Обжиг-магнитное обогащение бурожелезняковых руд используется на Кремиковском металлургическом комбинате (НРБ).

Таблица 4.10

Показатели обогащения лисаковских руд на опытно-промышленной установке обжиг-магнитного обогащения, %

Показатели	Проектные	Фактические	Показатели	Проектные	Фактические
Содержание железа:			Извлечение железа в концентрат	85,1	64,6
в исходной руде	38,0	39,2			
в концентрате	61,6	58,3	Влажность:		
в хвостах	16,2	20,1	исходная руда	12,0	2,2
Выход концентрата	52,5	42,3	концентрат	10,0	12,0

Обжиг дробленой до крупности 20—0 мм руды производят в барабанных печах (5×120—3 шт и 3,6×50—3 шт). Печи отапливаются доменным газом, а для восстановления добавляется 8 % бурого угля от массы руды. Выход обожженной руды 65 %, влажность 12 %, степень восстановления 80—100 %. Пыль, выносимая из печей, содержит 25 % железа. Вместе с пылью удаляют около 1/3 свинца, который испаряется при восстановлении свинцово-содержащих минералов: плюмбозита, церуссита, галенита.

Обожженная руда охлаждается в спиральных классификаторах и с влажностью около 12 % подается в шаровые мельницы, работающие в замкнутом цикле с классификаторами. Обогащение слива классификаторов (крупностью 70 % класса — 0,074 мм) производится на магнитных сепараторах ПБМ-90—250. Концентрат содержит 9 % Mn, 35 % Ba, 0,6 % Pb, 9,5 % SiO<sub>2</sub>, 2,3 % CaO и 49 % железа при извлечении его около 70 %.

Фабрики зарубежных стран, перерабатывающие бурожелезняковые руды (СФРЮ, США, ФРГ), также применяют одностадийную или многостадийную промывку с последующим гравитационным обогащением кусковых фракций (рис. 4.15). Для полного размокания цементирующего вещества требуется значительное время (до 48 ч), в связи с чем на фабрике «Ильзейде-Пейне» (США) применяют промывочные башни усовершенствованной конструкции. Материал в них продувается воздухом и промывается водой в течение 16 ч (расход воды 5,7 м<sup>3</sup>/т, воздуха 25 м<sup>3</sup>/т). Результаты обогащения при использовании башенной промывки получаются более высокими по сравнению с обычными аппаратами.

Крупные промывочные фабрики производительностью 16 тыс. т/сут лимонитовой руды работают в США («Лен—Стар») и ФРГ («Зальцгиттер—Кальбект»). Схема первой фабрики предусматривает контрольное грохочение с додрабливанием надрешиного продукта до 100 мм и отдельную промывку классов 138 и 38—0 мм с додрабливанием крупного материала до 38 мм

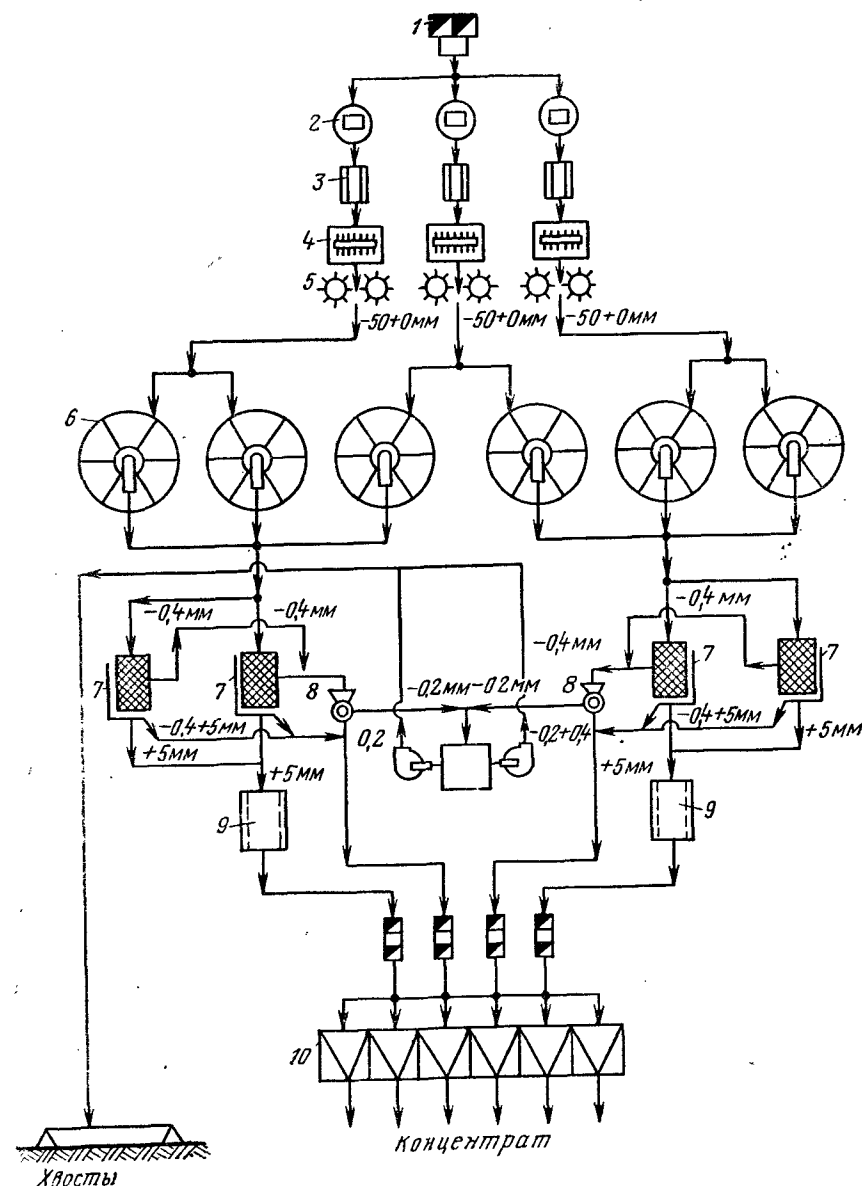


Рис. 4.15. Схема цепи аппаратов промывочной фабрики «Ильзейде-Пейне» (ФРГ) для обогащения бурожелезняковых руд [47]:  
1 — стволы шахты; 2 — опрокиды; 3 — приемные бункера; 4 — молотковые дробилки; 5 — зубчатые валковые дробилки; 6 — промывочные башни емкостью 750 т руды каждая; 7 — грохоты; 8 — обезвоживающие гидроциклоны; 9 — обезвоживающие барабанные грохоты; 10 — приемные бункера

с последующей промывкой и двумя контрольными промывками продукта 38—0 мм в лопастных мельницах. Среднее содержание железа в концентрате составляет 42 % при извлечении около 50 % [38]. Сливы после промывочных машин, обезвоживания и классификации сбрасываются без обогащения в хвосты фабрик.

Схема второй фабрики («Зальцгиттер — Кальбекх», ФРГ) предусматривает использование обогащения в ферросилициево-магнетитовых суспензиях (смесь ферросилиция с магнетитом в отношении 3:1). Дробление производится в зубчатых валковых дробилках (I и II стадии). Дробленую руду промывают в аппаратах

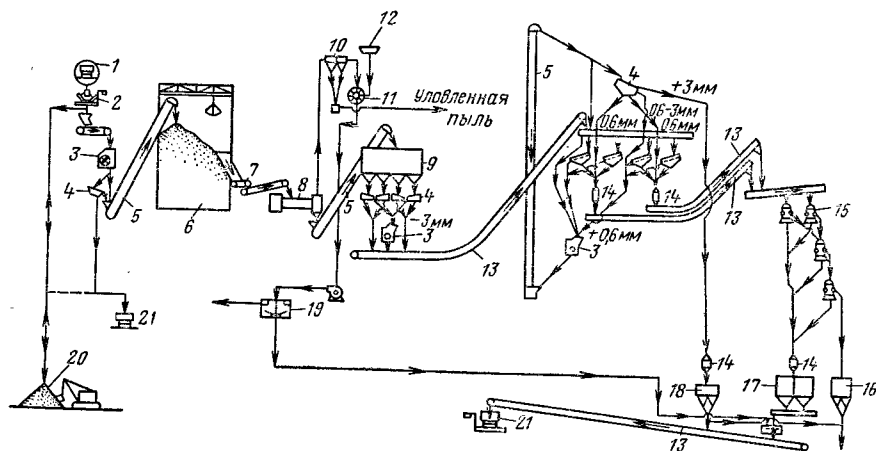


Рис. 4.16. Схема цепи аппаратов фабрики «Пегниц» (Лотарингия) для сухого магнитного обогащения бурожелезняковой руды:

1 — опрокид; 2, 7—13 — ленточные конвейеры с автоматическими весами; 3 — молотковая дробилка; 4 — вибрационный грохот; 5 — ковшевой элеватор; 6, 9, 16, 17, 18 — соответственно бункера дробленой руды, породы, концентрата, надрешетного продукта; 8 — сушильный барабан; 10 — пылеуловительные циклоны; 11 — центробежные пылеуловители; 14 — автоматические весы; 15 — магнитные сепараторы ЭВСЦ; 19 — струстель; 20 — склад руды (резерв); 21 — хоппер

типа дражных классификаторов. Мытая руда крупностью 6—4 мм додробливается и после объединения с классом 4—0 мм и второй промывки выдается в качестве концентрата для агломерации, содержащего 30 % Fe, 15 % SiO<sub>2</sub> и 5 % CaO.

Кусковые фракции отдельно подвергаются обогащению в суспензиях: класс +15 — в конусных сепараторах, класс 15—6 мм — в гидроциклонах с ферросилициево-магнетитовой суспензией плотностью 2:1 г/см<sup>3</sup>. В концентратах конусных сепараторов содержится 30 % Fe, 18 % SiO<sub>2</sub> и 7 % CaO. В хвостах, выделяемых в тяжелых суспензиях, содержится 11—13 % железа.

На аналогичной фабрике, обрабатывающей бурожелезняковые и брекчиевидные руды («Блекберн», США), подготовка руды производится путем размывки гидромонитором в бункере, затем ее дробят до 75—0 мм в замкнутом цикле с промывкой в шнековых аппаратах. Дробленая руда подвергается контрольной промывке и грохочению на фракции 75—3,2 мм и 3,2—0 мм. Крупная фрак-

ция обогащается в тяжелых суспензиях, где выделяется готовый концентрат и 25 % отвальных хвостов. Мелкая фракция классифицируется по классу 1,6 мм, где одновременно обезвоживается. Зернистый продукт является концентратом, а подрешетный (1,6—0 мм) — хвостами.

Магнитное обогащение бурых железяков в сильном поле применяется в ФРГ и во Франции, где обогащаются бедные руды Лотарингского месторождения, содержащие менее 30 % железа. В результате обогащения на сухих магнитных сепараторах по схеме фабрики «Пегниц» (рис. 4.16), из такой руды получают концентраты, содержащие более 40 % железа при высоком извлечении (84 %).

#### 4.4. ФАБРИКИ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ СИДЕРИТОВЫХ РУД

Обогащение сидеритовых руд производится на Бакальском комбинате обжиг-магнитным и гравитационным способом, а также на Саткинском и Ашинском металлургических заводах (окислительный обжиг в шахтных печах, повышающий содержание железа с 34 до 47 %). При обжиг-магнитном обогащении сидеритовая руда подвергается дроблению и грохочению на дробильно-сортировочной фабрике. Мелочь класса 10—0 мм агломерируется без обогащения. Удаление кислоты и влаги происходит в процессе спекания на агломашинах, а крупная руда подвергается обжигу при 1100°С в течение 4 ч в 9 шахтных печах, отапливаемых природным газом. Содержание железа в обожженной руде повышается до 44,8 %. Охлаждение обожженной руды до температуры 100°С производится под печами в жалюзийных бункерах. Производительность печи 10 т/ч. Охлажденная руда снова подвергается грохочению на ситах с отверстием размером 10 мм и раздельной магнитной сепарации. Конечный концентрат содержит 52—54 % железа.

Бедные сидеритовые руды перед обжигом и агломерацией подвергаются механическому обогащению по той же технологии, что и бурые железяки.

На рис. 4.17 изображена схема, которая используется на югославских фабриках («Вареш») и канадской («Алгома»). Фабрика «Вареш» работает на тонковкрапленных сидеритовых рудах с примесью сидерита и лимонита. Дробленая до крупности 200—0 мм руда подвергается грохочению. Крупную фракцию (+200—8 мм) обогащают на сепараторах «Дрюбой» в две стадии при плотности разделения 3,2 и 2,9 г/см<sup>3</sup> (на вторую стадию направляют промпродукт и хвосты первой стадии).

Класс 8—0,4 мм обогащают в одну стадию при плотности разделения 3,12 г/см<sup>3</sup>. (На гидроциклонном сепараторе «Тюрпинсон»). На этих же сепараторах в тяжелой суспензии с ферросилициевым утяжелителем обогащают промпродукты II стадии сепарации кусковой руды, додробленной до крупности 8—0 мм.

Высокая точность разделения в применяемых тяжелосредних аппаратах обеспечивают высокий выход (75%) и качество концентрата, содержащего 39% железа, 3,6% марганца, 5,9% кремнезема и 91,5% извлечения металла. Концентраты на фабрике «Вареш» (СФРЮ) подвергаются обработке на усреднительных складах и последующему окускованию, которое благодаря удалению уголекислоты, повышает содержание железа до уровня концентратов обжиг-магнитного обогащения.

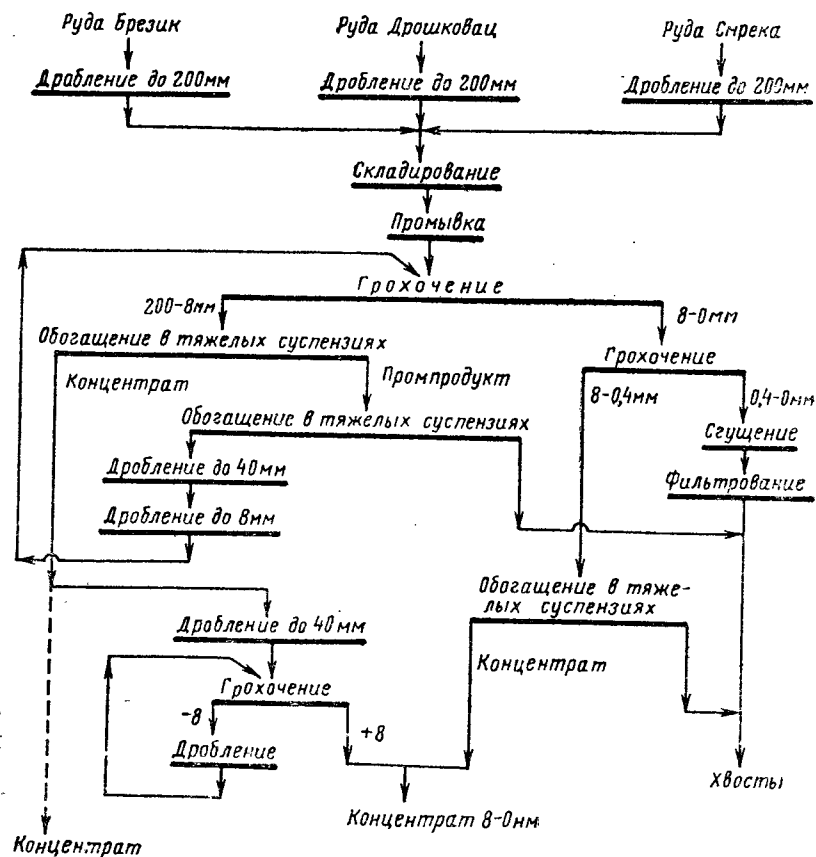


Рис. 4.17. Схема фабрик для обогащения тонковкрапленных сидеритовых руд за рубежом

Благодаря высокой основности металлургическая ценность их будет повышенной и близкой к магнетитовым и гематитовым концентратам, содержащим 55—57% железа.

В будущем в СССР будут подвергаться высокоградиентному обогащению и сидерит-магнетитовые кварциты Чертомлыкского и других месторождений (см. рис. 2.12 [24]).

## Глава 5

### ОПЫТ РАБОТЫ ФАБРИК ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ МАРГАНЦЕВЫХ И ХРОМОВЫХ РУД

#### 5.1. ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ФАБРИКИ ДЛЯ РУД НИКОПОЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Руды восточной части Никопольского бассейна обрабатывают на фабриках Грушевских (ГОФ-1, ГОФ-2) и ЦОФ, а западной — на Чкаловской (ЧОФ), Богдановской (БОФ) и Александровской (АОФ) по комбинированным схемам (см. рис. 2.6). Схема цепи аппаратов ЦОФ, перерабатывающей смешанные руды (окисные и карбонатные), показана на рис. 5.1.

Таблица 5.1

Примерные технико-экономические показатели обогащения марганцевых руд на обогатительных фабриках Никопольского бассейна

Показатель	Марганецкий ГОК		Орджоникидзевский ГОК		
	Грушевская	ЦОФ	Богдановская	Чкаловская	Александровская
Удельные расходы на 1 т исходной руды:					
электроэнергии, квт·ч	8,2	9,0	3,8	8,8	2,7
воды, м³	9,7	4,6	10,7	9,6	4,3
Удельные расходы на 1 т суммарного концентрата:					
электроэнергии, квт·ч	18,6	21,2	7,3	23,5	6,8
воды, м³	22,1	10,8	20,8	25,5	11,1
Основные средства, тыс. руб.	16690,0	5237,1	7385,8	13665,0	991,0
Удельные капитальные затраты на 1 т, руб.:					
исходной руды	5,98	3,28	2,62	4,29	0,91
суммарного концентрата	13,56	7,71	5,18	11,42	2,34
Общая сумма годовых эксплуатационных затрат:	23 532	13 185	20 787	16 442	8 162
в том числе:					
сырье	19 501	11 046	17 365	12 203	7 155
перел	3 020	1 577	2 574	3 138	652
Общерудничные и непроизводственные расходы, тыс. руб.	1 011	562	848	1 101	355
Себестоимость 1 т суммарного концентрата, руб.	19,08	19,39	14,10	13,73	19,24
в том числе:					
сырье	15,84	16,27	11,60	10,20	16,88
перел	2,46	2,32	1,72	2,62	1,54
Общерудничные и внепроизводственные расходы	0,78	0,80	0,78	0,91	0,82

Технико-экономические показатели работы этих фабрик приведены в табл. 5.1 и 5.2. По количеству и качеству концентратов

они выше проектных, а по себестоимости — ниже. Более дешевые концентраты получаются на Чкаловской фабрике. Это объясняется и более высоким качеством сырья и более совершенной технологией, которая включает промывку и отсадку кусковых

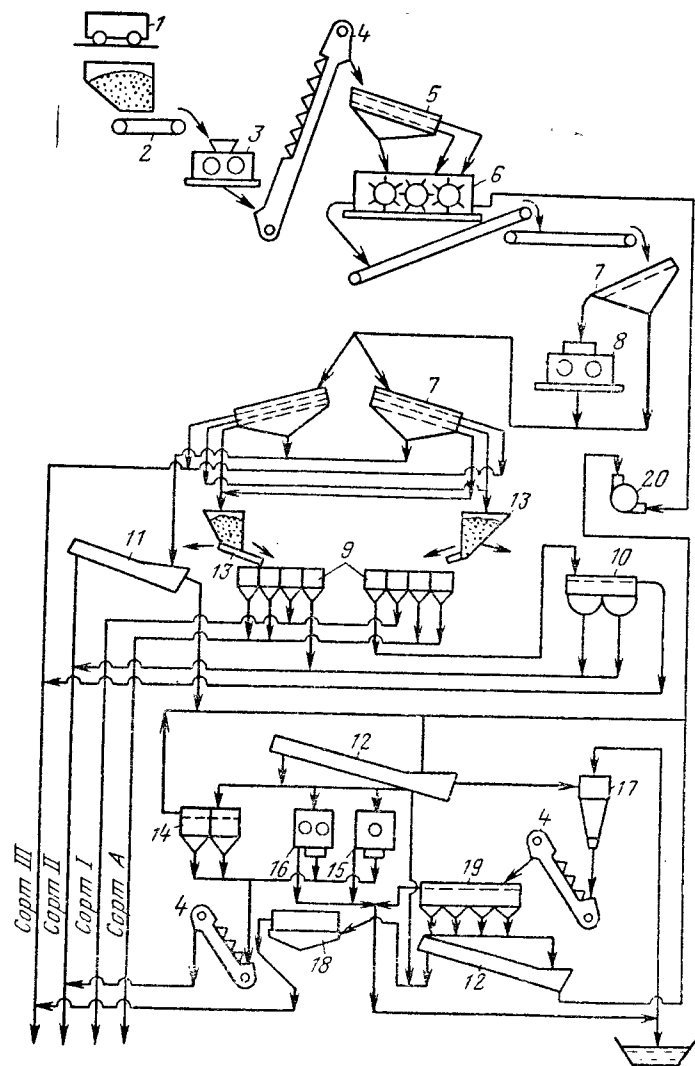


Рис. 5.1. Примерная схема цепи аппаратов обогатительных фабрик первого поколения для марганцевых руд (ЦОФ Марганецкого ГОКа):

1 — вагонетка; 2 — пластинчатый питатель; 3 — зубчатая валковая дробилка; 4 — ковшовый элеватор; 5 — грохот ГУП-1; 6 — промывочная машина — эксцельсор; 7 — грохот ГЖ-9; 8 — гладковалковая дробилка; 9 — отсадочная машина с подвижным ситом; 10 — поршневая отсадочная машина; 11 — одногребельный классификатор; 12 — двухгребельный классификатор; 13 — лотковый питатель; 14 — отсадочная машина ОЛ-4; 15 — сепаратор 127-СЭ; 16 — сепаратор 2ЕК-5; 17 — гидrocиклон; 18 — вакуум-фильтр; 19 — отсадочная машина СТ-47; 20 — насос 8НП.

Таблица 5.2

Технологические показатели работы Никопольских обогатительных фабрик, %

Концентрат	Грушевая		ЦОФ		Бердянская		Чкаловская		Александровская	
	содержание Мп	извлечение	содержание Мп	извлечение	содержание Мп	извлечение	содержание Мп	извлечение	содержание Мп	извлечение
Сорт А	47,26	0,05	47,36	0,25	—	—	49,98	3,96	—	—
Гравитационный I сорта	44,81	54,84	44,89	27,91	44,56	56,90	44,84	65,70	44,34	39,53
Флотационный I сорта	44,22	2,97	—	—	—	—	—	—	—	—
Итого, I сорт	44,78	57,81	44,89	27,91	44,56	56,90	44,84	65,70	44,34	39,53
Всего высших сортов	44,78	57,86	44,91	28,16	44,56	56,90	45,11	69,66	44,34	39,53
II сорт	37,76	16,52	36,37	20,94	36,49	18,31	37,46	6,37	35,80	31,14
III сорт	—	—	33,52	0,06	—	—	—	—	—	—
Карбонатный	—	—	28,82	21,05	—	—	—	—	—	—
Общий концентрат	43,01	74,38	36,29	70,21	42,28	75,21	44,35	76,03	40,13	70,67
Хвосты и шламы	14,1	25,62	14,1	29,79	16,9	24,79	10,0	23,97	11,7	29,33
Исходная урда	28,26	100,0	24,69	100,0	30,82	100,0	24,66	100,0	23,48	100,0

фракций руд, магнитную сепарацию мелочи на валковых сепараторах с высокой напряженностью поля ( $2 \cdot 10^3$  кА/м) [1] и иногда флотацию (с пенной сепарацией обезыленных шламов). Илистые фракции — 30 мкм при обесшламливании удаляются в отходы без обогащения. Различия в схемах фабрик незначительны и объясняются особенностями вещественного состава руд. Например, класс мельче 3 мм на ГОФ обогащается по магнитно-гравитационной схеме, а на БОФ и ЧОФ — по магнитной. На БОФ, в отличие от ГОФ и ЧОФ, отсутствуют операции по дообогащению гравитационных промпродуктов. Шламы промывки на большинстве фабрик обогащают флотацией, но выход флотационного концентрата незначителен ( $<1,5\%$ ).

В результате обогащения окисной руды на Никопольских фабриках получают концентраты 1-го сорта со средним содержанием марганца 44,8 при выходе 35,4 %. Кроме 1-го, получается концентрат 2-го сорта, содержащий 36,6% марганца при выходе 12,6%. Извлечение марганца в товарные концентраты составляет в среднем 75,5%. Из общей суммы потерь более половины представлено тонкими шламами (65%), причем 60% этого количества составляют вторичные шламы, образованные при дроблении, измельчении и истирании при промывке промпродуктов.

Исходную руду дробят на молотковых дробилках  $1750 \times 1450$  и валковых зубчатых ДДЗ-М. Измельчение — осуществляют в барабанных мельницах диаметром 3200 мм; промывку — в корытных трехкамерных мойках (МБМ-1 и др.); отсадку — на беспоршневых отсадочных машинах (ОМТК, МОБК-8С и др.); магнитную сепарацию — на электромагнитных валковых мокрых сепараторах 5СВК, 2ЭВМ и 4ЭВМ 38/250; обесшламливание — в гидроциклонах диаметром от 350 до 1500 мм; флотацию — на машинах ФП-16 и Механобр-6.

На обогатительных фабриках улучшены конструкции промывочных машин (увеличено число лопастей — мечей с 4 до 6). Благодаря этим усовершенствованиям производительность промывочных машин повышена до 180 т/ч, а выход неомытой глины уменьшен с 10 до 4%. Качество мытой руды также удалось повысить на 0,5—2,8 %, но образование шламов (по классу — 0,16 мм) при этом увеличилось на 2,5—5,2 %. Улучшена и классификация шламов, как уже отмечалось, благодаря использованию вместо стандартных гидроциклонов таких же аппаратов, но большего диаметра (1000 мм). Внедрение больших циклонов позволило увеличить на 1,5% выход продуктов, направляемых на флотацию (выход класса +10 мкм). Однако эффективность классификации шламов меньше 80% и в сливы уходит 22—30% по выходу класса +20 мкм. Этим объясняются более высокие по сравнению с проектными потери марганца в операции флотации (75 % против 62,6 % по ГОФ и 75 % вместо 59,2 по БОФ).

Дальнейшее улучшение классификации сливов промывочных машин (содержащих 52, 33 и 37,4% материала флотационной крупности соответственно по БОФ, ЧОФ и ГОФ) — значительный ре-

зерв увеличения выхода флотационного концентрата, который пока очень небольшой ( $<1,5\%$ ).

Для повышения выхода гравитационного концентрата отсадочные машины устаревших конструкций на фабриках заменены новыми ОМТК-4 и др. В отделениях флотации дополнительно установлены машины для пенной сепарации, позволяющие извлекать более крупные зерна марганцевых минералов и не позволяющие переизмельчать зернистые марганцевые минералы.

Расход реагентов при флотации (пенной сепарации) (кг/т): эмульсола 10—12, сырого таллового масла 2, солярового масла 1,5, жидкого стекла 0,5. Применение пенной сепарации позволило увеличить крупность флотируемого материала с 20 до 40% класса +0,15 мм.

В связи с тем, что концентраты отсадки загрязнены сростками и глиной, в дальнейшем намечается дополнить схемы гравитационного обогащения перечистными отсадочными машинами, а отсадку мелких фракций — операцией центробежного (суспензионного) обогащения в гидроциклонах. Применяемое доизмельчение промпродуктов отсадки для последующей флотации малоэффективно, потому что при измельчении в стержневых и шаровых мельницах происходит большое шламообразование и потери марганца с тонкими шламами увеличиваются на 3,7—5%. Как показали промышленные испытания, проведенные на ГОФ и БОФ, более целесообразно использовать для этой цели высокоградиентные сепараторы, которые эффективно обогащают не только зернистые, но и тонкие шламы, благодаря чему извлечение увеличивается до 80%.

В связи с постепенным ростом доли карбонатных руд в питании фабрик показатели обогащения на них ухудшаются, содержание марганца в концентратах падает, а в отходах — возрастает. Это происходит потому, что карбонаты марганца имеют меньшее теоретическое содержание металла, несмотря на повышенную плотность.

Промышленные испытания, проведенные на ЦОФ (табл. 5.3), показали, что куски карбонатной руды после промывки можно отделять от окисных на оптических сепараторах (см. рис. 4.1, а). Эффективность сортировки высокая. В окисной руде практически не содержится серых кусков (карбонатов), а в карбонатной руде — черных кусков — окисной руды.

## 5.2. ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ФАБРИКИ ЧИАТУРСКОГО БАССЕЙНА

В этом бассейне работают 9 обогатительных фабрик Чиатурского горнорудного комбината (ЧГРК) по комбинированной схеме. В технологических схемах ЦОФ, «Пероф», 25-бис и 29 предусмотрено гравитационное и гравитационно-магнитное обогащение без доработки промпродуктов (см. рис. 3.16). Три фабрики с дообогащением магнитной сепарацией и отсадкой доизмельченных до 8—0 мм или 3—0 мм промпродуктов отсадки крупных классов (ЦОФ-2, НОФ и КОФ «Дарквети»). Две фабрики (ЦДФ и ЦФФ)

**Таблица 5.3**  
**Технологические показатели обогащения руды фотометрическим способом, % (по К. И. Тищенко)**

Класс. мм	Фракция, продукт	Выход			Содержание			Извлечение Мп		
		от операции	от продукта	от исходной	Мп	SiO <sub>2</sub>	CaO	от операции	от продукта	от исходной
—100+50	Карбонатная	77,5	44,1	10,9	28,6	7,7	12,1	63,8	35,3	12,8
	Окисная	22,5	12,8	3,2	56,0	4,2	—	36,2	20,0	7,3
	Исходный	100,0	56,9	14,1	34,8	6,9	—	100,0	55,3	20,1
—50+35	Карбонатная	66,7	15,1	3,7	29,2	7,5	11,9	50,9	12,4	4,5
	Окисная	33,3	7,6	1,9	56,5	4,4	—	49,1	11,9	4,3
	Исходный	100,0	22,7	5,6	38,3	6,5	—	100,0	24,3	8,8
—35+25	Карбонатная	66,7	13,6	3,4	30,2	7,3	9,5	56,1	11,5	4,2
	Окисная	33,3	6,8	1,7	47,3	5,7	—	43,9	8,9	3,3
	Исходный	100,0	20,4	5,1	35,9	6,8	—	100,0	20,4	7,5
—100+25	Карбонатная	72,8	72,8	18,0	29,0	7,6	11,6	59,2	59,2	21,5
	Окисная	27,2	27,2	6,8	54,0	4,6	—	40,8	40,8	14,9
	Исходный	100,0	100,0	24,8	35,8	6,8	—	100,0	100,0	36,4

**Таблица 5.4**  
**Технологические показатели работы Чиатурских обогажительных фабрик, %**

Концентрат	Центральная № 1		Центральная № 2		«Дарквет»		№ 29		№ 25-бис		«Пероф»		Центральная доводочная	
	Содержание Мп	Извлечение	Содержание Мп	Извлечение	Содержание Мп	Извлечение	Содержание Мп	Извлечение	Содержание Мп	Извлечение	Содержание Мп	Извлечение	Содержание Мп	Извлечение
Пероксидный	—	—	—	—	—	—	53,6	2,6	—	—	54,9	42,3	—	—
Окисный I сорт	49,2	40,2	49,2	36,1	49,3	33,6	49,7	52,9	49,7	54,6	48,6	0,3	—	—
Окисный II сорт	45,8	9,6	45,1	13,5	46,1	7,9	44,5	6,5	47,1	3,5	46,3	0,4	44,8	18,7
Окисный III сорт	39,7	0,2	40,6	0,3	—	—	40,4	0,6	—	—	—	—	—	—
Окисный IV сорт	—	—	—	—	29,0	0,6	—	—	—	—	—	—	23,2	27,7
Итого, окисный	48,5	50,0	48,0	49,9	48,5	42,1	49,0	60,0	49,5	58,1	47,0	0,7	28,8	46,5
Карбонатный	—	—	—	—	28,5	9,9	24,3	0,1	—	—	—	—	24,3	0,5
Общий	48,5	50,0	48,0	49,9	42,5	52,0	49,2	62,7	49,5	58,1	54,7	43,0	28,8	46,9
Промпродукт	22,8	25,3	20,9	26,8	21,6	27,0	20,7	16,3	22,8	23,2	23,4	29,9	—	—
Всего товарной продукции	35,5	74,3	33,0	76,7	32,0	79,0	38,4	79,0	37,2	81,3	35,3	72,9	28,8	46,9
Хвосты и шламы	10,1	25,7	7,2	23,3	7,8	21,0	12,6	21,0	13,0	18,7	20,8	27,1	17,9	53,1
Исходная руда	21,5	100,0	18,0	100,0	19,4	100,0	26,8	100,0	27,6	100,0	29,7	100,0	21,8	100,0

являются доводочными, на которых централизованно обрабатываются промпродукты и шламы остальных фабрик. Промпродукты с содержанием более 24% марганца именуются концентратами четвертого сорта.

Примерные технологические показатели работы фабрик приведены в табл. 5.4. Из этих данных видно, что извлечение металла в марганцевый концентрат первого сорта составляет только 50%, в промпродукт — 24,3% и в шламы — 25,7%.

На фабриках первой группы исходную руду дробят до 16 мм в конических дробилках и направляют на промывку в спиральные классификаторы. Мытую руду рассеивают на классы 16—12; 12—1,5 и 1,5—0 мм. Каждый класс отдельно подвергают отсадке на поршневых отсадочных машинах.

Концентрат первого сорта получают из мытой руды всех крупностей. Промпродукты отсадки и шламы направляют на центральную доводочную фабрику ЦДФ и центральную флотационную фабрику ЦФФ.

Новая обогатительная фабрика нагорья «Дарквети» имеет схему фабрик второй группы. Исходную руду здесь дробят до 20 мм, промывают и классифицируют на фракции 20—8, 8—3 и 3—0 мм и раздельно подвергают обогащению в магнетитовой суспензии в вихревых гидроциклонах (рис. 5.2), выделяя концентраты, промпродукты и хвосты. Промпродукты отсадки измельчают до 3 мм и обогащают по гравитационно-магнитной схеме на электромагнитных валковых сепараторах (ЭВМ-38-200) и на воздушно-пульсационных отсадочных машинах.

Схема карбонатной обогатительной фабрики КОФ того же нагорья аналогична схеме НОФ (обе фабрики работают в едином комплексе и вырабатывают карбонатные и окисные концентраты).

Схема центральной доводочной фабрики, которая перерабатывает гравитационные промпродукты и концентраты низших сортов, выделяя из них дополнительное количество концентратов I, II и IV сортов, отличается тем, что исходные продукты для раскрытия сростков подвергаются измельчению в стержневых мельницах, а измельченный материал — классификация на спиральных классификаторах по зерну 0,16 мм (см. рис. 3.16, в).

Пески классификации обогащают на валковых электромагнитных сепараторах для вывода немагнитной породы в хвосты, а магнитную фракцию подвергают отсадке. Плотные окисные рудные частицы извлекаются в тяжелую фракцию, которая соответствует по составу концентрату I и II сортов. В фракции промежуточной плотности выделяются карбонатные зерна, а в легкую фракцию — пористые и рудные зерна, объединяемые со сливами дешламации и направляемые на ЦФФ.

Схема центральной флотационной фабрики включает дешламацию шламов по крупности 20 мкм, классификацию и измельчение песков до крупности 0,15 мм в шаровых мельницах и селективную флотацию (см. рис. 3.16, г).

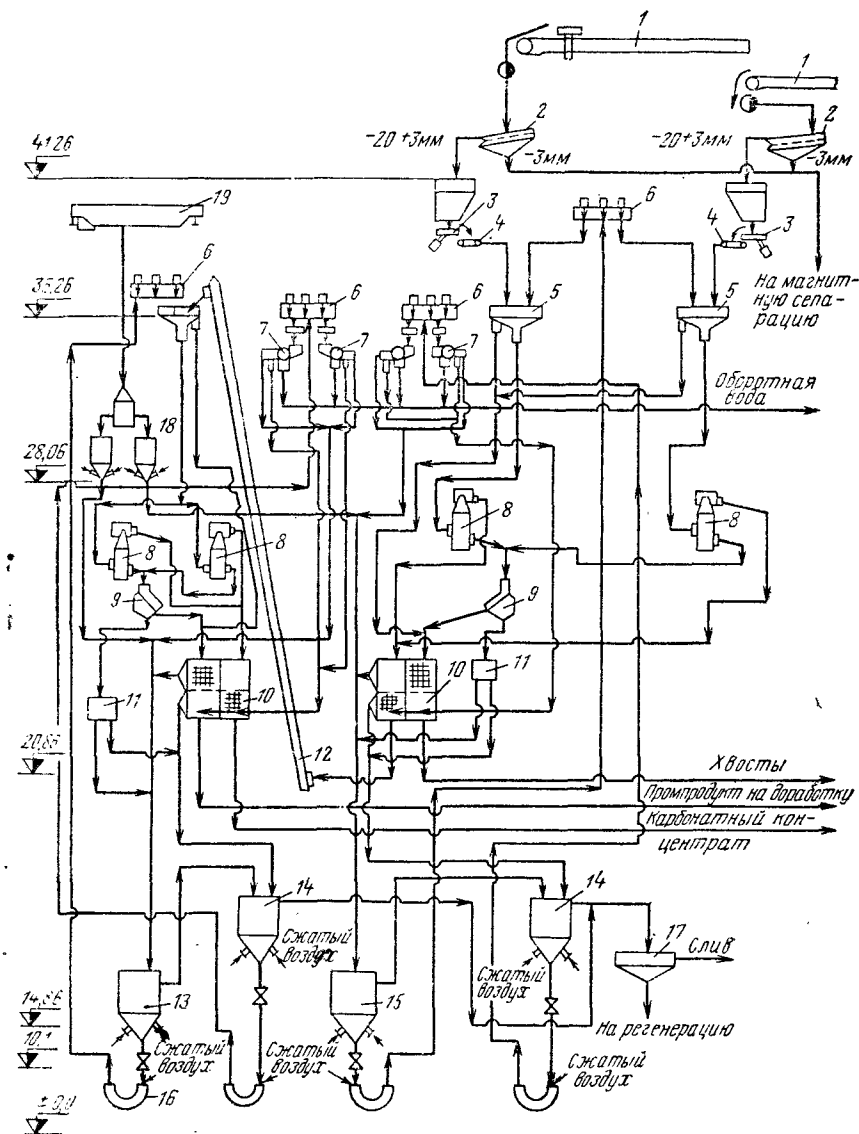


Рис. 5.2. Схема цепи аппаратов фабрики для обогащения карбонатной марганцевой руды в тяжелых суспензиях с использованием вихревых гидроциклонов (карбонатная обогатительная фабрика КОФ «Дарквети» ГРК Чиатурмарганец) [46]:

1 — конвейер ленточный; 2 — грохот ГРЛ-61; 3 — вибропитатель 500×1600; 4 — дозатор ЛДА-60с; 5 — напорная смесительная воронка; 6 — пульподелитель; 7 — сепаратор ЭВМ-3; 8 — вихревой гидроциклон диаметром 500 мм; 9 — дуговой грохот; 10 — грохот ГРЛ-72-1; 11 — делительный ящик; 12 — элеватор ЭОб; 13, 15 — бак для кондиционной суспензии; 14 — бак для некондиционной суспензии; 16 — аэролифт; 17 — сборник шмыгов и переливов; 18 — бак для приготовления суспензии; 19 — край мостовой электрический



После перемешивания с флотационными реагентами пульпу направляют в цикл карбонатной флотации, а промпродукты этой операции служат питанием цикла окисной флотации. Флотационные концентраты сгущают в сгустителях диаметром 24 м и фильтруют на дисковых вакуум-фильтрах.

В связи с лучшими показателями пенной сепарации флотационные машины впоследствии заменены машинами для пенной сепарации. Для повышения качества флотационных концентратов намечена установка высокоградиентных сепараторов, на которых,

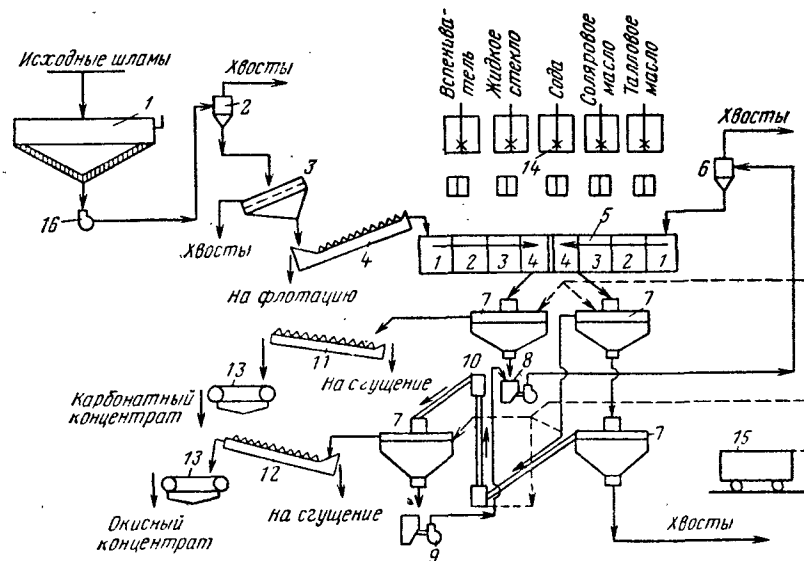


Рис. 5.3. Схема цепи аппаратов отделения пенной сепарации марганцевых шламов (Центральная флотационная фабрика ЦФФ ГРК Чнатурмарганец): 1 — сгуститель диаметром 30 м; 2 — гидроциклоны ГЦ-50; 3 — инерционный грохот наклонный легкого типа ГИЛ-32А; 4 — односпиральный классификатор с погруженной спиралью ИКСР-15; 5 — флотационная 8-камерная машина «Механобр-6В»; 6 — гидроциклон ГЦ-35; 7 — флотационная машина ФПС-16; 8 — насос БГР-8; 9 — насос МПГ-3; 10 — аэрофит; 11 — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью ИКСН-12; 12 — односпиральный классификатор с непогруженной спиралью ИКСН-7.5; 13 — ленточный вакуум-фильтр с фильтрующей поверхностью 1,6 м²; 14 — реакгентное хозяйство; 15 — компрессор; 16 — насос 12Гр-8Т

судя по данным полупромышленных опытов, удастся снизить содержание кварцевых и фосфорсодержащих сростков, благодаря чему содержание фосфора и кремнезема снижается в полтора-два раза. Перечистке на высокоградиентных сепараторах будут подвергаться и тонкие шламы [29].

Благодаря использованию процессов пенной и высокоградиентной сепарации в будущем удастся исключить операцию измелчения и повысить извлечение металла в концентрат. На рис. 5.3 приведена схема цепи аппаратов пенной сепарации на ЦФФ. Реагенты и их расход на ЦФФ следующие: в карбонатной флотации дистиллированное талловое масло — 0,4 кг/т; жидкое стекло — 0,9 кг/т, сода кальцинированная — 4 кг/т; в окисной флотации со-

ляровое масло или керосин — 0,2 кг/т, дистиллированное талловое масло — 1,7 кг/т.

Технико-экономические показатели работы фабрик Чиатурского бассейна приведены в табл. 5.4 и 5.5, а химический состав концентратов — в табл. 5.6.

Таблица 5.5  
Основные технико-экономические показатели обогащения марганцевых руд на обогатительных фабриках Чиатурского ГОКа

Показатель	Центральная № 1	Центральная № 2	«Даркветта»	№ 29	№ 25-Бис	Пероф	Центральная
Удельный расход электроэнергии на 1 т, кВт·ч:							
исходной руды	8,45	8,2	11,5	15,0	3,5	5,5	26,2
суммарного концентрата с промпродуктом	18,1	19,6	24,5	26,2	5,9	8,5	75,9
суммарного концентрата без промпродукта	34,8	40,7	51,4	40,0	10,9	23,6	75,9
Удельные концентраты на 1 т:							
исходной руды, руб.	3,00	4,38	6,58	4,71	1,48	1,88	—
суммарного концентрата с промпродуктом	6,40	10,55	13,88	9,99	2,51	2,89	5,05
суммарного концентрата без промпродукта, руб.	12,35	21,90	29,20	15,28	4,64	8,04	14,61
Себестоимость 1 т суммарного концентрата с промпродуктом, руб.	15,05	14,42	12,23	16,55	13,77	13,55	9,93
в том числе:							
сырье	12,83	11,91	9,22	13,38	11,78	11,62	3,27
передель	1,42	1,68	2,23	2,28	1,22	1,19	5,90
Общерудничные и внепроизводственные затраты, руб.	0,80	0,83	0,78	0,88	0,77	0,74	0,76

Концентраты чиатурских фабрик богаче по марганцу, чище по фосфору и кремнезему и дешевле, чем никопольские, а извлечение металла несколько выше, благодаря лучшей обогатимости руды и меньшей склонности к ошламованию.

### 5.3. ЗАРУБЕЖНЫЕ ФАБРИКИ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ МАРГАНЦЕВЫХ РУД

В табл. 5.7 были приведены данные, характеризующие работу зарубежных фабрик и их схемы, а на рис. 5.4 изображена схема цепи аппаратов крупнейшей из них фабрики «Грут Айленд» (Австралия), перерабатывающей окисные и частично метаморфизированные окисно-силикатные руды, содержащие 27—46 % Mn. Схема обеспечивает селективное обогащение разных по минеральному и химическому составу руд.



Таблица 5.7

## Основные данные, характеризующие работу некоторых зарубежных

Страна, фирма, фабрика и ее местонахождение	Год ввода в эксплуатацию	Производительность фабрики, млн т/год		Минеральный состав руды	Химический состав сырья
		по руде	по концентрату		
Австралия «Грут Айленд майнинг»	1971	~3,6	1,25	Рудные минералы: криптомелан, псломелан, пиролюзит, марганцевые силикаты	27—46 % Мп 2,3—7 % Fe 14,4— 26 % SiO <sub>2</sub>
Бразилия ИКОМИ («Индустрия и комерсиу де минериос»), Серра-ду-Наву, Северная Бразилия	1972	—	Производительность промывочной фабрики по мытой руде 2,028	Рудные минералы: криптомелан, пиролюзит, литиофорит, манганит	32—49 % Мп
		Производительность ОФ по исходному продукту 0,402	Производительность ОФ по концентрату 8—0 мм 0,299	Нерудные: гипсит, бемит, диаспор, глинистые минералы	

## марганцевых обогатительных фабрик [32]

состав	Процесс обогащения	Назначение концентрата (продукта)
	продуктов обогащения	
—	<p>Дробление в конусной дробилке до 125 мм. Усреднение исходных руд на усреднительных складах с целью регулирования содержания кремнезема и фосфора</p> <p>Дробление в конусной дробилке до 75 мм. Классификация на грохоте руды крупностью 75—0 мм на классы 75—6 и 6—0 мм</p> <p>Разделение продукта 6—0 мм в классификаторах и гидроциклоне на классы 6—0,5; 0,5—0,1; 0,1—0 мм (шламы); раздельная промывка классов 75—6 и 6—0,5 мм в скрубберах</p> <p>Разделение продукта крупностью 75—6 мм на двухдечном грохоте на классы 75—9; 9—5; 5—0 мм</p> <p>Двухстадийное обогащение в тяжелосредних барабанных аппаратах класса 75—9 или 75—6 мм (готовый продукт)</p> <p>Классификация мытой руды крупностью 6—0,5 мм на грохотах на классы 6—3; 3—1; 1—0 мм</p> <p>Обогащение классов 6—3; и 3—1 мм в отсадочных машинах</p> <p>На фабрике предусмотрено обратное водоснабжение</p>	Качество концентрата обусловлено конъюнктурой рынка
Высокосортная крупнокусковая руда с 49 % Мп Продукт для доменной плавки с 46—48 % Мп	<p><i>Промывочная фабрика</i></p> <p>Дробление в щековой дробилке до крупности 178 мм, в конусной — до 83 мм. Классификация на грохотах и в классификаторах на узкие классы: 83—32; 83—16; 32—13; 13—8; 8—0,83 и 0,83—0 мм (классы 83—13 и 13—8 мм, готовый продукт)</p>	Класс 83—13 мм продукт для ферросплавных печей, класс 13—8 мм — сырье для доменной плавки, класс 8—0,83 мм — сырье для окомкования
Аглоруда с 44 % Мп Исходный продукт для окомкования с 47 % Мп	<p><i>Обогатительная фабрика</i></p> <p>Выделение на грохоте класса 8—64 мм (готовый продукт). Обогащение в тяжелой суспензии класса 6,4—0,83 мм. Обогащение на винтовых сепараторах класса 0,83—0 мм</p>	

12—3 и 3—1 мм подвергают окускованию. При обогащении высококремнистых руд, содержащих 27 % Мп, 26 %  $\text{SiO}_2$ , 11 %  $\text{Al}_2\text{O}_3$  и добываемых отдельно, получают концентраты с повышенным содержанием двуокси кремния, которые предназначены для выплавки силикомарганца (содержание марганца выше 40 % и двуокси кремния 13 %). В этом случае схема обогащения также включает двухстадийное обогащение и классификацию дробленой руды в спиральных классификаторах, промывку классов 75—6 и 6—0,5 в скрубберах, классификацию мелких классов в гидроциклонах.

Фракцию 75—6 мм после промывки подвергают грохочению на сите с отверстием 12 мм. Концентрат крупнее 12 мм содержит более 44 % Мп и 13 %  $\text{SiO}_2$ . Более мелкие концентраты (12—3 и 3—0,5 мм), получаемые при грохочении классов —12 и 6—0,5, агломерируют на фабрике, а агломераты используют для выплавки силикомарганца с повышенным содержанием кремния.

На других фабриках марганцевые руды обогащают не только мокрым способом, как это производится в странах, располагающих водными ресурсами (Австралия, Бразилия и др.), но и сухим (Марокко). Схемы мокрого и сухого обогащения включают грохочение дробленой руды с целью выделения крупных и средней крупности классов, представляющих собой товарную руду («Серра-ду-Навиу», Бразилия), суспензионному обогащению в суспензиях (месторождение «Грут Айленд», Австралия), а также фотометрическую сортировку.

Технологические схемы рудоотборки включают несколько стадий грохочения с целью узкой классификации продуктов, отличающихся по минеральному и химическому составу по классам крупности. С целью увеличения эффективности разделения при сухой классификации на грохотах с отверстиями сит  $1,5 \times 25$  мм применяют электроподогрев.

Кроме обогащения крупнокусковых фракций и обесшламленной мелочи (6—0,8 мм) в тяжелых суспензиях, на зарубежных фабриках для марганцевых руд применяют и другие гравитационные аппараты: отсадочные машины и винтовые сепараторы. Магнитную сепарацию применяют лишь после восстановительного обжига для выделения из обожженной руды магнитного железосодержащего продукта (Индия, Бразилия) или для получения высокосортных концентратов, при обогащении кварцево-пирролюзитных руд осадочных месторождений, в которых минералы марганца находятся в сростках с плотной кремнистой массой и для их раскрытия необходимо тонкое измельчение. Эти исследования были проведены в Италии.

Флотационный метод обогащения на современных зарубежных обогатительных фабриках пока не применяется вследствие затруднений, связанных с регенерацией реагентов на фабриках с оборотным водоснабжением. Заслуживает внимания исследование, проведенное в НРБ, по изучению возможности получения карбонатных флотационных концентратов и окатышей из руд месторождения Оброчище, а также проект обогатительной фабрики для обогаще-

ния мексиканских марганцевых руд, предусматривающий применение флотации для обогащения шламов. Схема цепи аппаратов такой фабрики приведена на рис. 5.5.

В результате обогащения на отсадочных машинах и концентрационных столах «Денвер» получают товарные концентраты, продукты и хвосты. Содержание и извлечение марганца составляет 45—50 %.

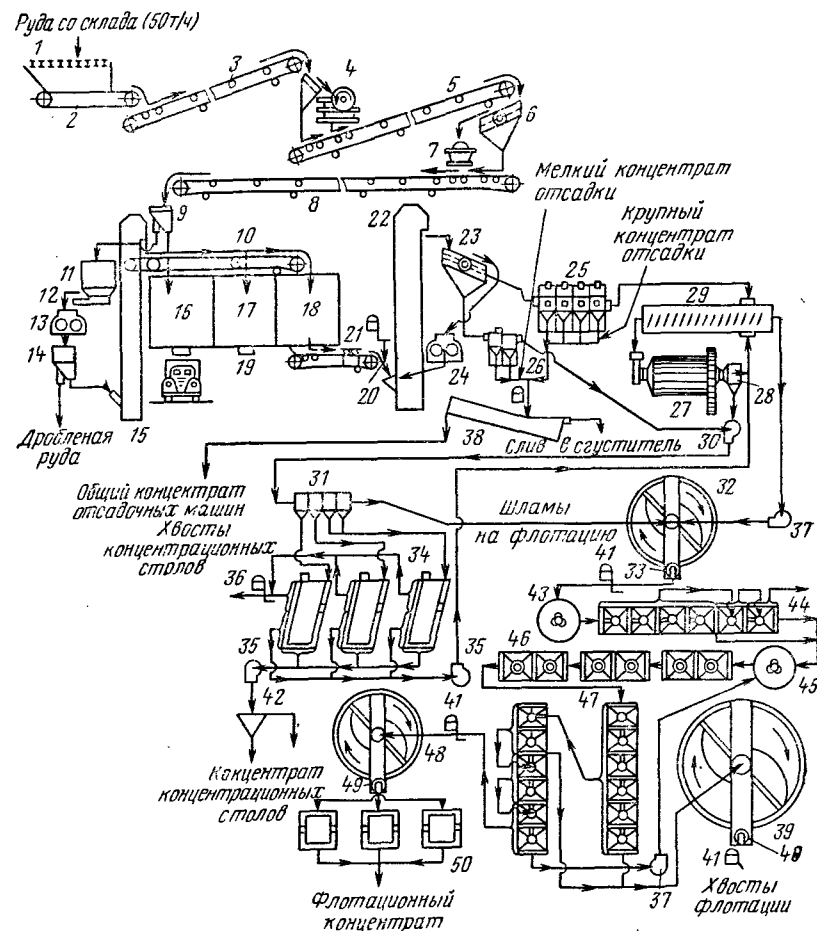


Рис. 5.5. Типовая схема цепи аппаратов фабрики для гравитационно-флотационного обогащения мексиканских окисных марганцевых руд («Денвер») [32]:

1, 6, 23, 28 — соответственно грохот колосниковый, вибрационный и спиральный; 2, 12, 20 — соответственно питатель пластинчатый, вибрационный и ленточный; 3, 5, 8, 10 — конвейеры; 4, 7, 13, 24 — соответственно дробилка щековая, конусная, валковая; 9, 14, 21, 36, 41 — пробоотборники автоматические; 11, 16, 17, 18 — бункера; 15, 22 — элеваторы; 19 — шибберы; 25, 26 — отсадочные машины 610×914 мм; 27 — стержневая мельница 1219×1829 мм; 29, 38 — спиральные классификаторы 914×6350 мм и 610×3277 мм; 30, 33, 34, 35, 37, 40, 42, 49 — песковые и диафрагмовые насосы; 31 — четырехкамерный гидравлический классификатор 2203×1219 мм; 32, 39, 48 — сгуститель обычный, скребковый; 43, 45 — чаны для подготовки пульпы; 44, 46, 47 — флотационные машины шести- и двухкамерные; 50 — барабанные фильтры 1829×1829 мм

Промпродукт отсадочных машин, представляющий собой сrostки, доизмельчают в стержневых мельницах и доводят на концентрационных столах. Флотационное обогащение шламов спирального и гидравлического классификаторов после сгущения их в скребковом сгустителе «Денвера» предусматривает раздельную обработку трех продуктов. Руды, в которых пустая порода представлена кальцитом и в меньшей части кремнеземом, подвергают сначала обработке для удаления кальцита с пенным продуктом, поскольку в процессе флотации кальцит переходит в концентрат и разубоживает его. Флотация отличается высоким расходом реагентов, состав и количество которых изменяются в зависимости от минерального состава руд. Разновидности руд, в которых пустая порода представлена преимущественно кремнеземом, не требуют предварительной обработки. Флотационные концентраты обезвоживаются на барабанных фильтрах и подвергаются окускованию. При обогащении содержание Мп повышается с 27,5 (в сырье) до 47,9 % (в концентрате) при извлечении 80 %.

При повышенном содержании фосфора руды подвергаются усреднению с таким расчетом, чтобы на усреднительном складе емкостью около 40 тыс. т получать штабели одинаковые по минеральному составу и формам проявления фосфора, не смешивая разновидности, содержащие фосфор в виде свободных фосфатов с сырьем, в котором фосфат ассоциирован с рудными минералами (карбонатами и железосодержащими марганцевыми минералами). Смешивание и совместное обогащение руд, формы проявления фосфора в которых различны, не допускаются, так как это исключает получение малофосфористых гравитационных концентратов. При флотации как коллективной, так и селективной фосфаты всех видов переходят в концентраты, обогащая их фосфором.

Заслуживает внимания и применение восстановительного обжига с последующей магнитной сепарацией обожженного продукта (на фабрике окомкования в Сантана, Бразилия). Фракция крупностью меньше 0,8 мм влажностью 15 % поступает в двухступенчатый реактор «Дорко», работающий на жидком топливе. Камера предварительного нагрева связана с верхним первичным и двумя вторичными циклонами, в которых уловленная пыль возвращается в псевдоожиженный слой нижней камеры и вместе с нагретым материалом подвергается восстановительному обжигу при температуре около 800° С. Обожженный продукт поступает в спиральный классификатор. Пески классификатора измельчаются в шаровой мельнице, работающей в замкнутом цикле с гидроциклонами. Сливы спирального классификатора и гидроциклонов крупностью 0,15—0 мм подвергают магнитной сепарации в поле низкой напряженности. Магнитная фракция, содержащая сrostки полученного в процессе восстановительного обжига магнетита с фосфатсодержащими минералами, поступает в отходы, а немагнитная — обесфосфоренный марганцевый концентрат — на дисковые фильтры. Кек влажностью около 15 % сушат в роторной сушильной установке, усред-

няют в барабанном смесителе и подвергают окомкованию на дисковом грануляторе с использованием бразильского бентонита в качестве связующего.

#### 5.4. ФАБРИКИ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ ХРОМОВЫХ РУД

В Союзе подготовка и обогащение хромовых руд производятся на Донском горно-обогатительном комбинате по схеме, приведенной выше на рис. 2.11. Рудоподготовка ранее сводилась к дроблению богатых руд до крупности 300 мм, сортировке их на классы 300—50, 50—10, 10—0 мм и ручной выборке пустой породы из класса 300—500 мм. Эти операции осуществлялись на двух дробильно-сортировочных фабриках ДСФ-1 и ДСФ-2, построенных в 1945 и 1965 гг.

Для переработки бедных хромовых руд по гравитационной схеме построена обогатительная фабрика. На этой фабрике согласно проекту должно осуществляться также обогащение разубоженных хромовых руд, накопленных на складах комбината. Технологическая схема фабрики (см. рис. 2.11) предусматривает дробление исходной руды до крупности 80 мм, грохочение ее на классы 80—10, 10—3, 3—0 мм, промывку класса 80—10 мм на грохоте, обогащение класса 80—10 мм в тяжелых суспензиях с получением крупного концентрата и хвостов, отсадку классов 10—3 и 3—0,5 мм в машинах МОД-2 с выделением концентрата, промпродукта и отвальных хвостов и обогащение класса 0,5—0,07 мм на концентрационных столах с получением концентрата и хвостов. Промежуточные продукты обогащения класса 80—10 мм предусматривалось додробливать в замкнутом цикле до крупности 10—0 мм и дообогащать отсадкой совместно с классом 10—0 мм исходной руды.

Промежуточные продукты отсадки согласно проекту должны подвергаться измельчению в шаровых мельницах и после обесшламливания обогащаться на винтовых сепараторах, промпродукты которых, в свою очередь, должны направляться на концентрационные столы.

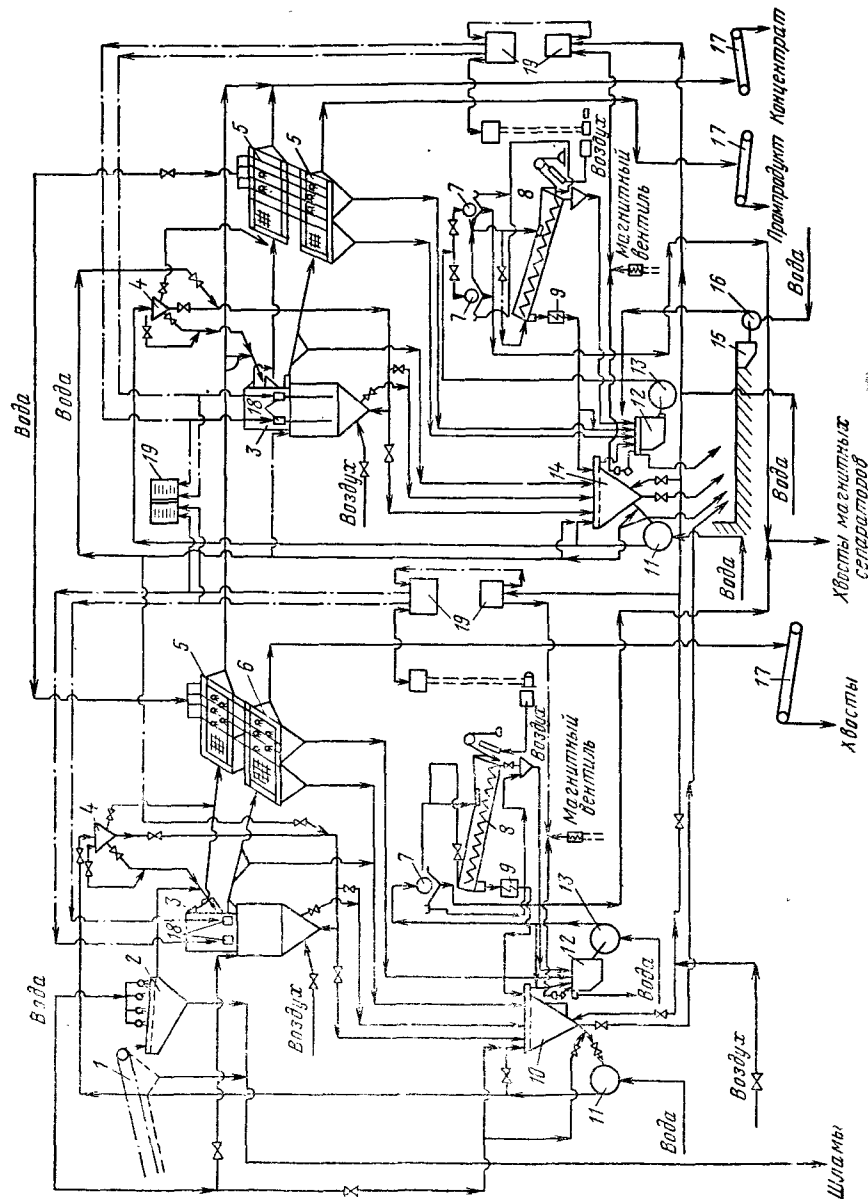
Процесс обогащения в тяжелых суспензиях на обогатительной фабрике Донского ГОКа (рис. 5.6) освоен впервые в практике отечественного обогащения хромовых руд. Один колесный сепаратор позволяет перерабатывать до 150 т/ч руды крупностью 100—10 мм и производить в зависимости от гравитационного состава до 100 т/ч кондиционного концентрата.

В качестве утяжелителя используется гранулированный ферросилиций. Регнерация суспензии осуществляется с помощью электромагнитного сепаратора ЭБМ-80/170. Извлечение магнитной фракции ферросилиция в магнитный продукт достигает 99,9 %.

В период освоения фабрики возник ряд трудностей, наиболее серьезные из которых потребовали полной реконструкции отделения отсадки. По проекту в отделении отсадки предусмотрены 4 электро-вибропитателя, 4 классификационных грохота, 24 отсадочные

Рис. 5.6. Схема цепи аппаратов обогатительной фабрики «Хромтау» Донского ГОКа (суспензионная секция):

1, 17 — конвейеры исходной руды и продуктов обогащения; 2, 5, 6 — соответствует веном грохоты исходной руды, для дренажа суспензий и отмычки тяжелых продуктов; 3 — колесный сепаратор; 4 — пневматический сепаратор; 7 — магнитный сепаратор; 8 — спиральный классификатор; 9 — разматывающая катушка; 10, 14 — конусы (плотность 2700 кг/м³ и 3500 кг/м³) суспензии; 11, 13, 16 — соответствующие насосы кондиционной и некондиционной суспензии и смывов; 12, 15 — зумпфы некондиционной суспензии и смывов; 18 — пьезотрубка; 19 — станция регулирования плотности суспензии



машины, 2 обезвоживающих грохота и 4 спиральных классификатора.

В настоящее время отделение отсадки оборудовано двумя гидропитателями, подающими материал на два грохота. Для обогащения класса 10—3 мм установлены две отсадочные машины ОМТК-4 вместо восьми машин МОД-2. Класс 3—0 мм после обесшламливания в гидроклассификаторе обогащается на машине ОМР-1. Обезвоживание концентрата и отходов отсадки осуществляется в двух спиральных классификаторах КСН-15.

Для уменьшения потерь полезного компонента со шламами под решетный продукт промывочного грохота из отделения тяжелых суспензий направляют на отсадку, что увеличивает на 1,5 % выход концентрата. Выполненная реконструкция позволила повысить эксплуатационную надежность отделения отсадки и довести его производительность до 100 т/ч по исходной руде.

В последнее время на фабрике производится выпуск хромового концентрата, содержащим более 51 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  и менее 5 %  $\text{SiO}_2$ . В дальнейшем будет освоен выпуск высокосортного хромового концентрата с содержанием кремнезема менее 3 % для производства огнеупоров специального назначения. В период 1975—1977 гг. производство товарной продукции фабрики увеличилось в 2,1 раза. Себестоимость товарной продукции за это время снижена на 39 %. Производительность труда возросла в 2,2 раза.

С целью повышения качества богатых хромовых руд класса 300—50 мм на дробильно-сортировочной фабрике вместо ручной выборки пустой породы намечается внедрение радиометрической сепарации. Удаление 5—6 % пустой породы должно повысить содержание окиси хрома в товарной руде на 2—2,5 %.

Современные зарубежные фабрики, обогащающие хромовые руды, также используют гравитационно-магнитные схемы. На рис. 5.7 приведена цепь аппаратов финской фабрики в Кеми, перерабатывающей бедные руды, содержащие 27,5 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  и 19 %  $\text{SiO}_2$ .

Руда добывается открытым способом и подвергается дроблению в щековых и конических дробилках (рис. 5.7), а затем измельчению, в стержневой и шаровой мельницах, обесшламливанию, сушке и магнитной сепарации на индукционно-роликовых сепараторах. Обесшламленная рудная пульпа фильтруется и после сушки подается пневмотранспортом на пятистадиальную магнитную сепарацию в поле 4000 и 16 000 Э на индукционно-роликовых сепараторах фирмы «Зальц-Гиттер» (ФРГ). Скорость и напряженность поля дистанционно регулируются с пульта управления. Расход энергии по фабрике 32,5 кВт·ч на 1 т переработанной руды: из них на дробление — 3,4; измельчение — 11,2; обезвоживание и сушку — 6; транспортирование хвостов — 6 кВт·ч/т. В результате обогащения получают три концентрата: первый, содержащий 46,3 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  и 2,2 %  $\text{SiO}_2$  с выходом 10,6 % и извлечением 18,1 %; второй концентрат, содержащий 42 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  и 5,3 %  $\text{SiO}_2$  при выходе 1,9 % и извлечении 3,2 %. Производительность фабрики по руде составляет 40 т/ч или 320 тыс. т в год. Отвальные хвосты фабрики,

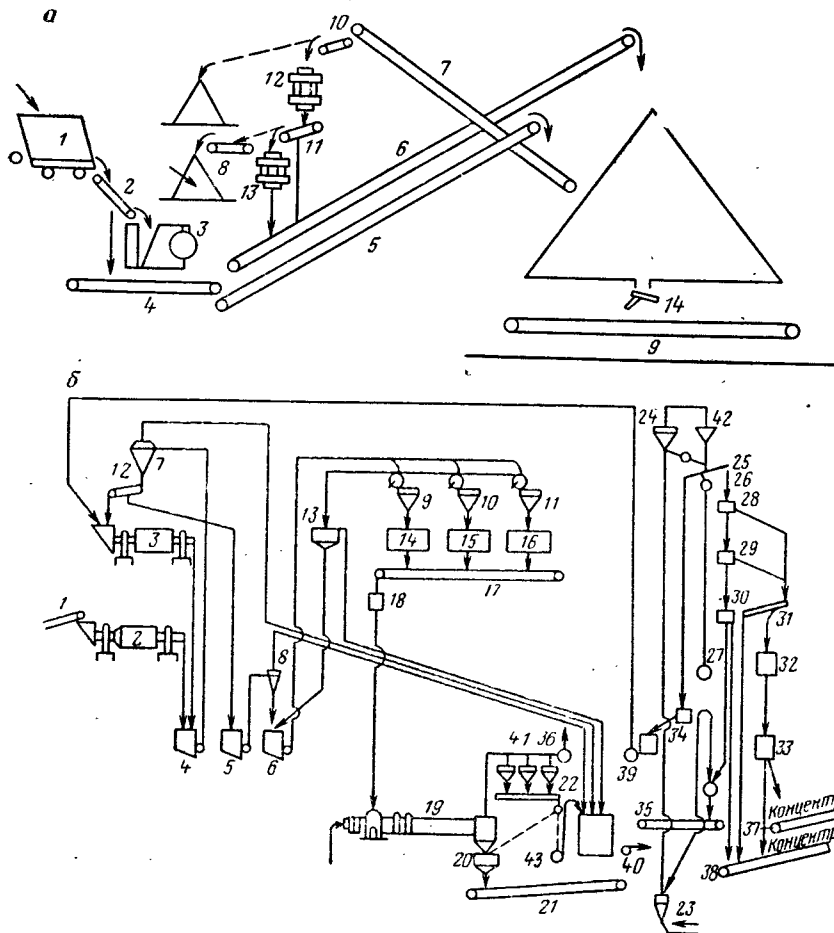


Рис. 5.7. Схема цепи аппаратов дробильной (а) и обогатительной (б) фабрики хромовых руд («Кеми», Финляндия):

а: 1 — питатель лотковый 1500×5000 мм; 2, 10, 11, 14 — грохоты колосниковый, вибрационные; 3, 12, 13 — дробилки щековая 1200×1500 мм, коническая «Саймонс» короткоконусная; 4—9 — конвейеры ленточные; б: 1, 17, 18, 20—22, 34—38 — ленточные конвейеры; 2, 3 — мельницы стержневая и шаровая; 4, 5, 6 — центробежные насосы; 7—11 — гидроциклоны для дельта-мации; 12, 25, 31 — грохоты вибрационный, электромагнитные вибрационные; 13 — сгуститель диаметром 4 м; 14—16 — барабанные фильтры Ø 2,5, длина 3 м; 19 — сушка диаметром 2,5 м, длина 2,4 м; 23 — пневмоподъемник; 24 — распределительное устройство; 26, 27, 32 — магнитные барабанные сепараторы с полем напряжения 1000 и 4000 Э; 28—30, 33 — магнитные сепараторы с напряженностью поля 16000 Э; 36, 39, 40, 43 — соответственно центробежные насосы для промпродуктов, конечных хвостов и пылевидных продуктов; 41, 42 — оборудовании для обесшламливания

отправляемые в пруд, содержат 16,1 %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  и 29,5 %  $\text{SiO}_2$ . Вследствие повышенных потерь руды со сливами гидроциклона производится их пересортировка на высокоградиентных сепараторах, что повысило извлечение хрома на 10 %.

## Глава 6

### ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ОПЕРАЦИЙ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА И ИХ УПРАВЛЕНИЯ НА ГОКАХ

#### 6.1. СОРТИРОВКА И УСРЕДНЕНИЕ РУД

Стабилизация свойств богатых и бедных руд достигается благодаря перспективному и оперативному планированию добычи их и использования усредняющих устройств. Перспективное усреднение достигается правильным планированием горных работ, а оперативное усреднение обеспечивается как при ежесуточном управлении горно-транспортными работами и прохождением потоков полезного ископаемого через склады, так и с помощью специальных сортировочных и усреднительных устройств, устанавливаемых на фабрике.

Схема сортирующих устройств (сортексов), управляемых с помощью мини-компьютеров, показана на рис. 6.1. Эти сепараторы состоят из преобразователя, с помощью которого производится распознавание руды, сростков и пустой породы; устройства, производящего поштучное однослойное перемещение кусков контролируемого материала. При перемещении у преобразователя кусков полезного ископаемого или пустой породы возникают сигналы разного качества. Сигнал усиливается и воздействует на исполнительный механизм, направляющий породу в один, а полезное ископаемое — в другой бункер.

Транспортирующее устройство выполняется в виде конуса, карусели, вибрационных или ленточных, а иногда и ковшовых питателей.

На основании исследований В. И. Базаря (Криворожский горнорудный институт), установлено, что руды криворожских шахт выгодно подвергать сортировке на гамма-сорбционных сортексах, предварительно подвергнув грохочению на фракции. Кусковые железные руды перед сепарацией подвергают грохочению на 3 класса крупности: 10—50, 50—100 и 100—250 мм. Оптимальные значения энергий гамма-излучения для этих классов соответственно равны 62, 100 и 130 кэВ, что предполагает использование гамма-источников  $^{241}\text{Am}$ ,  $^{153}\text{Gd}$  и  $^{57}\text{Co}$ .

Оптимальной производительностью одного канала при сепарации руды класса 100—250 мм следует считать  $Q=24$  т/ч, для руды класса 50—100 мм —  $Q=17,5$  т/ч, для руды класса 25—50 мм —  $Q=2$  т/ч.

Применение радиометрической сортировки руд позволяет более комплексно использовать сырье. По данным В. В. Зверева, двухстадийная фотометрическая сепарация железных руд Ковдорского месторождения обеспечивает выделение 45 % материала с отвальным



содержанием железа и фосфора. Этот продукт, являющийся конечным, содержит более 40%  $\text{CO}_2$  и по качеству пригоден в крупнокусковом виде к использованию в виде флюса при производстве глинозема из кольских нефелиновых концентратов.

В результате II стадии сортировки получают два рудных потока, переработку которых целесообразно вести по самостоятельным схемам. Одну разновидность, богатую железом (25%), фосфором (7%) и характеризующуюся карбонатным модулем 1,5, целесообразно обогащать по существующей магнитно-флотационной схеме с получением высококачественных магнетитового и апатитового концентратов. Другую разновидность этой стадии предобогащения эффективно перерабатывать по обжиг-флотационной схеме. Такая технология наиболее эффективна для будущей рудной базы комбината и позволит перевести большую часть запасов в категорию балансовых. Использование радиорезонансных сортексов в комбинации с рентгено-люминесцентными и фотометрическими позволит осуществить безотходную технологию переработки этих комплексных руд.

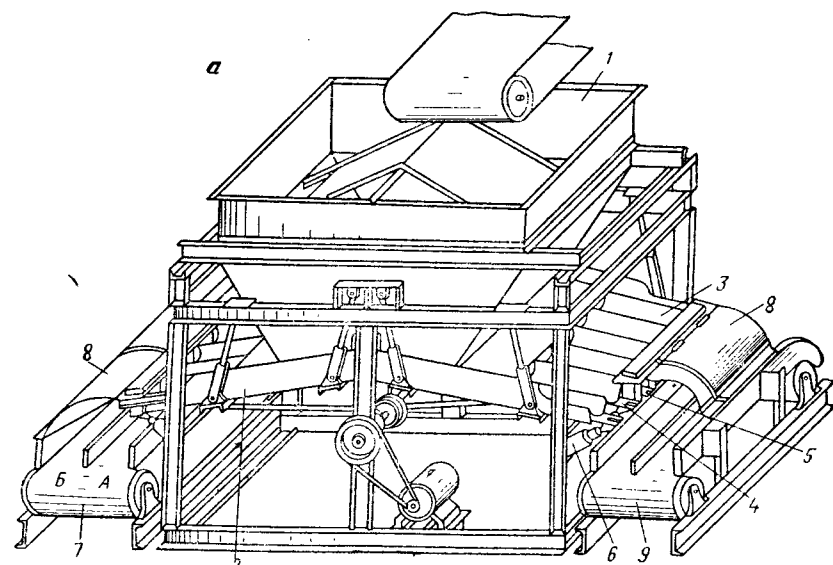


Рис. 6.1. Схемы радиометрического и оптического сепараторов для предобога-  
а — радиометрический сепаратор РС-24; 1 — бункер; 2 — распределительное устройство; 3 — желобки; 4 — гребенки; 5 — излучитель щитный кожух; б — схема сепаратора «Сортекс» для предобогащения слабомагнитных кусковых руд 1 — транспортирующее устройство, скорость 2,1 м/с; 2 — желоб, проходящий через зоны на- лам, создающим равномерно рассеянное освещение зоны наблюдения; 4 — иодно-кварцевые ствательною и разрешающей способностью, содержащей более 1000 фотоэлементов; щими клапанами, осуществляющими 50 операций в секунду (размеры и число клапанов духа, струн которого отклоняют кусок от траектории саободного падения

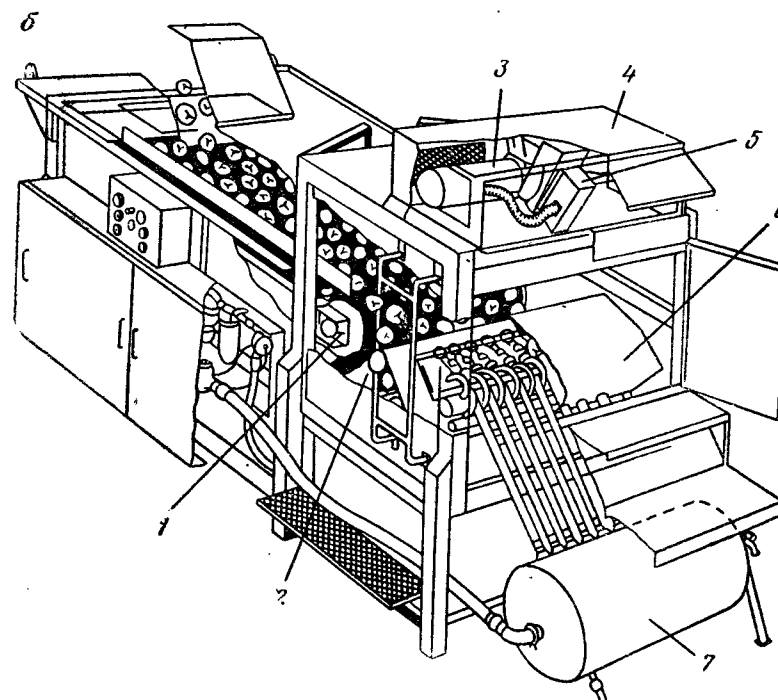
На рис. 6.2. показаны структурные схемы усреднения рудопотоков на горно-обогатительных комбинатах, перерабатывающих магнетитовые кварциты и марганцевые руды, а в табл. 6.1 приведены средства для транспортирования сырья, формирования и разгрузки усреднительных складов.

Эффективность усреднения зависит от числа слоев в штабелях и емкости склада. Она выражается относительной разностью средних квадратических отклонений (стандартов отклонений)

$$0 < K_y = \frac{\sigma_{вх} - \sigma_{вых}}{\sigma_{вх}} < 1, \quad (6.1)$$

а число слоев может быть приблизительно определено по отношению квадратов стандартов входа и выхода, т. е. их дисперсии

$$N = \frac{\sigma_{вх}^2}{\sigma_{вых}^2} = \frac{D_{вх}}{D_{вых}}. \quad (6.2)$$



щения слабомагнитных кусковых руд:

в приемник излучителей; 6 — электромагнит с виталквателем; 7. 11 — конвейеры; 8 — за-

(Сортекс МР-80 с микро-ЭВМ для управления процессом): блюдения (сканирования) и зону разделения; 3 — камера ламп, закрытая матовым стек- лампы с большим световым потоком, 5 — блок детектирования, обладающий высокой чув- 6 — пневматическое сортирующее устройство — эжекторы с высокоскоростными регулиру- в зависимости от крупности материала изменяются от 16 до 32); 7 — ресивер сжатого воз-



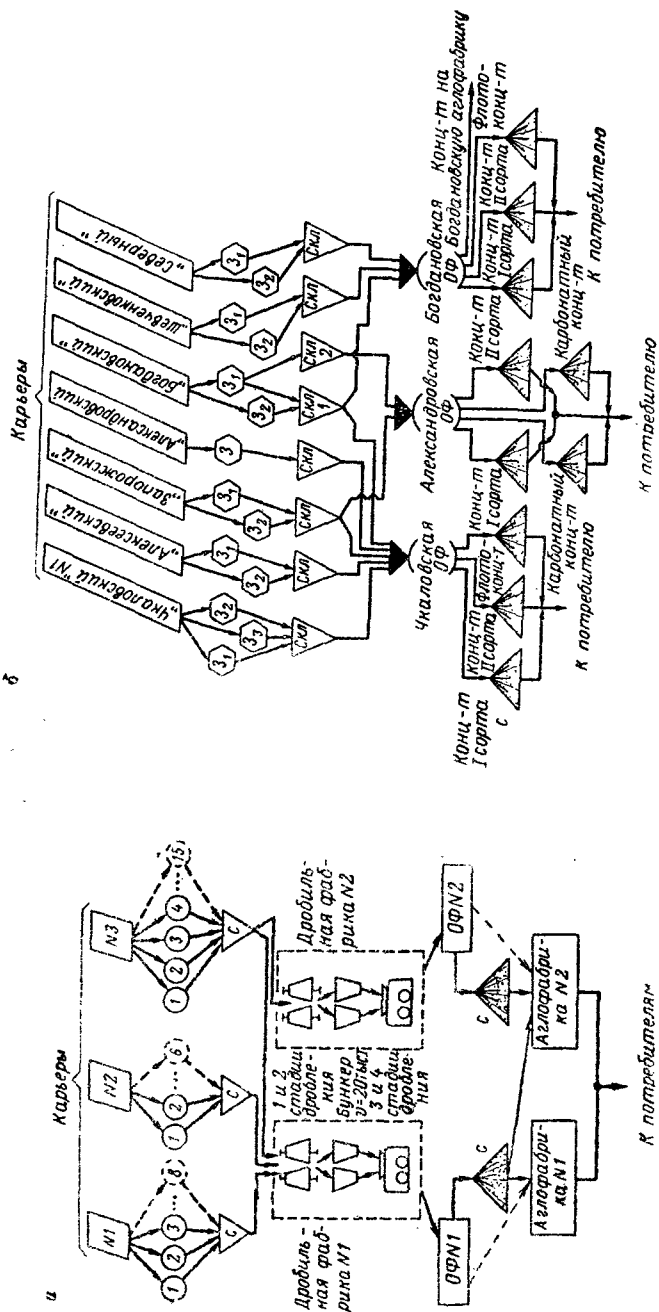


Рис. 6.2. Структурные схемы усреднения рудопотоков на железнодорожном (а) и марганцевом (б) ГОКаз

Таблица 6.1  
Классификация средств транспортирования сырья, формирования и разгрузки усреднительных складов

Механизмы для формирования и разгрузки складов		Вид транспорта						
		I	II	III	IV	V	VI	VII
Механизмы для формирования складов	Роторные экскаваторы и отвалообразователи	1	+	+	+			
	Одно- и двухконсольные отвалообразователи	2			+			
	Автосамосвалы	3	+					
	Скиповые установки	4				+		
	Метательные установки	5	+	+	+			
	Гидроустановки	6					+	
	Отвальные плуги	7			+			
Механизмы для разгрузки складов	Грейферные установки	8		+	+	+	—	—
	Роторные экскаваторы-штабелюкладчики	9		+	+	+	—	—
	Экскаваторы мехлопаты	10	+	+	+	+	—	—
	Экскаваторы драглайны	11	+	+	+	+	—	—
	Погрузчики	12	+	+	+	+	—	—
	Бульдозеры	13	+	+	+	+	—	—
	Скреперы и скреперные установки	14	+	+	+	+	—	—
Цепные экскаваторы	Установки с обрушающим органом и роторным колесом	15	+	+	—	—	—	—
	Установки с обрушающим и ковшовошнечковым рабочим органом	16			+	—	—	—
	Установки с обрушающим органом и лопастным питателем	17			+	—	—	—
		18			+	—	—	—

Примечание. Виды транспорта: I — канатные подвесные дороги; II — автомобильный и пневмоколесный транспорт; III — железнодорожный транспорт; IV — конвейерный транспорт и конвейерные поезда; V — скиповые установки; VI — гидротранспорт; VII — шнековые установки.

Знаком плюс обозначены средства доставки сырья на склад, знаком минус — средства транспортирования со склада.

Первичное усреднение на этих предприятиях осуществляется по содержанию металлов и минералогическим разновидностям путем регулирования числа добычных забоев и изменения нагрузки на экскаваторы в соответствии с недельно-суточными графиками, а вторичное — на внутрикарьерных и пришахтных складах.

Штабеля на этих складах формируют автосамосвалами, а разгружают погрузчиками или экскаваторами, перпендикулярно слоям. На НКГОКе среднее квадратическое отклонение содержания железа в руде, извлеченного из недр, составляет 2,5 %, а в руде, поступающей на фабрику, — 1,13 %. На Марганцевом ГОКе — 3,68 % и соответственно 1,66 %. На складах при шахтах и фабриках применяют машину УБ-350-1 для усреднения при отгрузке штабелей (рис. 6.3).

Выход и качество концентрата при работе фабрик на усредненной руде существенно повышается, потому что процесс раскрытия, особенно при самоизмельчении, протекает полнее. В табл. 6.2 приведено уравнение регрессии и коэффициенты для определения показателей обогащения магнетитовых кварцитов Ингулецкого горно-обогатительного комбината в зависимости от колеблемости содержания железа.

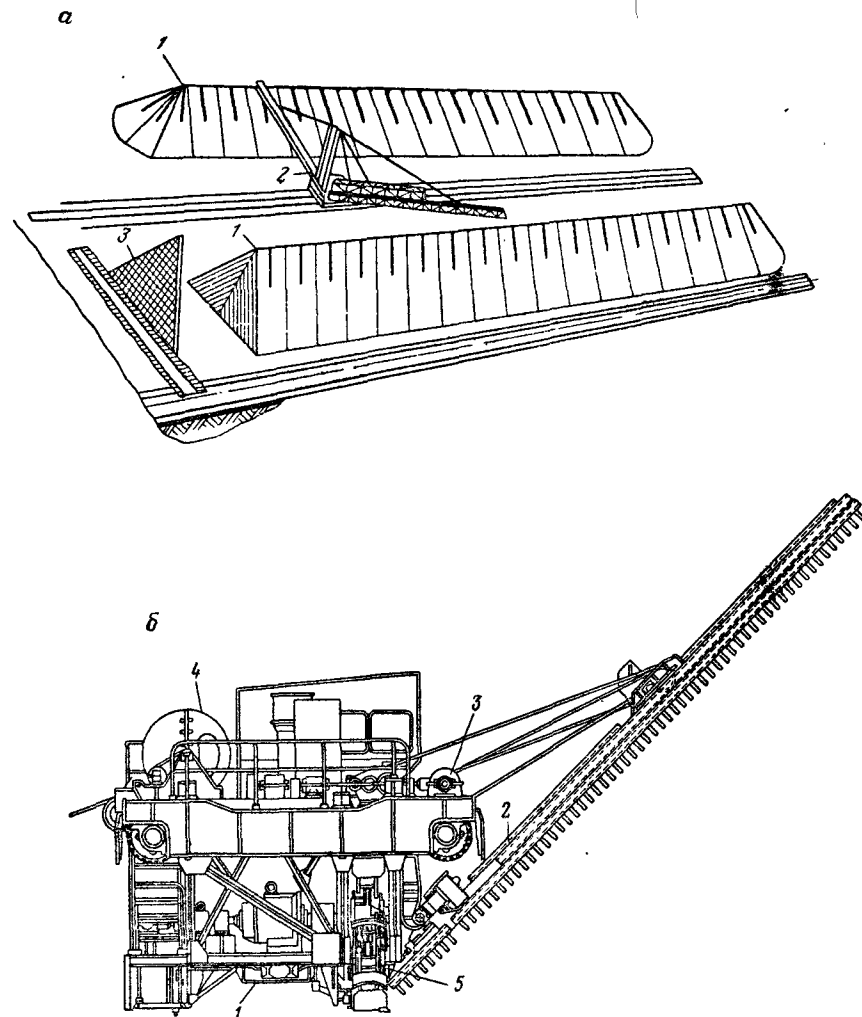


Рис. 6.3. Оборудование усреднительных складов:

а: 1 — штабели; 2 — устройство для формирования штабеля; 3 — устройство для отгрузки руды;  
б: усреднительная машина УБ-350-1 для отгрузки руды из штабелей:  
1 — самоходный мост; 2 — борона; 3 — механизм подъема бороны; 4 — кабельный барабан; 5 — скребковый конвейер

Таблица 6.2

Показатели взаимосвязи качества и колеблемости качества исходной руды и продуктов обогащения магнетитовых кварцитов [37]  
 $Y = a_0 + a_1 + a_2\sigma + a_3\sigma^2 + a_4\sigma^3$

Показатели обогащения, Y	$a_0$	$a_1$	$a_2$	$a_3$	$a_4$	Коэффициенты	
						корреляции, R	надежности, $\mu$
Качество концентрата $Y = \beta$	86,7	-1,35	-0,62	0,02	0,20	0,36	2,55
Качество хвостов $Y = \theta$	154,3	-9,2	0,26	0,15	-0,002	0,42	3,0
Выход концентрата $Y = \gamma$	-60	6,16	-1,39	-0,09	0,50	0,68	10,0

Зависимость потерь железа в хвостах на Ново-Криворожском горно-обогатительном комбинате от качества исходной руды, амплитуды  $\sigma$  и частоты его колебаний  $C$ , а также качества концентрата  $\beta$  имеет вид

$$\theta = 0,78\alpha_m + 0,101\beta + 1,2\sigma + 0,179C + 0,112, \quad (6.3)$$

где  $\alpha_m$  — содержание магнетитового железа в руде;  $\theta$ ,  $\beta$  — содержание железа в хвостах и концентрате.

Промышленным опытом доказано важное значение уменьшения колеблемости содержания железа и марганца в исходной руде как по амплитуде, так и по частоте. Показано, что уменьшение внутрисменных колебаний качества руды на 0,2 % и междусменных на 1—2 % позволит увеличить выход концентрата на 0,5—2 % и получить большой экономический эффект (0,8—1,2 млн. руб. в год). Однако исследования показали, что усреднять сырье в одном потоке целесообразно лишь в том случае, когда поступает один сорт руды и когда колеблемость свойств относительно невелика. Усреднять потоки разных сортов с размахами колебаний в десятки процентов недопустимо. Обработать их выгодно раздельно. В этом случае достигается более высокая стабильность и лучше используется сырье. Склады, кроме усреднения, выполняют роль буферных емкостей и позволяют производить шихтовку различных разновидностей по прочностным свойствам и вкрапленности с таким расчетом, чтобы смесь сырья даже при аварийно малых его запасах позволяла получать заданные показатели мельниц и других машин по производительности, качеству и извлечению.

В § 4.1 было показано, что соблюдение свойств шихты постоянными особенностями важно при самоизмельчении руд и поэтому емкость штабелей перед фабрикой должна быть не меньше допустимой. Последнюю (по Н. П. Жуковскому) можно ориентировочно определить по формуле

$$P = Qm, \quad m = (tk)^2, \quad (6.4)$$

где  $t$  — предельная ошибка в долях стандарта, определяемая по известной таблице интеграла вероятности  $\Phi$ ;  $Q$  — производительность фабрики, т/смену.

**Пример.** Определить необходимую емкость рудоусреднительного штабеля по следующим исходным данным:

Содержание железа в руде среднее 59 % при среднем квадратическом отклонении 2,03 %; производительность фабрики по исходной руде 12 400 т в смену; среднесменные анализы руды после ее усреднения должны отклоняться от среднего содержания железа на 0,5 % с вероятностью 90 % (в 90 пробах из 100).

По формулам (6.1) и (6.2) определяем величину

$$K_{\sigma} = \frac{2,08}{0,5} = 4,16$$

и число слоев в штабеле

$$N = \frac{2,08^2}{0,5^2} \approx 20.$$

Из таблицы интеграла вероятности по выходным аргументам  $\Phi(t) = 90\%$  и  $K_{\sigma} = 4,16$ , интерполируя, находим  $t = 46,7$ . Тогда по формуле (6.4) масса руды в штабеле  $P = 46,7 \cdot 12\,400 = 580\,000$  т.

Для повышения металлургической ценности продукции обогащенных фабрик производится также усреднение концентратов путем перемешивания пульпы перед фильтрованием. Для этой цели используются емкости с мешалками. Единственным условием эффективного смешивания является поддержание материала во взвешенном состоянии. Предусматривается сооружение аналогичных установок на новых ГОКах: Стойленском, Лебединском II и Северном III.

Для получения удовлетворительных средних квадратических отклонений по содержанию железа и влаги 0,2—0,23 % в концентрате после фильтрования и степени усреднения 2,8 емкость аппарата должна быть равна восьмичасовой производительности секции (по данным Н. А. Стрелкина). Удельный расход электроэнергии при этом составляет около 0,3 кВт·ч/т.

Число последовательных операций и емкости складов в системе усреднения стремятся уменьшать для удешевления процесса без снижения его эффективности. Это достигается путем математического моделирования и машинного управления процессом и усредняющими аппаратами. По Е. И. Азбелю [12], обобщенной математической моделью процесса оперативного усреднения является выражение, учитывающее на основе теории случайных функций корреляционную функцию исходного потока руды, время разгрузки усреднительного устройства (или его емкость) и другие факторы.

Изменчивость качества потока руды определяется по формуле

$$K = D e^{-\lambda t}, \quad (6.5)$$

где  $D$  — дисперсия качества;  $\lambda$  — коэффициент затухания корреляционной функции (чем больше  $\lambda$ , тем меньше период отклонений и более высокочастотен спектр дисперсий, следовательно, дисперсия может погашаться в малых усреднительных емкостях).

Дисперсия на выходе из смесителя емкостью  $T$  определяется по формуле

$$D_i = \frac{2D}{\lambda^2 T^2} (\lambda T - 1 + e^{-\lambda T}). \quad (6.6)$$

Изменив характер корреляционной функции на входе в смеситель бункера фабрики за счет увеличения  $\lambda$  организацией ритма подачи руды (например, организовав шихтовку руды, поступающей из добычных и резервных, т. е. обменных забоев) создают возможность для осуществления достаточного усреднения в бункерах малой емкости. Усреднение концентратов на фабрике производится в идеальных смесителях, в которых  $D_i = D/1 + \lambda T$ . Поэтому перевод низкочастотных отклонений в высокочастотные позволяет существенно повысить степень усреднения в технологических емкостях фабрики.

Рассмотрим пример расчета сортировочной системы для ССГОКа (например, секции IV на рис. 4.1). По П. Бастану и Н. И. Костиной [12], оптимальную емкость секции бункера при  $\lambda = 0,001$  и коэффициенте усреднения

$$P = 1 - \frac{\sigma_{вх}}{\sigma_{вых}} = 0,05$$

можно определить по формуле

$$T = \frac{2\pi}{\lambda \lg \left[ \frac{\pi}{2} \left( 1 - \frac{P}{100} \right) \right]} = \frac{6,28}{0,001 \lg (1,57 \cdot 0,95)} = 500 \text{ т.} \quad (6.7)$$

Приняв, что скорость распределительного конвейера  $v = 0,15$  м/с, производительность подающего конвейера  $q_k = 2\,000$  т/ч, расстояние между осями смежных сортовых емкостей  $l = 15$  м и количество их  $n = 4$ , определим коэффициент резерва распределительного конвейера

$$K_p = \frac{3600T \cdot v + q_k l (n - 1)}{2600T \cdot v} = \frac{3\,600 \cdot 500 \cdot 0,15 + 2000 \cdot 15 \cdot 3}{3600 \cdot 500 \cdot 0,15} = 1,33 \quad (6.8)$$

Следовательно, производительность распределительного конвейера будет

$$Q = q_k \cdot K_p = 2000 \cdot 1,33 = 2700 \text{ т/ч.} \quad (6.9)$$

Общая емкость сортовых бункеров составит:

$$T_{\Sigma} = \frac{2\pi}{\lambda \lg \pi} P = \frac{6,28}{0,001 \lg \frac{3,14 \cdot 0,05}{2}} = 80\,000 \text{ т.} \quad (6.10)$$

## 6.2. ДРОБЛЕНИЕ

Окисные марганцевые, бурожелезняковые и хромовые руды являются наиболее легкодробимыми (по шкале М. М. Протодяконова крепость меньше 5). К среднедробимым относят марганцевые карбонатные, кварциты карбонатные и силикатно-магнетитовые широкослоистой текстуры (крепость меньше 10). Труднодробимыми считаются тонко- и среднеслоистые магнетитовые кварциты и весьма тонковкрапленные магнетитовые и гематито-магнетитовые кварциты (крепость больше 15). Первые имеют наибольшую пористость (7 %) и наименьшую работу разрушения (меньше 10 МДж/м³), последние, наоборот, — минимальную пористость и максимальную работу разрушения (свыше 80 МДж/м³). Работа разрушения и крепость взаимосвязаны:  $f = \frac{\sigma_0}{100} = b \cdot a^{0,7}$ ,

где  $f$  — коэффициент крепости по шкале М. М. Протодяконова;  $\sigma_0$  — временное сопротивление сжатию, кг/см<sup>2</sup>;  $a$  — работа разрушения, МДж/м<sup>3</sup>;  $b$  — коэффициент для руд Кривбасса равен 1,98.

От дробимости руд, их крепости и схем дробления зависят показатели дробильных фабрик: расход энергии, материалов и трудовых затрат.

Для железистых кварцитов, по данным В. И. Чернухи, удельный расход энергии связан не только с размером кусков после дробления и крепостью руды, но и модулями ее упругости

$$A = 51R^3 \left( 1 + \sqrt[5/3]{\frac{b}{R}} \right) \frac{(1 - \mu^2)^{2/3} \sigma_0^{5/3}}{E^{2/3}}, \quad (6.11)$$

где  $R$  — радиус куска;  $\sigma_0$  — временное сопротивление сжатию;  $b$  — коэффициент;  $E$ ,  $\mu$  — соответственно модули Юнга и Пуассона.

Для приблизительного расчета удельного расхода энергии можно пользоваться более простыми формулами, учитывающими только размер куска и увеличение поверхности при дроблении, например, по данным автора [27]:

$$A = K \left( \frac{1}{\sqrt{d}} - \frac{1}{\sqrt{D}} \right), \quad (6.12)$$

где  $K$  — коэффициент, учитывающий крепость (для криворожских кварцитов  $K=15$ );  $D$ ,  $d$  — размеры кусков соответственно до дробления и после, мм.

Пример. Исходный размер кусков магнетитовых кварцитов 100 мм, конечный — 9 мм. Значение коэффициента в формуле (6.12)  $K=15$ . Определить расход энергии на дробление. Расчет производим по формуле

$$A = 15 \left( \frac{1}{\sqrt{9}} - \frac{1}{\sqrt{100}} \right) = 3,5 \text{ квт} \cdot \text{ч/т}. \quad (6.13)$$

Поточные линии на карьерах для разработки скальных пород и руд снабжены дробилками крупного дробления. Эти же машины установлены и на дробильных фабриках и имеют высокую производительность — более 20 млн. т в год. В новых конструкциях дробилок предусматривается увеличение производительности, отнесенной к массе дробилок, снижение крупности дробленого продукта до 95 % класса — 16 мм (в настоящее время он содержит 10 % фракции +25 мм), снижение уровня шума до санитарных норм (меньше 10 дБ в частотах 500—1000 Гц), увеличение на 10 % числа качаний дробящего конуса, более совершенные способы регулирования щелей, увеличение срока службы броней.

Характеристики и технико-экономические показатели дробилок и грохотов, используемых на дробильных, дробильно-сортировочных и обогатительных фабриках, а также конструкции этих аппаратов известны из литературы [10, 45].

Схема конусно-валковой дробилки КВКД-1200/200 показана на рис. 6.4. Благодаря одновременному качанию и вращению конуса, она раздавливает крупные куски как обычная конусная дробилка.

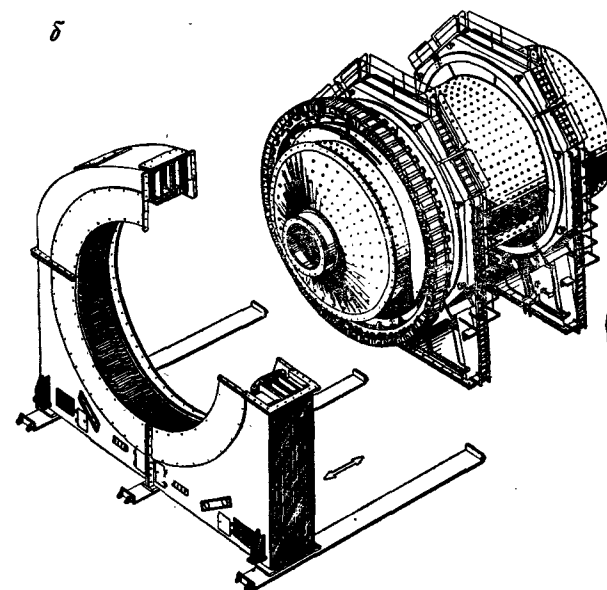
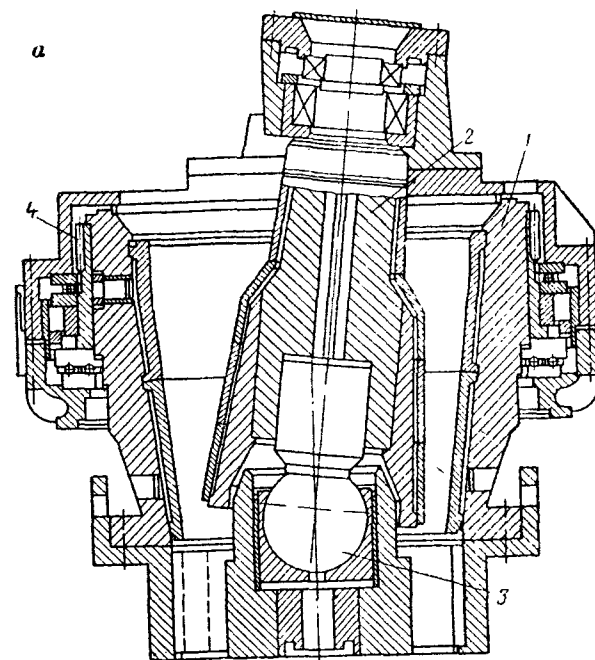


Рис. 6.4. Схемы конусно-валковой дробилки для крупного дробления кварцитов (а) и шаровой мельницы объемом 300 м<sup>3</sup> (б).

а: 1 — наружный конус; 2 — внутренний конус; 3 — сферический подпятник; 4 — зубчатый венец

билка, а перекачивая их в горизонтальном направлении подрабатывает их как валковая. При этом мелкие фракции свободно просыпаются через наиболее широкую часть кольцевого зазора между подвижным и неподвижным конусами, что позволяет дробилке выполнять одновременно и функции грохота. Эта отечественная конструкция дробилки отличается и другими преимуществами: для ее установки не требуются специальные фундаменты и сооружения опускных колодцев, ее можно использовать при поточной технологии и установке на самоходной тележке, поскольку в машине отсутствуют неуравновешенные вращающиеся массы, а высота и масса в несколько раз меньше, чем у дробилки ККД-1500/180 ГРЦ. По данным С. С. Заболотного, производительность новой дробилки на магнетитовых кварцитах в карьере СевГОКа-II достигает 40 млн. т/г при степени дробления 1,7—2,1 и удельной энергоёмкости 0,004—0,015 кВт·ч/т, т. е. на 15 % меньше, чем для обычных конических дробилок. Дробилки типа КВКД имеют часовую проектную производительность: по объёму взорванной горной массы 2000 м³/ч; по массе взорванной горной массы при ее объемной массе 2,5 т/м³ — 5000 т/ч; максимальный размер загружаемых кусков 1200 мм; размер выходной щели дробилки (номинальный) 200—220 мм; электродвигатель — 2 шт.; мощность 630 кВт; напряжение питания 6000 В; масса электродвигателя 4500 кг; частота вращения чаши 20,1 об/мин; воздушные затворы; напор воздушного столба 500 мм; расход — 200 м³/мин; смазка зубчатых передач и подшипников — жидкая циркуляционная.

В настоящее время для оптимизации работы разнотипных дробилок прорабатывается вопрос об их обслуживании производственными манипуляторами (роботами). С этой целью исследуются математические модели и алгоритмы. Критериями для моделирования процессов дробления, например, керченских руд в дробилках ударного действия являются:

масштаб линейных размеров промышленной дробилки и модели  $\frac{D_n}{D_m}$ ;

масштаб производительности  $\frac{D_n^3 \cdot n_n \cdot \delta_n}{D_m^3 \cdot n_m \cdot \delta_m}$ ;

масштаб потребной мощности  $\frac{D_n^5 \cdot n_n^3}{D_m^5 \cdot n_m^5}$ .

Для расчета потребной мощности Д. И. Хефлем рекомендует уравнение

$$P = 0,37 D_n^{3,03} n_n^{2,76} \cdot \delta_n^{0,76} m_n^{0,24} A_n^{0,6}, \quad (6.14)$$

где  $D_n$ ,  $D_m$  — внешний диаметр крайнего ряда бил промышленной дробилки и модели;  $n$  — число оборотов роторов;  $m$  — производительность;  $A$  — площадь поперечного сечения ударного органа дробилки.

Отклонение рассчитанных по формуле (6.14) значений  $P$  от измеренных было в пределах  $\pm 13\%$ , т. е. опыты на небольших ударных дробилках могут быть перенесены на крупные геометрически подобные дробилки.

Ю. В. Беляевым и Я. П. Корниенко также разработана математическая модель для конусных дробилок отечественной конструкции на основе теории подобия [45]. Результаты их исследований показывают, что за счет изменения соотношения между шириной разгрузочной щели, амплитудой и частотой качаний конуса в соответствии со свойствами руд в поточной линии дробилок можно снизить крупность дробленого продукта с 25 до 16 мм при производительности на 20—30 % большей.

Несмотря на использование высокопроизводительных дробилок, сооружение дробильных комплексов на ГОКах требует больших капитальных вложений, доходящих до 40 % стоимости строительства комбинатов. Уменьшить вложения можно при правильном синтезе схем дробления во время проектирования. В. Ф. Барановым разработан системный метод расчета количественных схем дробления, базирующийся на аппарате линейной алгебры и рекомендуемый для автоматизированного проектирования дробильных отделений комбинатов («Обогащение руд», 1980, № 2, с. 30).

Метод основан на представлении гранулометрической характеристики крупности продуктов в виде вектора, элементами которого являются массовые или процентные содержания отдельных классов крупности, а операций дробления, грохочения, складирования и смешивания — в виде матриц, описывающих воздействие дробилок и грохотов на вектор исходного питания аппарата или операции.

Для моделирования и расчета всей схемы дробления, включающей, например, 17 продуктов, требуется составить столько же векторных уравнений. Учитывая, что каждый вектор состоит из отдельных элементов (например, 20 классов крупности), необходимо решение  $17 \times 20 = 340$  линейных уравнений. Для решения системы, состоящей из такого множества уравнений, используется ЭВМ. Программа составлена на алгоритмическом языке «Фортран».

Предварительно в «память» ЭВМ в табличном виде вводятся типовые характеристики крупности дробленых продуктов дробилок I, II и III стадии дробления для категорий руд по твердости или данные испытаний дробимости конкретной руды при условии их предварительного проведения.

В качестве исходных данных используют производительность и режим работы дробильного отделения, твердость руды, желаемые размеры разгрузочных щелей дробилок по стадиям (с указанием типа дробилки для первой стадии), отверстий сит грохотов и эффективностей грохочения, а также гранулометрическая характеристика исходного питания, известная из горной части проекта.

### 6.3. ГРОХОЧЕНИЕ

Оборудование для грохочения, в связи с широким диапазоном изменения свойств руд на фабриках, отличается большим многообразием. Применяют резонансные, колосниковые, инерционные, самобалансные и другие типы грохотов. С целью повышения надежности и эффективности грохотов, работающих в трудных условиях, разрабатываются новые конструкции разделяющих поверхностей и механизмов грохотов. Успешно используют на перегрузочных узлах конвейерных линий грохочения крупнокусковых

скальных пород на Камыш-Бурунском комбинате новые грохота-перегрузатели ГПК-3М и ГПК-3-2,5, разработанные В. Н. Потураевым с сотрудниками в ДГИ. Колосники этого грохота установлены на отдельных амортизаторах и приводятся в противофазное колебание от общего эксцентрикового вибровозбудителя, вследствие чего исключается забивание щелей и устраняются динамические нагрузки на основание. Новый грохот обеспечивает высокую производительность (4000 м<sup>3</sup>/ч) и допускает значительные перегрузки (рис. 6.5).

На дробильно-сортировочных фабриках при сухом грохочении содержащих примесь глины влажных руд успешно применяли грохота с электрообогревом. Подогрев проволок сит до 120° С осуществлялся на грохотах ГС-2 током от вторичной обмотки трансформатора мощностью 20 кВт; сила тока 3400 А, напряжение 6 В, удельный расход энергии 0,15 кВт·ч/т просеиваемой руды.

При отсеивании на сите с отверстиями размером 10 мм агломерационной руды (фракция 5—0 мм) из потока кусковой руды влажностью 8 % нагрев проволок сеток резко улучшил показатели грохочения: выход надрешетного продукта возрос на 13 %, извлечение фракции 5 мм в подрешетный продукт достигло 98 %, а эффективность грохочения 75 % при высокой удельной производительности 190 т/(м<sup>2</sup>·сут) на 1 мм отверстия (200 т/ч на грохот) [27].

За рубежом грохоты с электроподогревом эффективно работают на операции контрольного грохочения руд перед сухой сепарацией и измельчением (в Великобритании эксплуатируется 500 грохотов с сетками из нержавеющей стали, в США выпускают такие грохота под названием «Вибрекс»).

На фабриках Губкинского и Марганецкого ГОКов успешно применяли гидрогрохоты, в которых рабочие поверхности погружены в воду, что уменьшает их износ и повышает эффективность грохочения. По данным А. А. Сладкова, гидрогрохот отсеивал известняковую мелочь при высокой удельной производительности (150 т/(м<sup>2</sup>·ч), эффективности грохочения 95 % и весьма малом расходе воды (1 м<sup>3</sup>/т). Другой гидрогрохот, изготовленный из реконструированной отсадочной машины ОТ, испытан Н. А. Малецким на фабрике ЦОФ Марганецкого ГОКа [7]. При грохочении шламов промывки через слой стальных шаров диаметром 5 мм и толщиной 30 мм разделение производилось по зерну 0,6 мм при высокой эффективности, производительности и небольшом удельном расходе воды (соответственно 70 %; 5 т/(м<sup>2</sup>·ч) и 4 м<sup>3</sup>/т). На основании этих промышленных опытов разрабатывается конструкция высокопроизводительного гидрогрохота для тонкого грохочения руд\*. Последнее производится также на ударных щелевых ситах конструкции института Механобр (см. рис. 6.5, б), разработанных Б. В. Кизевальтером и другими [10].

\* Отечественной машиностроительной промышленностью гидрогрохоты выпускаются серийно для углеобогащательных фабрик (грохоты ГГС, ГГЛ2, ГГЛ3 производительностью до 800 т/ч при ширине щелей 18—25 мм) [45].

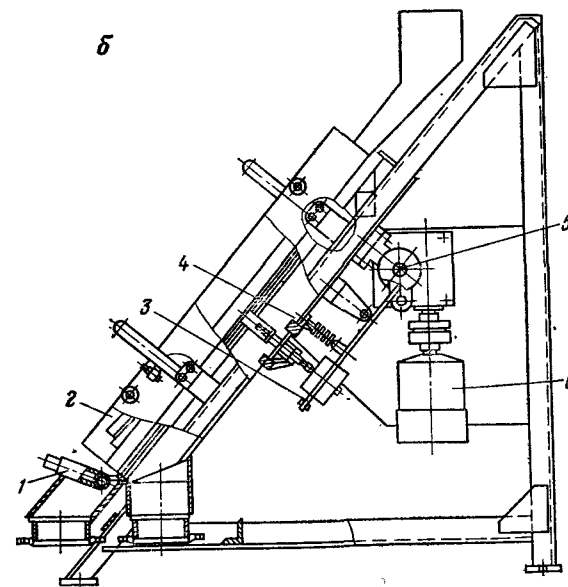
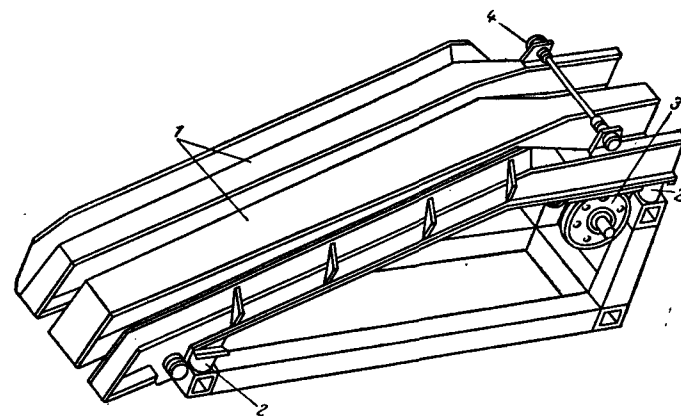


Рис. 6.5. Новые конструкции грохотов для грохочения крупных кварцитов (а) и для тонкого грохочения (б):

а — грохот-перегрузатель:  
1 — колосники; 2 — опоры; 3 — эксцентриковый вибровозбудитель; 4 — вал;  
б — ударный грохот для тонкого грохочения (269-Гр):  
1 — рычажный механизм; 2 — рамка с ситом; 3 — рычаг с грузом; 4 — пружина; 5 — приводной вал; 6 — двигатель

На одной из секций обогатительной фабрики ДГОК такие восьмисекционные грохоты установлены для тонкого грохочения черного концентрата (при производительности 115 т/ч). Удельная производительность грохотов по верхнему сити составляет 25 т/(м<sup>2</sup>·ч), эффективность грохочения на продукте крупностью 90 % класса —40 мкм достигает 30 %. Износостойкость сит превышает 2500 ч при развороте их на 180° через каждые 10 сут и концентрации твердой фазы в исходном продукте 45%.

Промышленные исследования, проведенные А. И. Бровко [17], показали, что извлечение железа в узкие классы крупности надрешетного продукта повышается с уменьшением плотности зерен (от рудных к нерудным). Так, для класса 0—0,04 мм (средний размер зерен 0,02 мм) извлечение рудных зерен в надрешетный продукт составляет 61 %, богатых сростков —63 %, бедных сростков —65,5%, нерудных зерен —66%. Так как тяжелые и легкие зерна имеют различные конечные скорости падения в момент разделения магнитных продуктов на ситах, содержание железа в подрешетном продукте повышается за счет изменения ситового состава и разделения зерен по плотностям. Поэтому в практике отечественных и зарубежных фабрик тонкое грохочение применяют только для классификации магнитных концентратов или сливов гидроциклонов.

На зарубежных фабриках применяют ударные дуговые грохота «Рипифайн» с пневматическим устройством для постукивания (фирмы «Аллис Чалмерс»). Ими оборудована одна из секций Лебединского горно-обогатительного комбината. Показатели сит «Рипифайн» там лишь немного лучше: удельная производительность 13 т/(м<sup>2</sup>·ч) при щели 0,1 мм. Производительность этих сит резко снижается при попадании в пульпу смазочных масел, которые залепают щели.

Для повышения износостойкости рабочих поверхностей грохотов следует уменьшать крупность, скорость движения и содержание твердых частиц в пульпе. В соответствии с исследованиями В. Е. Федорченко, проведенными на углеобогатительных фабриках, износ можно определить по формуле

$$W = A_0 + A_1X_1 + A_2X_2 + A_3X_3 + A_4X_1X_2 + A_5X_1, \quad (6.15)$$

где  $W$  — износ материала в пульпе, см<sup>3</sup>;  $X_1$  — крупность частиц твердого, мм;  $X_2$  — содержание твердого в воде, г/л;  $X_3$  — скорость движения, м/с.

Значения коэффициентов  $A$ , характеризующих разные материалы, приведены в табл. 6.3.

Пример. Дано: крупность частиц 3 мм; скорость движения 9,4 м/с; содержание твердого в воде 2,791 г/л. Определить, во сколько раз изменится износ при замене Ст. 3 на сталь марки IX18H9T.

Подставляя эти данные и значения коэффициентов износа  $A$  из табл. 6.3 в формулу (6.15), получим износ для Ст. 3 0,266 и для стали марки IX18H9T соответственно 0,124.

Таким образом, при замене первой на вторую износ уменьшится в 30 раз и соответственно возрастет срок службы.

Таблица 6.3  
Коэффициенты в уравнении (6.15) в зависимости от основных переменных факторов

Конструктивный материал	Пульпа	Значения коэффициентов						
		$A_0 \cdot 10^{-5}$	$A_1 \cdot 10^{-5}$	$A_2 \cdot 10^{-5}$	$A_3 \cdot 10^{-5}$	$A_4 \cdot 10^{-5}$	$A_5 \cdot 10^{-5}$	Дисперсия $\times 10^{-5}$
Ст. 3	Оборотная вода (минерализация 2791 мг/л) + антрацит	2023	2342	3	21	8	46	71
Карбид кремния (МПК)		—110	98	0,18	1,4	0,0003	—0,3	0,013
Шлакоситалл С-700		—75	—430	0,9	8,9	1,9	9,1	4,3
Сталь марки IX18H9T		—59	36	0,5	3,6	0,25	1,7	0,1

#### 6.4. ОБЖИГ И СУШКА

Сидеритовые руды подвергают обжигу в шахтных печах при температуре 900°C в окислительной атмосфере для удаления потерь при прокаливании и повышения при этом содержания железа (удаляется углекислота и прочие примеси, не содержащие железа).

Обжиг бурых железняков и окисленных кварцитов производится в трубчатых и вихревых печах, а также в печах со ступенчато-взвешенным и кипящим слоем в продуктах неполного сгорания, содержащих окись углерода при температуре около 700°C с целью превращения в магнетит любых других окислов железа. На рис. 4.12 приводилась схема цепи аппаратов фабрики для обжига окисленных кварцитов на ЦГОКе, оборудованной 30 трубчатыми печами 3,6×50 м с суточной производительностью более 1000 т каждая. Аналогичную схему имеет цех обжига кремиковских руд в Болгарии, оборудованный печами 3,6×50 м (3 шт.) и 5×120 м (3 шт.).

Обжиговые цехи фабрик других ГОКов оборудованы печами со ступенчато-взвешенным слоем (Лисаковский ГОК), шахтными печами, печами с кипящим слоем производительностью около 600 т/сут каждая (фабрики «Монтекатини», Италия; «Медлбек», Австралия; «Сидор», Венесуэла) [27, 47].

Показатели работы обжиговой фабрики ЦГОКа установлены наиболее достоверно и продолжают улучшаться по мере освоения процесса. Коэффициент использования печей достигает 0,85, себестоимость обжига 2,3 руб/т, удельный расход природного газа 46 м<sup>3</sup>/т, бурого угля 0,6%, электроэнергии 9 кВт·ч/т, выход обожженной руды 84 %, уловленной пыли 12,5 %, потери пыли в атмосферу 0,5 %, а потери при прокаливании и восстановлении 3 %.



В перспективе выход обожженной руды будет повышен, в связи с реконструкцией пылеуловителей и установкой вихревой печи для обжига пыли. По данным В. М. Малого, при этом удастся повысить извлечение железа из исходной руды в обожженную свыше 90 %, а извлечение железа в концентрат — с 65 до 70 % и более. Расход топлива распределяется следующим образом: с рудой тратится 48,6 %, с дымовыми газами — 36 %, потери через кладку и кожух 13,1 %, расход на эндотермические реакции 0,6 %, неучтенные потери 1,7 %.

В перспективе расход топлива может быть снижен за счет улучшения регулировки печей и достижения оптимальной степени магнетизации (не меньше 80 и не больше 140 %).

Степень магнетизации зависит от крупности руды: мелкие фракции восстанавливаются до большей, а крупные — до меньшей степени. Время восстановления можно определить по формуле

$$\tau = \frac{r\delta}{K} \left[ 1 - \sqrt[3]{1 - w_0} \right], \quad (6.16)$$

где  $\tau$  — время восстановления, мин;  $r$  — радиус частиц руды, см;  $\delta$  — исходная плотность руды;  $K$  — кинетическая константа, зависящая от температуры, давления и состава газа;  $w_0$  — степень восстановления руды, т. е. отношение количества кислорода, отнятого от окислов железа к исходному его количеству в руде; в отличие от степени восстановления  $w_0$  степень магнетизации  $w = 200\text{Fe}^{+2}/\text{Fe}^{+3}$  (при  $w = 100\%$   $w_0$  равно только 0,11);  $\text{Fe}^{+2}$  и  $\text{Fe}^{+3}$  — содержание двухвалентного и трехвалентного железа в обожженной руде.

Для того, чтобы обеспечить одинаковое намагничивание как крупных, так и мелких фракций, исходную руду перед обжигом подвергают расसेву таким образом, чтобы соотношение граничных размеров зерен было равно коэффициенту равнонамагничиваемости, который определяется по формуле

$$\frac{D}{d} = \frac{1 - \sqrt[3]{1 - w_{\max}}}{1 - \sqrt[3]{1 - w_{\min}}}, \quad (6.17)$$

где  $w_{\min}$ ,  $w_{\max}$  — соответственно наименьшие и наибольшие допускаемые значения степени магнетизации.

Пример. Дано: бурожелезниковая руда крупностью 25—0 мм, которая подвергается обжигу. Оптимальные показатели обжиг-магнитного обогащения этой руды достигают при степени восстановления  $w_0$  не ниже 0,09 и не более 0,16 и соответственно степени магнетизации  $w$ .

Подставляя значения пределов степени магнетизации, находим соотношение предельных размеров частиц при обжиге руды

$$\frac{D}{d} = \frac{1 - \sqrt[3]{1 - 0,09}}{1 - \sqrt[3]{1 - 0,16}} = 2,$$

т. е. руду следует рассевать и мелкие фракции обжигать в печах с кипящим слоем и в вихревых, а крупные — в трубчатых.

Показатели магнитного обогащения обожженной руды можно определить по формуле

$$\gamma = b + b_1 a_m, \quad (6.18)$$

где  $a_m$  — содержание железа в виде магнетита;  $b$ ,  $b_1$  — коэффициенты для условий ЦКОКа соответственно равны 9 и 1,5.

В обожженной руде на ЦГОКе  $a_m$  составляет 27 %, т. е. больше на 5 %, чем в магнетитовых кварцитах, перерабатываемых на ГОКах.

Из этого следует, что в перспективе при обжиг-магнитном обогащении можно значительно повысить выход и извлечение металла, если улучшить качество обжига и довести  $a_m$  до содержания железа в исходной руде.

Для дальнейшего уменьшения расхода топлива на обжиг и удешевления его в полупромышленном масштабе разработана технология суспензионного и полиградиентного предобогащения и обжиг-магнитной доводки черновых концентратов. Благодаря сбросу пустой породы экономичным безобжиговым способом расход топлива можно уменьшить вдвое, а обжиг удешевить, уменьшив степень магнетизации до 70 % и использовав вместо природного газа малоценное топливо (Обогащение полезных ископаемых. Киев, 1980, № 27, с. 55—60).

Схема обогащения окисленных кварцитов с применением высокоградиентной сепарации для производства из них высокосортного концентрата, пригодного для металлургии, показана на рис. 6.6. На керченских рудах испытывалась также упрощенная схема сушки руд для улучшения их раскрытия перед обогащением. По данным промышленных опытов Камыш-Бурунского комбината, прокаливание бедных табачных руд, содержащих меньше 38 % железа, перед обогащением (см. рис. 3.2) позволяет улучшить качество концентратов на несколько процентов. Показатели сушки магнетитовых руд на других фабриках приведены в табл. 6.4.

## 6.5. ПРОМЫВКА

Промывку применяют при обработке руд, содержащих глинистую пустую породу: марганцевых, хромовых, коричневых, табачных и валунчатых железных руд. Последние наиболее трудно промываются и поэтому производят сначала размыв гидромонитором, а затем домывку в конической бутаре и корытной мойке (Высокогорская фабрика). К труднопромывистым относятся руды, коэффициент пластичности которых превышает 7, а к легкопромывистым — не больше 5 (коэффициент пластичности определяется как разность между влажностью глины, свободно растекающейся, и влажностью, при которой глина начинает рассыпаться при разминании в руке).

Марганцевые окисные руды труднее промываются, чем карбонатные. Промывку их производят в трехкамерных горизонтальных



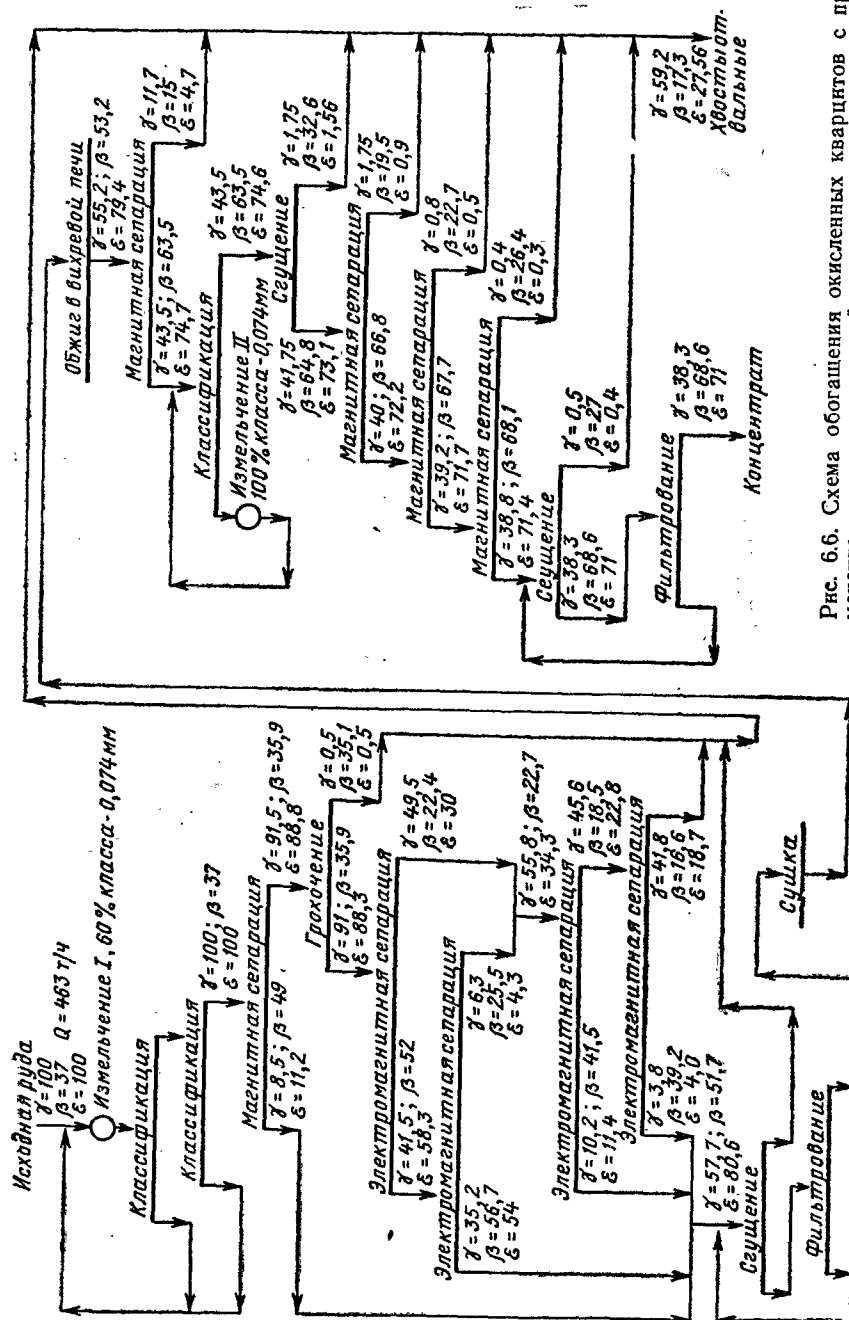


Рис. 6.6. Схема обогащения окисленных кварцитов с применением высокочастотной сепарации для сбора зернистых хвостов и обжигмагнитного обогащения или пневмоэлектрической сепарации [39] для доводки концентрата

мечевых мойках, направляя в первую камеру класс крупнее 25 мм, во вторую — 25—12 мм и в третью — 12—0 мм. Этим обеспечивается более длительная промывка крупных фракций и менее длительная — мелких, а поэтому лучшее размачивание кусков глины и уменьшение истирания и образования шламов минералов марганца.

Таблица 6.4  
Технико-экономические показатели работы барабанных сушилок на фабриках для обогащения магнетитовых руд

Показатели	Фабрика		
	Оленегорская	Ковдорская	Соколовско-Сарбайская
Размеры сушилки, м	2,8×14	3,5×27	3,5×27
Влажность концентрата, %:			
на входе	8—10	10—11	10
на выходе	0,7—1	0,7—1	1,5—2,5
Производительность сушилок, т/ч	50—60	120—140	100—125
Температура агента сушки, °C:			
на входе	900—1000	900—1100	600—850
на выходе	100—120	100—120	70—80
Напряженность барабана по влаге, кг/(м·ч)	50—60	50—60	30—34
Удельный расход на испарение влаги:			
тепла, ккал/кг	1400—1750	1000—1500	1000—1300
условного топлива, кг/кг	0,2—0,25	0,43—0,212	0,143—0,18
электроэнергии, кВт·ч/т	55—80	41—45	50
Стоимость, руб/т	—	9	9,3

При промывке никопольской марганцевой руды в бичевых промывочных машинах расход электроэнергии на 1 т мытой руды составил 5,2 кВт·ч, расход воды — 12,4 м³, капитальные затраты — 2,4—4,4 руб. эксплуатационные расходы — 0,7—1,2 руб.

В табл. 6.5 приведены результаты промывки никопольских марганцевых руд. Из этих данных видно, что глина размывается не полностью, вследствие чего содержание марганца в мытой руде понижено на несколько процентов по сравнению с результатами промывки в лабораторных условиях. В то же время при промывке примерно 1/4 часть марганцевых минералов истирается и теряется в шламах. Оставшиеся не размытыми куски глины не только снижают содержание марганца в мытой руде, но и замазывают сетки на последующих операциях грохочения, что ухудшает работу грохотов и обогатительных аппаратов.

Таблица 6.5  
Результаты промывки (в %) никопольской марганцевой руды в бичевых промывочных машинах

Продукт	Выход	Содержание марганца	Извлечение марганца
Мытая руда	49,8	39,8	71,1
Слив	50,2	15,8	28,9
Исходная руда	100,0	27,8	100,0

Недостаточная эффективность работы установленных на фабриках промывочных машин (типа «Эксцельсиор») объясняется не только их несовершенством, но и неравномерностью поступления на промывку сырой руды, неоднородностью ее состава при работе без усреднения и отсутствии предварительной подсушки или, наоборот, замачивания руды. Последние мероприятия, а также использование подогретой воды, особенно в зимнее время, позволяют существенно повысить эффективность промывки. Еще более высокие показатели достигаются при промывке в башнях. Полупромышленные испытания промывки карбонатной и марганцевой руды в башнях и самоизмельчение размоченной руды в мельницах «Каскад» улучшает удаление не только глины, но и примазок фосфорсодержащих минералов, обволакивающих рудные куски и обдираемых при трении кусков руды друг о друга. Однако, вследствие попадания внутрь башни щепы и случайных предметов, надежность работы этих башен недостаточна [41].

За рубежом промывочные башни успешно работают при обогащении бурожелезняковых руд на фабрике «Ильзейде — Пейне» (см. рис. 5.2) и «Зальцгиттер — Кальбекхт» (ФРГ). Руду в башнях промывают водой и струями воздуха в течение 16 ч. Расход воды составляет 6 м³/т, воздуха 25 м³/т, полезная емкость башни 640 м³, производительность 40 т/ч.

#### 6.6. ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ И КЛАССИФИКАЦИЯ

Измельчение является наиболее энергоемким и дорогостоящим процессом, составляющим вместе с дроблением более 60% расходов по переработке трудноизмельчаемых тонковкрапленных кварцитов на ГОКах (табл. 6.6). Для снижения расхода энергии, воды и материалов необходимо оптимизировать типы, размеры и схемы измельчительных устройств при проектировании и режим их работы — при эксплуатации фабрик. Известно, что на горно-обогатительных комбинатах применяют мельницы самого большого размера из выпускаемых машиностроительной промышленностью. Объем мельниц самоизмельчения превышает 500, а шаровых 300 м³ (фабрика «Зюдварангер», Норвегия). Они работают в замкнутых циклах с гидроциклонами и реже со спиральными классификаторами.

Для управления этими аппаратами испытывается применение компьютеров, в программу которых заложены закономерности убывания выхода неизмельченных сростков и изменения зернового состава измельченного продукта в зависимости от производительности мельниц, т. е. закономерности кинетики измельчения во времени. Эти закономерности описываются формулами В. В. Товарова, С. Ф. Шинкоренко и др. [46]\*. Первая является примене-

\* По другим данным кинетика измельчения с наименьшей точностью описывается нормальным законом распределения из теории вероятности  $R = R_0[1 + \Phi(\frac{t-A}{B})]$ , где  $\Phi$  — интеграл вероятности;  $A, B$  — коэффициенты из опыта;  $t$  — время измельчения [27].

нием закона действующих масс к измельчению

$$\frac{dR}{dt} = -kR^n.$$

Интегрируя, получим

$$R = R_0 e^{-kt^n}. \quad (6.19)$$

Вторая формула представляет собой уточнение первой

$$R = R_0 e^{-k[t \ln(t+1)]^m}, \quad (6.20)$$

где  $R_0, R$  — крупность исходного продукта и крупность продукта в момент времени  $t$  (содержание частиц определенной крупности), %;  $k, n, m$  — коэффициенты кинетики измельчения ( $k$  увеличивается при более легкой измельчаемости руд);  $t$  — время измельчения, мин;  $n$  характеризует условия измельчения.

Если  $n = 2$  (при самоизмельчении), то, интегрируя уравнение (6.19), получим

$$R = \frac{1}{1/R_0 + kt}. \quad (6.21)$$

Для железистых кварцитов значения коэффициентов  $n$  и  $k$  взаимосвязаны и поэтому уравнение, описывающее кинетику, можно представить, по А. Б. Сыса, в упрощенном виде:

$$\frac{R}{100} = R_0 e^{-(4,7-8n)t^n}. \quad (6.22)$$

Таблица 6.6  
Удельные расходы электроэнергии и мелющих тел на 1 т исходной руды на обогатительных фабриках ГОКов

Предприятия	Электро- энергия, кВт·ч	Шары + стерж- ни + циль- пессы, кг	Предприятия	Электро- энергия, кВт·ч	Шары + стерж- ни + циль- пессы, кг
Оленегорский ГОК	6,478	0,565	СевГОК	24,773	1,639
Ковдорский ГОК	11,813	1,040	ИнГОК (участок шарового измельчения)	23,796	1,996
ЮГОК	26,185	2,187			
НКГОК	19,387	1,660			
ЦГОК	20,594	1,202	ДГОК	29,661	2,357

Наилучшее согласие с опытом дает все же формула (6.20) и поэтому она положена в основу стандартной методики, рекомендуемой для моделирования работы мельниц с помощью ЭВМ и определения измельчаемости [46]. Напомним, что под измельчаемостью понимается способность руд превращаться при измельчении в продукт заданной крупности. Опыты по измельчению проводят в лабораторных или небольших промышленных мельницах.

Стандартный размер лабораторной мельницы  $D \times L = 360 \times \times 290$  мм.

По полученным данным строится зависимость выхода класса от времени измельчения и, проведя прямую, параллельную оси времени на выходе остатка на ситах, равного 10 %, определяют продолжительность измельчения, необходимую для получения

продукта с остатком 10% на разных ситах. По этой величине находят удельную производительность  $q$  (кг/л·ч) по вновь образованному классу по формуле

$$q = \frac{P(\beta_k - \beta_n) 60}{VT}, \quad (6.23)$$

где  $P$  — масса пробы руды в мельнице, кг;  $\beta_n, \beta_k$  — содержание класса мельче данного отверстия сита в исходном материале и после измельчения (если было условие, что измельчение должно быть до 10 % остатка, то  $\beta_k = 0,9$ ), доли ед.;  $V$  — объем мельницы, л;  $T$  — продолжительность измельчения, снятая с графика, мин.

По этой методике определяется также удельная производительность  $q$ , по эталонной руде. Отношение  $q/q_0$  дает показатель относительной измельчаемости.

Примерные значения удельной производительности наиболее трудноизмельчаемых железных руд были приведены на рис. 2.20, а. Окисленные кварциты измельчаются труднее, чем магнетитовые а частично гидротизированные (окисленные) — легче, особенно после восстановительного обжига.

По данным Г. И. Юденича, измельчаемость относительно кварца больше у карбонатных марганцевых, скарных магнетитовых руд и выщелоченных гематитовых руд и кварцитов. За ними следуют магнетитовые и невыщелоченные окисленные кварциты.

Подставляя значение продолжительности измельчения  $T$  из формулы (6.23) в формулу (6.20), получаем математическую модель для расчета производительности промышленных мельниц. Без счетной машины производить расчеты по этой формуле труднее, чем по формуле (6.19). Проще схема расчета при измельчении в открытом цикле.

**Пример.** Измельчению подвергаются магнетитовые кварциты в шаровой мельнице объемом 22,5 м³; мельница работает в замкнутом цикле с классификатором. Производительность мельницы 55 т/ч. Содержание класса — 74 мкм в сливе классификатора 56 %, т. е.  $R_0 = 100 - 56 = 44$  %. Содержание класса — 74 мкм в питании составляет 2 % (т. е.  $R_0 = 100 - 2 = 98$  %). Удельная производительность по фракции — 74 мкм

$$q_{74} = (\alpha - \alpha_0) = \frac{Q}{V} = \frac{(56 - 2)}{100} \cdot \frac{55}{22,5} = 1,5 \text{ т/(м}^3 \cdot \text{ч)}.$$

При повышении производительности мельницы до 65 т/ч содержание класса — 74 мкм в сливе классификатора составило 47 %, т. е.  $R_0 = 53$  %. Необходимо определить  $n$  и  $k$  [по формуле (6.19) без использования счетной машины].

$$\text{Для заданных условий } q = \frac{55}{22,5} \quad q_1 = \frac{65}{22,5}.$$

Подставляя значение  $T$ , выраженное через  $q$ , в формулу (6.19) получим

$$R = R_0 e^{-\frac{k}{q^n}}. \quad (6.24)$$

Дважды логарифмируем это уравнение

$$\lg \lg \frac{R_0}{R} + 0,362 = \lg k - n \lg q.$$

Подставляя значение  $R$  и  $q$ , получим два уравнения для заданных условий

$$\lg \lg \frac{98}{44} + 0,362 = \lg k - n \lg \frac{55}{22,5}; \quad -0,448 + 0,362 = \lg k - n \lg 0,346;$$

$$\lg \lg \frac{98}{53} + 0,362 = \lg k - n \lg \frac{65}{22,5}; \quad -0,572 + 0,362 = \lg k - n \lg 0,460.$$

Решая эти уравнения, получим  $n = 1,09$ ,  $K = 1,95$ .

Для того чтобы рассчитать производительность промышленной мельницы, необходимо учитывать влияние на нее циркуляционной нагрузки, а параметры кинетики определять для начальных условий, принятых для всех случаев измельчения (при исходной крупности 25 мм,  $T=0$ ). Стандартная методика расчета известна из литературы [10, 46].

Опыт работы фабрик показал, что для надежной работы классификацию измельченных продуктов лучше осуществлять в гидроциклонах. В этом случае обычные гидроциклоны менее эффективно работают, чем вихревые. Например, на марганцевых фабриках при одинаковом содержании класса — 0,074 мм в сливах содержание этого класса в песках вихревого гидроциклона на 5—6 % меньше, чем в песках стандартного гидроциклона, а содержание твердого в сливе в 2 раза больше и эффективность классификации на 12 % больше (по данным Е. Н. Бельченко). Это объясняется тем, что по оси вихревого гидроциклона образуется сквозной канал, не заполненный вращающейся пульпой, что увеличивает поверхность, на которой происходит разделение частиц, и поэтому уменьшается захват крупных зерен в слив.

Использование турбоциклонов перспективно и при обогащении магнетитовых кварцитов, особенно в III стадии измельчения. Это позволит снизить расход технологической воды на ГОКах на 10% и повысить эффективность классификации с 20—30% на стандартных гидроциклонах до 50—60% на турбоциклонах того же диаметра. Благодаря верхнему расположению и большому диаметру песковой насадки она не забивается, что дает вихревым гидроциклонам эксплуатационные преимущества [50].

Испытываются и новые формы рабочего пространства гидроциклонов. Вместо конуса применяются цилиндр [5] и шар. Применение сферической формы, по А. Н. Шломину, повышает эффективность классификации на 15% и позволяет работать при меньшем давлении для получения той же эффективности.

Проведены полупромышленные испытания циклона, соединенного с пульсатором. По данным Н. Н. Гилязетдинова и Х. У. Ковальчука, классификация сливов первой стадии измельчения ИиГОКа на этом аппарате повысила эффективность по классу 40 мкм до 70%, а содержание готового класса в сливе до 93%. Объясняется это тем, что в камере центробежного разделения отделяются мелкие частицы, а в расположенной под ней камере гравитационного разделения в пульсирующем восходящем потоке

воды разделяются осевшие тяжелые и крупные легкие частицы, разгружаемые в нижней части аппарата в виде двух песковых продуктов.

Используют еще перспективный способ совершенствования классификаторов путем использования вакуума. Известно, что производительность обычного гидроциклона растет с увеличением длины сифона в соответствии с зависимостью

$$Q = KD^2 d_n^2 d_{сг}^2 d_{сд}^2 d_{сф}^2 \left( H_r + \frac{1}{3} H_c \right)^{0.5}, \quad (6.25)$$

где  $D$  — диаметр гидроциклона;  $d_n$ ,  $d_{сг}$ ,  $d_{сд}$ ,  $d_{сф}$  — диаметры насадок питания, сгущенного продукта, слива и сифона;  $H_r$  — гидростатический напор;  $H_c$  — длина сифона;  $K$ ,  $\alpha$  — эмпирические параметры\*. В еще большей степени вакуум интенсифицирует работу гидроклассификатора, если в его ванну вставлены камеры, внутренняя полость которых соединена с вакуумным устройством, а камеры колеблются с заданной частотой и амплитудой. Испытания такого четырехкамерного аппарата, имеющего поверхность вакуум-камер 2,5 м<sup>2</sup>, успешно проведены в Механобрчермете на различных продуктах Северного и Лебединского комбинатов.

На опытной фабрике Механобрчермета установлено, что на данном аппарате можно вести процесс разделения по классу 50 мкм на сетке с крупными отверстиями — 160 мкм. При содержании твердого в питании меньше 40% удельная производительность достигает 10 т/(м<sup>2</sup>·ч) по подрешетному продукту при эффективности 65%.

Производительность и эффективность возрастают с увеличением частоты до 1000 колебаний в минуту и амплитуды — до 10 мм. Интересно, что на этом аппарате можно производить доводку концентратов путем классификации их на сетке с ячейкой 100 мкм. При этом эффективность классификации по классу 50 мкм достигает 68%, содержание железа в подрешетном продукте увеличивается с 68 до 70% при удельной производительности 12,4 т/(м<sup>2</sup>·ч).

Для оптимизации параметров и машинного управления классифицирующими аппаратами разрабатываются математические модели [45, 50].

Пример. Классификацию в вихревом гидроциклоне испытывали в лабораторных условиях. Диаметр модели гидроциклона 100 мм, сечение питающего патрубка 11,5 × 35 мм, диаметр сливного патрубка 40,3 мм, диаметр песковой насадки 60 мм, давление на входе 58,8 кПа, производительность гидроциклона 7,2 м<sup>3</sup>/ч при плотности питания 1200 кг/м<sup>3</sup>; из пульпы, содержащей 80,9% класса — 0,074 мм получено 52% песков с содержанием расчетного класса — 0,074 мм 65,3% и слив крупностью 98,3% того же класса.

Определить эффективность классификации по классу — 0,074 мм параметры промышленного вихревого гидроциклона диаметром 1000 мм при той же эффективности.

\* Значения этих параметров для гидроциклонов, работающих на углеобогащательных фабриках, по Н. И. Абакумову, составляют  $K = 0,754$ ;  $\alpha_1 = 0,7$ ;  $\alpha_2 = 0,6$ ;  $\alpha_3 = 0,4$ ;  $\alpha_4 = 0,1$ ;  $\alpha_5 = 0,2$ ;  $\alpha_6 = 0,5$ . Рекомендуется проведение УИРС для определения коэффициентов при классификации руд.

Определяем по разности выход слива, равный 47,5% и общую эффективность классификации

$$E = \gamma_{сл} = \frac{(\beta - \alpha) 10^2}{(100 - \alpha) \alpha} = 47,5 \frac{(98,3 - 80,9) \cdot 10^2}{(100 - 80,9) 80,9} = 53,5 \%$$

В геометрически подобных гидроциклонах (по Г. М. Косому) должны выполняться следующие условия моделирования режима разделения

$$\frac{v_1}{v_2} = \sqrt{\frac{D_1}{D_2}}; \frac{H_1}{H_2} = \frac{D_1}{D_2}; \frac{Q_1}{Q_2} = \left( \frac{D_1}{D_2} \right)^{2,5}, \quad (6.26)$$

где  $v$  и  $H$  — скорость и давление пульпы на входе в гидроциклон;  $Q$  — производительность гидроциклона;  $D$  — диаметр гидроциклона.

Таким образом, производительность промышленного гидроциклона

$$Q = 7,2 \left( \frac{1000}{100} \right)^{2,5} = 1300 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Давление на входе

$$H_1 = 0,6 \frac{1000}{100} = 6 \text{ кгс/см}^2 = 588 \text{ кПа}.$$

## 6.7. ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ОПЕРАЦИИ

Предобогащение магнитной руды осуществляется на сухих сепараторах типа ПБС и ЭБС, обогащение — на мокрых сепараторах типа ПБМ, селективная флокуляция и обесшламливание — на магнитных гидроциклонах и дешламаторах. Все эти аппараты экономичны и производительны, а потребность в обслуживающем персонале минимальна — один сепараторщик на сотни машин. Регулированию в большинстве случаев подлежат только вода и нагрузка (табл. 6.7).

Для оптимизации работы сепараторов в первых стадиях обогащения используются зависимости, связывающие выход и качество магнитной фракции с управляющими и возмущающими воздействиями. Например, по исследованиям А. Н. Марюты и И. К. Младецкого, эти зависимости имеют следующий вид:

$$\begin{aligned} \rho = P_m \frac{\delta_k}{\delta_m} \left[ 1 + \frac{1}{(1 + r'_n)^3 - 1} + \frac{l m d^2}{2 (a')^3 (1 + r'_n)} \right] + \\ + \frac{\pi A L \delta_k a I \delta}{18 S Q_{нсх} (r'_n)^3} - P_{м.хв}, \\ r'_n = \sqrt{\frac{n}{6 \rho_r (1 - P_m - P_{нс})}} - 1, \end{aligned} \quad (6.27)$$

где  $P_m$  — содержание сильномагнитной фракции в твердой фазе пульпы;  $\delta_k$ ,  $\delta_m$ ,  $\delta_n$  — соответственно плотности немагнитной фракции, сильномагнитного продукта, воды;  $r'_n$  — расстояние между немагнитными частицами в пульпе в единицах средней крупности частиц;  $\rho_r$  — процент твердого;  $P_{нс}$  — содержание слабомагнитных сростков в твердом;  $l$  — путь, проходимый флокулой;  $m$  — количество немагнитных частиц, захваченных одной флокулой при извлечении;

Таблица 6.7  
Основные факторы, влияющие на процесс мокрой магнитной сепарации в слабых полях

Факторы	Их влияние
Число стадий сепарации	По мере увеличения числа стадий сепарации уменьшается вредное влияние крупности измельчения I стадия сепарации при 30% — 0,147 мм; II стадия — 50—60% — 0,074 мм; III стадия — 80—90% — 0,043 мм Многостадийное обогащение дает экономию измельчительно-го оборудования
Магнитное поле сепараторов	Для повышения содержания Fe в магнитном продукте напряженность поля должна уменьшаться от первых стадий к последней (I стадия — 600 Э, II стадия — 500 Э, III стадия — 450 Э). Напряженность определяется по формуле $F_m = \mu_0 \text{grad} \left( \frac{1}{2} H \right)^2 V \left( \frac{K_s}{1 + NK_s} - K_m \right),$ где $F_m$ — магнитная сила притяжения; $\mu_0$ — проницаемость вакуума; $\text{grad} \left( \frac{1}{2} H \right)^2$ — градиент магнитного поля; $K_s$ — восприимчивость магнитного материала; $K_m$ — восприимчивость среды; $N$ — коэффициент размагничивания
Конструкция ванны	Прямоточная (I стадия) Полупротивоточная (II стадия) Противоточная (II и III стадии сепарации)
Глубина зазора сепаратора	Увеличение глубины зазора улучшает степень разделения, улучшает состав концентрата Увеличение глубины зазора семиполусного сепаратора от 25 до 40 мм привело к повышению его производительности на 50%
Производительность	Увеличение напряженности поля с 560 А/см до 800 А/см (от 700 до 1000 Э) приводит к увеличению производительности на 10—20%. Увеличение $\varnothing$ барабана от 600 мм до 926 мм в одновременное увеличение напряженности поля от 480 А/см до 640 А/см (от 600 Э до 800 Э) приводит к трехкратному увеличению производительности
Плотность пульпы исходного материала	Плотность пульпы исходного материала влияет на скорость потоков и на расстояние между частицами. Нормальная плотность пульпы — с содержанием твердого вещества 20—25% по массе. Оптимальная плотность пульпы: I стадия — 50—55%, II стадия — 35—40%, III стадия — 20—25%
Промывка концентрата	Промывка слоя концентрата непосредственно перед его съемом оказывает влияние, главным образом, на мелкий материал. Значение промывки возрастает по мере уменьшения напряженности магнитного поля, уменьшения крупности размера материала
Качество воды для разбавления	Хорошо используется оборотная вода на I и II стадиях. На последней стадии сепарации — целесообразно применять свежую воду, так как твердое вещество в оборотной воде представлено очень мелкими частицами из частиц силиката в 1% к массе
Уровень пульпы	В прямоточном и противоточном желобах уровень пульпы регулируется перегородками на обеих сторонах желоба. Перегородки необходимы для того, чтобы барабан был все время частично погружен в пульпу
Скорость вращения барабана	Нормальная скорость вращения барабана 0,75—1,25 м/с

$d$  — средняя крупность частиц;  $a'$  — размер флоккулы при извлечении;  $A, L_s$  — ширина и длина питающей щели в сепараторе;  $a$  — размер флоккулы на барабане;  $I_s$  — линейная скорость барабана;  $Q_{исх}$  — производительность сепаратора;  $P_{м.хв}$  — потери сильномагнитной фракции в хвостах.

Установлены математические модели управления сепараторами и в последующих стадиях обогащения. По данным Л. П. Шупова, они выражаются полиномами:

$$\gamma = 22,13 - 2,779D - 0,01056a^\circ + 0,01320H + 0,0225v - 0,0101q + 0,0253(\% - 0,074) + 0,09952(\% \text{ тв}) + 1,0492a_{исх}; \quad (6.28)$$

$$\beta = 41,55 + 0,5277D - 0,004392a^\circ - 0,00102H + 0,08479v + 0,00493q - 0,01643(\% - 0,074) - 0,05116(\% \text{ тв}) + 0,3761a_{исх}; \quad (6.29)$$

$$v = -19,23 + 14,23D - 0,005546a^\circ - 0,03103H - 0,6116v + 0,05790q + 0,2932(\% - 0,07) - 0,0372(\% \text{ тв}) + 0,5043a_{исх}, \quad (6.30)$$

где  $D$  — диаметр барабана сепаратора, м;  $a^\circ$  — угол охвата магнитной зоной, град;  $H$  — напряженность магнитного поля на расстоянии 50 мм от поверхности барабана, Э;  $v$  — частота вращения барабана, об/мин;  $n$  — количество полюсов магнитной системы, шт.;  $\%$  — 0,07 — содержание этого класса и твердого в питании, %;  $q$  — удельная производительность, т/(ч·м);  $a_{исх}$  — содержание железа в питании, %.

Мокрые сепараторы не отличаются селективностью и поэтому в концентратах кроме магнитной фракции содержатся немагнитные. В I стадии их содержание достигает 18%; во II стадии — 11%; в III стадии — 9%; в IV стадии — 5%; в V стадии — 4% (немагнитных частиц с отвальным содержанием железа) (см. рис. 2.4). По этой причине для очистки магнитного продукта на многих фабриках введены перечистки, количество которых тем больше, чем больше содержание твердого в питании каждого приема (рис. 6.7).

Расчет сложных схем представляет известные трудности, Р. М. Козина предложила упрощенный итерационный способ, не требующий применения вычислительных машин, если известны исходные данные.

Производительность проектируемой фабрики, млн.т/год	$Q_{исх}$
Содержание металла в исходной руде, %	$\alpha (\beta_1)$
Требуемое содержание металла в конечном концентрате, %	$\beta_k$
Частные извлечения металла во все продукты разделения (сепарации), направляемые в последующие операции разделения, в циркуляцию и в конечный концентрат, доли ед.	$E_n$
Содержание металла в продуктах разделения, направляемых в циркуляцию и в хвосты [по отдельным операциям, за исключением конечных (суммарных) хвостов], %	$\beta_n$

5. Производится расчет недостающих значений содержания металла в отдельных продуктах по формуле

$$\beta_n = \frac{\epsilon_n \beta_1}{\gamma_n} \quad (6.32)$$

6. Производится расчет массы отдельных продуктов по формуле

$$Q_n = \gamma_n Q_i. \quad (6.33)$$

Пример\*.

1. На рис. 6.7 приведена технологическая схема обогащения магнетитовой руды (упрощенный вариант с получением низкосортного концентрата (пром-продукта)).

2. На схеме проставлены выбранные значения частных извлечений  $E_n$  в отдельных операциях разделения: магнитной сепарации, классификации и обесшламливания. Проставлены принятые по опытным данным значения содержания металла  $\beta_n$  в отдельных продуктах.

3. Принятые исходные данные занесены в табл. 6.8. Здесь же помещены для каждого продукта расчетные уравнения для определения общих извлечений  $\epsilon_n$ .

4. Значения  $\epsilon_0$  (нулевая итерация) определяли при полностью разомкнутой схеме:  $\epsilon_{14}$  и  $\epsilon_{21}$  — приняли равным 0, поэтому  $\epsilon_{10} = \epsilon_8 = 81,70$ .

5. Значения  $\epsilon_1$  (первая итерация) определяли с учетом величин циркуляции  $\epsilon_{14} = 51,77$  и  $\epsilon_{21} = 0,27$  (согласно данным нулевой итерации), поэтому получили  $\epsilon_{10} = \epsilon_8 + \epsilon_{14} + \epsilon_{21} = 81,70 + 51,77 + 0,27 = 133,74$ .

6. Значения  $\epsilon_{11}$  (вторая итерация) определяли с учетом величины циркуляции  $\epsilon_{14} = 84,73$  и  $\epsilon_{21} = 0,44$  (согласно данным первой итерации), поэтому получили  $\epsilon_{10} = \epsilon_8 + \epsilon_{14} + \epsilon_{21} = 81,70 + 84,73 + 0,44 = 166,87$ .

7. Аналогичным образом определяли значения  $\epsilon_n$  в последующих  $K$  итерациях до получения суммарного извлечения

$$\epsilon_{20} + \epsilon_{22} = 73,85 + 26,09 = 99,94 \%$$

Для получения  $\Sigma \epsilon = 100\%$  можно конечные значения  $\epsilon$  в концентрат и хвосты скорректировать и принять  $\epsilon_{20} = 73,89$  и  $\epsilon_{22} = 26,11$ .

8. Расчет значений  $\gamma_n$ ,  $\beta_n$  производим по известным формулам.

9. При оформлении результатов расчета в сводную таблицу не следует приводить данные расчетов во всех итерациях. Достаточно привести начальную и конечную итерации (см. табл. 6.8).

Для доизвлечения слабомагнитных минералов железа из хвостов сепараторов типа ПБМ применяют высокоградиентные роторные сепараторы ДР 317 (см. рис. 2.8, б). Как показал промышленный опыт фабрик, где уже много лет работают эти аппараты («Кауэ», «Консейкао», «Фортеко Минеракао», Бразилия, «Уобуш», Канада; «Буханан», Либерия; «Сан Николас», Перу; «Кеми», Финляндия), они обеспечивают высокое извлечение зерен слабомагнитных минералов флотационной крупности (150—10 мкм), причем результаты обогащения устойчивы даже при резком изменении состава руды.

При эксплуатации этих сепараторов жесткость воды не играет роли (некоторые фабрики эксплуатируют их на морской воде) и возникает меньше проблем, связанных с загрязнением окружающей

\* Составлен Н. Г. Бедрань.

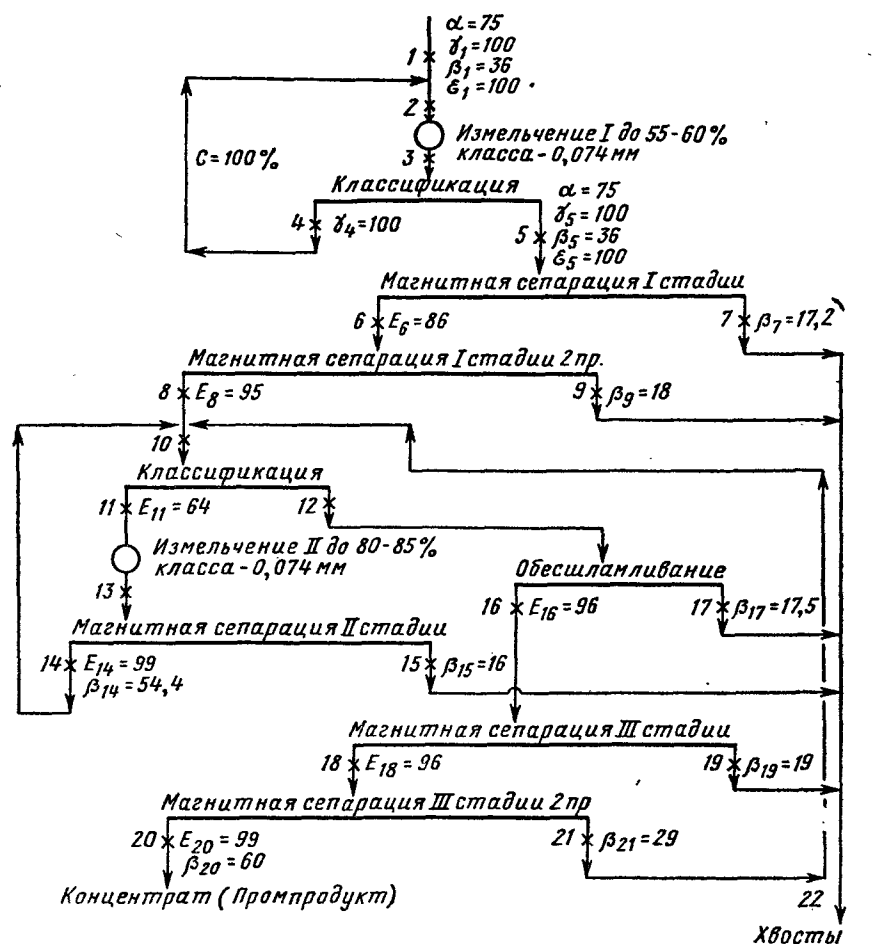


Рис. 6.7. К расчету схемы измельчения и обогащения магнетитовых кварцитов [14]

#### Порядок расчета

1. Составляется таблица для записи исходных данных и расчетных показателей в отдельных итерациях (приближениях) (см. табл. 6.7).

2. Составляются уравнения для определения общих извлечений металла во все продукты разделения.

3. Производится расчет извлечений в отдельных итерациях до получения суммарного извлечения в концентрат и хвосты, близкого к 100%.

4. Производится расчет выходов отдельных продуктов (снизу схемы) по формулам:

$$\gamma_n = \frac{\epsilon_n \beta_1}{\beta_n}; \quad \gamma_n = \gamma_{n+1} + \gamma_{n+2}. \quad (6.31)$$

Расчету схемы показателей обогащения

Заданные значения		Расчетные формулы		Значения $\epsilon_k$ в отдельных итерациях					Расчетные значения	
$E_n$ , доли ед.	$\beta_n$ , %			$\epsilon_0$	$\epsilon_I$	$\epsilon_{II}$	$\epsilon_{III}$	$\epsilon_{k-1}$	$\epsilon_k$	$\gamma_n$ , %
1,00	36,75	$\epsilon_9 = \epsilon_1 E_5$		100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0
0,86	—	$\epsilon_6 = \epsilon_5 E_6$		86,0	86,0	86,0	86,0	86,0	86,0	70,17
—	17,25	$\epsilon_7 = \epsilon_6 - \epsilon_6$		14,00	14,0	14,0	14,0	14,0	14,0	29,83
0,95	—	$\epsilon_8 = \epsilon_6 E_8$		81,70	81,70	81,70	81,70	81,70	81,70	61,39
—	18,00	$\epsilon_9 = \epsilon_6 - \epsilon_8$		4,30	4,30	4,30	4,30	4,30	4,30	8,78
—	—	$\epsilon_{10} = \epsilon_8 + \epsilon_{18} + \epsilon_{21}$		81,70	133,74	166,87	187,98	224,77	224,86	162,26
0,64	—	$\epsilon_{11} = \epsilon_{10} E_{11}$		52,29	85,59	106,80	120,31	143,85	143,91	103,23
—	—	$\epsilon_{12} = \epsilon_{10} - \epsilon_{11}$		29,41	48,15	60,07	67,67	80,83	80,95	59,03
—	—	$\epsilon_{13} = \epsilon_{11}$		52,29	85,59	106,80	120,31	143,85	143,91	103,23
0,99	52,40	$\epsilon_{14} = \epsilon_{13} E_{14}$		51,77	84,73	105,73	119,11	142,41	142,47	99,92
—	16,00	$\epsilon_{15} = \epsilon_{13} - \epsilon_{14}$		0,52	0,86	1,07	1,20	1,44	1,44	3,31
0,96	—	$\epsilon_{16} = \epsilon_{12} E_{16}$		28,23	46,22	57,67	64,96	77,69	77,71	52,23
—	17,50	$\epsilon_{17} = \epsilon_{12} - \epsilon_{16}$		1,68	1,93	2,40	2,71	3,24	3,24	6,80
0,96	—	$\epsilon_{18} = \epsilon_{16} E_{18}$		27,10	44,37	55,36	62,36	74,59	74,60	46,21
—	19,00	$\epsilon_{19} = \epsilon_{16} - \epsilon_{18}$		1,13	1,85	2,31	2,60	3,10	3,11	6,02
0,99	60,00	$\epsilon_{20} = \epsilon_{18} E_{20}$		26,83	43,93	54,81	61,79	73,84	73,89	45,26
—	29,00	$\epsilon_{21} = \epsilon_{18} - \epsilon_{20}$		0,27	0,44	0,55	0,62	0,73	0,75	0,95
—	—	$\epsilon_{22} = \epsilon_7 + \epsilon_9 + \epsilon_{15} + \epsilon_{17} + \epsilon_{19}$		21,63	22,94	24,198	24,83	26,08	26,11	54,74
—	—	$\Sigma \epsilon = \epsilon_{20} + \epsilon_{22}$		48,46	66,87	78,89	86,57	99,92	100	17,53

среды. Благодаря этим преимуществам высокоградиентные сепараторы применяются не только на сооружаемых фабриках, но и при реконструкции уже работающих; их устанавливают вместо флотационных машин.

Отечественные конструкции высокоградиентных сепараторов отличаются применением особых устройств для самоочистки магнитов, чтобы избежать процеживания огромных объемов пульпы через узкие щели между пластинами или проволочными сетками матриц. Многостадиальная очистка пульпы от щепы, ниток, аппаратурного железа может создать непреодолимые трудности при обслуживании сепараторов на горно-обогатительных комбинатах.

Более перспективное использование высокоградиентных сепараторов, в которых поток пульпы свободно протекает внутри, а магнитная фракция извлекается путем погружения в пульпу магнитов-носителей и вывода их из нее после притяжения слабомагнитных рудных частиц [3]. Действие магнитов-носителей в этом случае аналогично работе воздушных пузырьков во флотационных машинах, надежная работа которых достигается тем, что их рабочее пространство свободно от сеток и поэтому не требует предварительной очистки пульпы в щеполоудителях, грохотах и ситах.

Для оптимизации управления обогатительными машинами на фабриках, перерабатывающих кусковатые фракции слабомагнитных руд, разработаны математические модели управления отсадочными машинами. Например, по данным К. И. Тищенко, максимальная эффективность работы отсадочных машин на марганцевых обогатительных фабриках может быть определена по формуле

$$E_{pm} = (24,3 - 0,0383 \Pi - 0,202 q - 0,0565 t - 0,179 \lambda + 0,00136 q^2 + 0,001296 \lambda^2 + 0,000191 nt - 0,000343 \lambda + 0,001191 q \lambda + 0,0002542 t \lambda) \cdot 10^{-2}, \quad (6.34)$$

где  $E_{pm}$  — эффективность разделения;  $n$  — частота колебаний водной среды, пульс/мин;  $q$  — удельный расход воды, м<sup>3</sup>/ (ч·м<sup>2</sup>);  $\lambda$  — амплитуда колебания воды, мм;  $t$  — время расслоения, с.

Для получения максимального извлечения  $\epsilon$  рудных функций в кондиционный концентрат при постоянной производительности получено уравнение регрессии:

$$\epsilon = -158 + 0,955h + 0,877R + 1,2807\Pi + 0,761 t - 0,00451 h^2 - 0,00207R^2 - 0,00419\Pi^2 - 0,00165t^2 - 0,00127 hR - 0,00054 Rt, \quad (6.35)$$

где  $R$  — критерий разрыхленности в ОМРМ-8 и ОП-14 М, равный 100—120 см·с/мин;  $n$  — высота искусственной постели из железорудных окатышей диаметром 12—16 мм, равная для I камеры 100 мм, для II камеры 2—80 мм, для III камеры 70 мм.

Частота  $n$  и размах пульсаций  $\lambda$  водной среды с достаточной для практики точностью были определены в зависимости от максимальной крупности  $d$  обогащаемой руды по уравнениям:

$$n = 171,52 - 5,28 d + 0,08 d^2, \text{ пульс/мин}; \quad (6.36)$$



$$\lambda = 12,47 + 0,82d + 0,04d^2, \text{ мм.} \quad (6.37)$$

Оптимизация и автоматизация работы отсадочных машин на марганцевых фабриках, а также применение раздельной регенерации суспензии тяжелосредных вихревых гидроциклонов, уже успешно работающих на фабрике в ОФ «Дорквети» ГРК «Чиатур-марганец» позволяют увеличить выход марганцевых гравитационных концентратов благодаря уменьшению погрешности разделения и увеличению глубины гравитационного обогащения.

#### 6.8. ОБЕСШЛАМЛИВАНИЕ, ОБЕЗВОЖИВАНИЕ

Для сброса нерудных шламов перед обогащением и фильтрацией на горно-обогатительных комбинатах, перерабатывающих магнетитовые кварциты, используют намагничивающие устройства в транспортных рудных потоках, магнитные дешламаторы с обычной и сифонной разгрузкой песков, полочные дешламаторы типа «Ламелла» и магнитные гидроциклоны. На ИнГОКе для этого успешно применяли регенерационные сепараторы. В этих аппаратах руда или пульпа намагничивается в слабом поле (напряженность около 50 кА/м), чем обеспечивается слипание тонких частиц магнетита в флоккулы, в то время как немагнитные илистые частицы удаляются в слив. На СевГОКе — I, перерабатывающем весьма тонковкрапленные магнетитовые руды, на предварительное обесшламливание направляют слив классификаторов. В процессе предварительного обесшламливания, которое производится в гидросепараторах МД-9 при высокой удельной производительности, достигающей 6 т/(ч·м<sup>2</sup>), удаляется около 30% пустой породы, содержащей всего 13,4% железа, а пески дешламаторов, являющиеся питанием I стадий обогащения, обеспечивают более высокий выход и извлечение металла в концентрат по сравнению с исходной недешламлированной рудой. На других комбинатах обесшламливанию подвергают только сливы гидроциклонов, в результате чего их плотность повышается от 10 до 40% твердого.

Удельные нагрузки на дешламаторы первого приема на разных ГОКах различны и колеблются от 0,7 до 5,5 т/(ч·м<sup>2</sup>). Во втором приеме они изменяются от 1,4 до 3,2 т/(ч·м<sup>2</sup>). Выход сливов (хвостов) также изменяется: в первом приеме от 2,7 до 9,5, а во втором — от 1,1 до 2,8%.

Установлено, что дешламаторы устойчиво работают при обработке продуктов не крупнее 0,5 мм. В результате удаления бедных шламов прирост содержания железа в песках в зависимости от содержания его в питании и места дешламатора в технологической схеме колеблется от 3 до 13,2%. Связь между приростом содержания железа в песках  $\Delta\beta_{\text{Fe}}$  и содержание его  $\beta_{\text{Fe,пит}}$  в питании весьма тесная:

$$\Delta\beta_{\text{Fe}} = 62,32 - 0,98\beta_{\text{Fe,пит}} \quad (\text{бесшаровое измельчение}); \quad (6.38)$$

$$\Delta\beta_{\text{Fe}} = 68,93 - 1,14\beta_{\text{Fe,пит}} \quad (\text{шаровое измельчение}). \quad (6.39)$$

В настоящее время на ряде ГОКов Кривбасса и КМА дешламаторы установлены перед третьей стадией обогащения, а на Новокриворожском ГОКе — перед четвертой стадией обогащения и для доводки концентрата. Опыты, проведенные автором и А. А. Артемовой на ЮГОКе, показали, что двухкратная гидросепарация позволяет получать концентраты с более низким содержанием кремнезема по сравнению с двумя заключительными приемами обогащения на магнитных сепараторах с постоянными магнитами [2].

Дешламаторы-гидросепараторы и полочный сгуститель (см. рис. 2.7) применяют для обесшламливания и сгущения тонкоизмельченных сильномагнитных материалов перед сепарацией и фильтрацией. Системы магнитов встроены в питающую коробку гидросепаратора. Они создают в поле напряженность до 800 кА/м (1000 Э) и обеспечивают намагничивание пульпы и флокуляцию частиц магнетита.

Новые дешламаторы ДС-6 имеют большую производительность (120 т/ч или около 2 т/(м<sup>2</sup>·ч), прямоугольную форму для удобства компоновки, значительное расстояние от загрузочной коробки (флокулятора) до сливного порога и поэтому имеют больше времени для осаждения и меньше потерь магнитной фракции в сливе. Достоинством конструкции этих дешламаторов является более совершенное разгрузочное устройство с сифоном и автоматическим регулированием уровня сгущенного материала и плотности разгружаемых песков.

В качестве регулирующего устройства используется электрофицированная задвижка — струбцина, а для увеличения надежности системы и улучшения качества регулирования применяют бесконтактные датчики контроля.

Большое значение для обеспечения нормальной работы дешламаторов имеет правильная установка положения трубы для разгрузки песков: чем больше крупность частиц в питании дешламаторов, тем ниже относительно уровня слива должна быть расположена труба для разгрузки песков. При содержании в питании 92—95% класса — 50 мкм оптимальная глубина погружения торца разгрузочной трубы составляет около 900 мм.

Полочный сгуститель (см. рис. 2.7, в) является наиболее эффективным из современных обесшламливающих аппаратов. Действие его основано на гравитационном разделении частиц в узких щелях между наклонными плоскостями, а не в резервуарах большого объема. Отсутствие вращающихся частей электродвигателя и наличие площади, в 10 раз меньшей площади дешламаторов и радиальных сгустителей, обеспечивает простоту обслуживания и минимальные эксплуатационные затраты. Применение полочного сгустителя на Марганецком ГОКе для обесшламливания сливов гидроциклонов диаметром 750 мм позволяет получить экономический эффект более 500 000 руб/год.

Успешно прошли испытания полочного сгустителя по сгущению и обесшламливанию конечного концентрата на ЮГОКе. Экономия



при замене серийного дешламатора полочным сгустителем по данным института Механообрчермет превысила 300 тыс. в год.

Магнитный гидроциклон используется для обезвоживания магнитножестких (обоженных) руд после их измельчения. Вместо

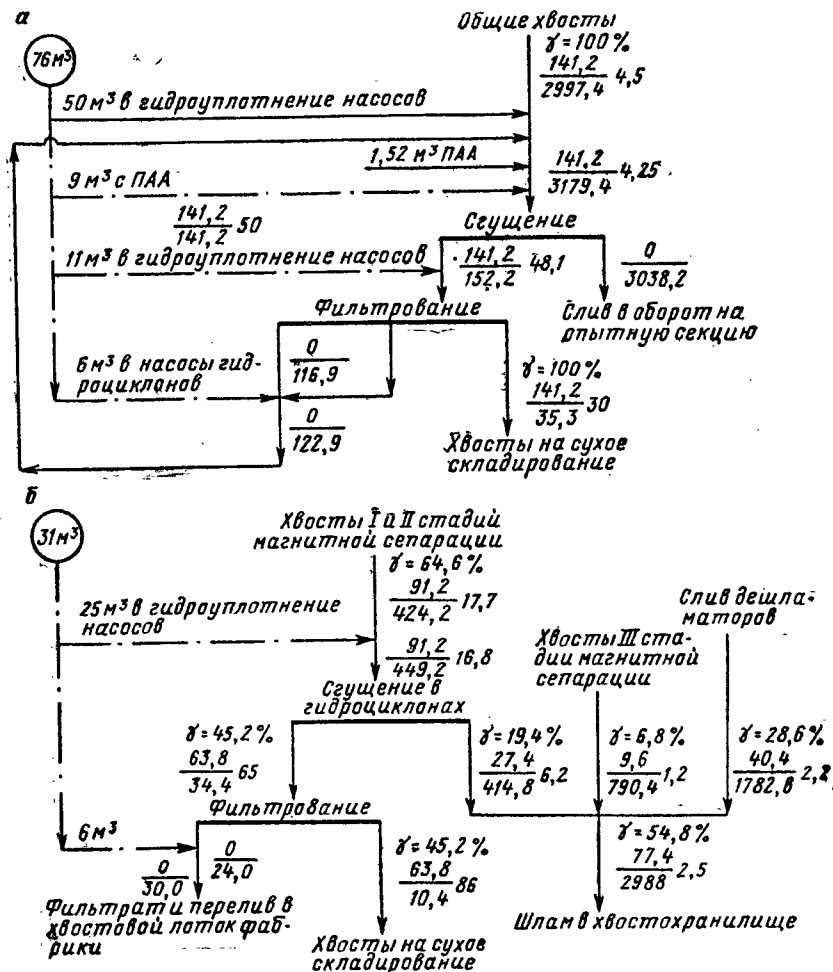


Рис. 6.8. Примерные схемы обезвоживания общих хвостов (а) и хвостов I и II стадий (б)

громоздких дешламаторов установлены циклоны с намагничиванием пульпы, входящей в гидроциклон и выходящей из нее. Магнитные частицы с высокой коэрцитивной силой после намагничивания объединяются в прочные флоккулы и разгружаются в виде песковой фракции, а немагнитные пряди флоккул не образуют и уходят в слив. На ЦГОКе таким образом удаляют в отвальные

хвосты около  $\frac{1}{3}$  материала после первой стадии измельчения, что позволило повысить содержание железа в концентрате и производительность фильтров. Представляет интерес также использование многоярусных магнитных гидроциклонов взамен гидросепараторов, занимающих в сотни раз больший объем.

На Лебединском ГОКе применяют внутризаводской водооборот, позволяющий резко сократить затраты на технологическую воду, которая столь дефицитна в условиях КМА. Расход свежей воды на 1 т концентрата составляет 1,09 м³/т. В настоящее время в эксплуатации находится схема сгущения хвостовой пульпы.

Хвосты предварительно сгущают в гидроциклонах 750 мм. Слив гидроциклонов с содержанием 4 % твердого подается в радиальные сгустители диаметром 50 м. Такие сгустители впервые испытаны в промышленных условиях. Сливы сгустителей впервые используются в качестве оборотной воды, а пески гидроциклонов и сгустителей с содержанием 46—47 % твердого насосами транспортируются в хвостохранилище. Для интенсификации работы сгустителей применяют полиакриламид в количестве 1,5 г/м³ пульпы.

Схема и показатели внутризаводского водооборота, примененные на Днепровском ГОКе, изображены на рис. 6.8. В хвостохранилище здесь отправляется лишь половина хвостов, остальная часть (зернистая фракция) реализуется как строительный материал. Благодаря этим мероприятиям существенно сокращаются капитальные вложения на хозяйство хвостовых прудов и эксплуатационные затраты.

На рис. 6.9 приведена схема цепи аппаратов установки (обогатительная фабрика Первомайского рудоуправления) для производства закладочного материала из хвостов. В 1 м³ этого материала содержится 1,35 т хвостов, 0,5 доменного шлака, 0,1 т глины, 0,5 т воды.

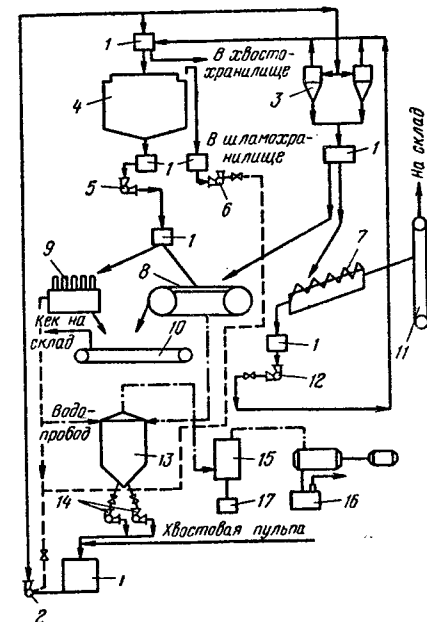


Рис. 6.9. Схема цепи аппаратов установки по обезвоживанию хвостов [46]:

1 — зумпф; 2 — насос 5Гр-8; 3 — гидроциклон ГЦ-350; 4 — сгуститель; 5, 6, 12 — насосы 3Гр-6; 7 — классификатор ИКСН-1500; 8 — ленточный вакуум-фильтр ЛП-408-0,5; 9 — вакуум-фильтр Ду-68-2,5; 10, 11 — конвейеры; 13 — ресивер; 14 — фильтратный насос 3Гр; 15 — гидроразрыв; 16 — вакуум-насос; 17 — гидрозатвор

1. А. с. 132142 (СССР). Валковый индукционный магнитный сепаратор / Авт. изобр. Кармазин В. И., Крутий В. В.—Опубл. в Б. И., 1960, № 19.
2. А. с. 209477 (СССР). Форсунка для подачи газа в слой шихты вращающейся печи / Авт. изобрет. Бушуев В. П., Губин Г. В., Кармазин В. И. и др.—Опубл. в Б. И., 1968, № 5.
3. А. с. 253693 (СССР). Пневматический полнградиентный электромагнитный сепаратор / Авт. изобр. Кармазин В. И., Олофинский Н. Ф., Кармазин В. В.—Опубл. в Б. И., 1969, № 31.
4. А. с. 314545 (СССР). Газоструйная установка / Авт. изобр. Горобец В. И., Горобец Л. Ж., Кармазин В. И. и др.—Опубл. в Б. И., 1971, № 28.
5. А. с. 388787 (СССР). Спиральный центробежный аппарат / Авт. изобр. Бедрань Н. Г., Деннсенко А. И., Кармазин В. И. и др.—Опубл. в Б. И., 1973, № 29.
6. А. с. 499305 (СССР). Способ получения губчатого железа / Авт. изобр. Кармазин В. И., Брусов Л. П., Красавцев Н. И. и др.—Опубл. в Б. И., 1976, № 2.
7. А. с. 659186 (СССР). Способ классификации тонконмельченного материала / Авт. изобр. Кармазин В. И., Малецкий Н. А., Перьков Ю. В.—Опубл. в Б. И., 1979, № 16.
8. А. с. 234267 (СССР). Способ мокрой магнитной сепарации слабомagnetных руд / Авт. изобр. Плаксин И. Н., Кармазин В. И., Попков Е. А. и др.—Опубл. в Б. И., 1969, № 4.
9. А. с. 676922 (СССР). Способ определения вкрапленности минералов в магнетитовых кварцитах / Авт. изобрет. Остапенко П. Е., Костоусова Т. И., Кармазин В. И. и др.—Опубл. в Б. И., 1979, № 28.
10. Андреев С. Е., Перов В. А., Зверев В. В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М., Недра, 1980.
11. Артемова А. А., Кармазин В. И. Применение гравитационных методов при обогащении кварцитов.—Горный журнал, 1962, № 2, с. 65.
12. Бастан П. П., Азбель Е. И., Ключикин Е. И. Теория и практика усреднения руд. М., Недра, 1979.
13. Барский Л. А., Козин В. С. Системный анализ в обогащении полезных ископаемых. М., Недра, 1978.
14. Бедрань Н. Г. Аппараты для обогащения полезных ископаемых. Киев, «Вища школа», 1980.
15. Бердышева Т. Т. Обогащение бедных окисленных и смешанных железных руд с кремнеземистыми породами и руд комплексного состава, новое в обогащении черных металлов. М., 1976, вып. 2, 40 с. и 1980, вып. 2, с. 31 (Черметинформация).
16. Богданова И. Н. Технологическая оценка железных руд. В кн. «Изучение вещественного состава и обогащения железных руд», М., Недра, 1970.
17. Бровко А. И., Кармазин В. И. Выделение грубозернистых концентратов.—В кн. «Обогащение полезных ископаемых», вып. 21, Киев, Техника, 1977.
18. Бунько В. А., Марюта А. Н. Экспериментальное определение характеристик обогатительных фабрик. М., Недра, 1969.
19. Гасик М. И. Электротермия марганца. Киев, Техника, 1979.
20. Горобец В. И., Горобец Л. Ж. Новые методы измельчения. М., Недра, 1977.
21. Губин Г. В., Бережной Н. Н., Дрожилов Л. А. Окомкование руд. М., Недра, 1971.
22. Доброхотов Н. Н. Вопросы производства стали.—Изв. АН УССР, 1958, № 6, с. 3—19.
23. Журавлев С. И. Обогащение магнетитовых руд контактово- и гидротермально-метасоматического генезиса. М., Недра, 1978.
24. Ефименко Г. Г., Гиммельфарб А. А., Левченко В. Е. Металлургия чугуна. Киев, «Вища школа», 1974.
25. Инструкция по изучению вещественного состава и обогатимости железных руд. Кривой Рог, Механообрчермет, 1977.
26. Кармазин В. И. О кинетике обессеривания при производстве стали.—Тр. ин-та Metallургии АН УССР, вып. III, 1949, с. 25—48.
27. Кармазин В. И. Современные методы магнитного обогащения руд черных металлов. М., Госгортехиздат, 1962.
28. Кармазин В. И., Кармазин В. В. Магнитные методы обогащения. М., Недра, 1978.
29. Кармазин В. И., Бинкевич В. А., З. Д. Ройзен. О схемах рудоподготовительных комбинаций Криворожского и Никопольского бассейнов.—Горный журнал, 1965, № 9, с. 61—64.
30. Кармазин В. И., Капуста Б. Ф., Пилов П. И. Рациональная технология обогащения окисленных кварцитов.—В кн. Техника и технология обогащения руд, М., Недра, 1975.
31. Классен В. И. Обогащение руд (химического сырья). М., Недра, 1979.
32. Корякова О. Ф., Бердышева Т. Т. Обогащение железных руд в Бразилии. Обзорная информация. Сер. 2, вып. 1, 1977, с. 60 и Обогащение марганцевых руд за рубежом. 1977, вып. 1, серия 2 (Черметинформация).
33. Ломовцев Л. А., Нестерова Н. А., Дробченко Л. А. Магнитное обогащение сильномагнитных руд. М., Недра, 1979.
34. Мокроусов В. А., Лилеев В. А. Раднометрическое обогащение нерадиоактивных руд. М., Недра, 1979.
35. Митрофанов С. И., Барский Л. А., Самыгин В. Д. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. М., Недра, 1974.
36. Мясников Н. Ф. Новая технология обогащения окисленных железных руд. М., Наука, 1971.
37. Новожилов Г. М., Ройзен Я. Ш., Эрперт А. М. Качество рудного сырья черной металлургии. М., Недра, 1977.
38. Остапенко П. Е. Обогащение железных руд. М., Недра, 1977.
39. Плаксин И. Н., Кармазин В. И. Новое в обогащении тонковкрапленных железных руд. М., Наука, 1964.
40. Подземный горно-металлургический комбинат / С. Г. Борисенко, В. И. Кармазин, В. П. Мартыненко и др.—Металлургическая и горнорудная промышленность. Днепропетровск, Проминь, 1960, № 1, с. 49—52.
41. Процессы и машины для обогащения полезных ископаемых / В. И. Кармазин, Е. Е. Серго, Т. Г. Фоменко и др. М., Недра, 1974.
42. Ревкидзе В. И. Раскрытие минералов энергией сжатой газообразной среды.—В кн. Совершенствование и развитие процесса подготовки руд к обогащению. Л., Механообр, 1975, вып. 140, с. 169—180.
43. Сепарация полезных ископаемых с применением сверхпроводящих магнитных систем / Б. М. Савицкий, В. В. Кармазин, В. И. Кармазин и др.—В кн.: Обогащение и брикетирование углей. М., 1973, № 2, с. 17—21.
44. Пути повышения эффективности подготовки магнетитовых руд к обогащению / Е. Е. Серго, Ф. У. Попов, Н. Н. Лукьянчиков и др. Киев, Вища школа, 1977.
45. Справочник «Обогащение руд», т. 1—3, М., Недра, 1972.
46. Справочник по обогащению и агломерации руд черных металлов / Шинкоренко С. Ф., Николаенко В. Н., Белецкий Н. И. и др. М., Недра, 1980.
47. Тащненко П. А. Подготовка труднообогатимых железных руд. М., Недра, 1979.
48. Тихонов О. Н. Теоретические основы сепарационных процессов обогащения полезных ископаемых. Изд. ЛГИ, 1978.
49. Фокин Я. И. Технология обогащения марганцевых руд. М., Недра, 1981.
50. Шохин В. Н., Лопатин А. Г. Гравитационные методы обогащения. М., Недра, 1980.
51. Щупов Л. П. Моделирование и расчет на ЭВМ схем обогащения. М., Недра, 1980.

Приложение

Основные минералы руд черных металлов [39]

№	Наименование	Сим-вол	Формула
<b>Железные</b>			
1	Гематит	Гм	$\alpha\text{Fe}_2\text{O}_3$
2	Гетит	Гт	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$
3	Гидрогематит	Гд	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$
4	Гидрогетит	Ги	$3\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$
5	Лимонит	Лм	$2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$
6	Магнетит	Мт	$\text{Fe}_3\text{O}_4$
7	Мартит	Мр	$\alpha\text{Fe}_2\text{O}_3$
8	Сндерит	Сд	$\text{FeCO}_3$
9	Титано-магнетит (магнетит, проросший ильменитом, содержит до 25% $\text{TiO}_2$ )	Тм	$\text{Fe}_3\text{O}_4, \text{FeTiO}_3$
10	Сндероплезит	Сп	—
11	Лепидокрокит	Лд	$\text{FeOOH}$
12	Маггемит	Мг	$\gamma\text{Fe}_2\text{O}_3$
13	Магномагнетит	Мм	$(\text{FeMg}) \cdot \text{OFe}_2\text{O}_3$
14	Якобсит	Як	$(\text{Fe}, \text{Mn}) \cdot \text{OFe}_2\text{O}_3$
15	Силикаты железа	Сл	$\text{FeSiO}_3$ и др.
16	Доломит	Дл	$(\text{Ca}, \text{Mg})\text{CO}_3$
17	Каолинит	Кл	$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$
18	Пироксены	Пс	Сложные метасиликаты
19	Амфиболы	Ам	$\text{Fe}_4\text{Al}[\text{Si}_3\text{AlO}_{10}][\text{OH}]_6 \cdot n\text{H}_2\text{O}$
20	Ильменит	Ил	$\text{FeTiO}_3$
21	Пирит	Пт	$\text{FeS}_2$
22	Халькопирит	Хт	$\text{CuFeS}_2$
23	Пирротин	Пп	$\text{F}_{1-x}\text{S}$
24	Эпидот	Эт	$\text{Ca}(\text{Al} \cdot \text{OH}) \cdot (\text{Al} \cdot \text{Fe})_2(\text{Si}_2\text{O}_4)_3$

**Марганцевые и хромитовые**

25	Браунит	Бр	$\text{Mn}_2\text{O}_3$
26	Вад (псиломелан)	Ва	$a\text{MnO} \cdot b\text{MnO} \cdot c\text{H}_2\text{O}$ $a + b = 1$ $c = 0 - 4$
27	Гаусманит	Гс	$\text{Mn}_3\text{O}_4$
28	Манганит	Мг	$\text{Mn}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$
29	Пирролюзит	Пр	$\text{MnO}_2$
30	Родохрозит	Рх	$\text{MnCO}_3$
31	Графтонит	Гр	$(\text{Fe}, \text{Mn}, \text{Ca})_3[\text{PO}_4]_2$
32	Реддингит	Рд	$\text{Mn}_3[\text{PO}_4]_2 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$
33	Манганопатит	Ма	$(\text{Ca}, \text{Mn})_5[\text{PO}_4]_3 \cdot [\text{F}, \text{OH}]$

**Хромитовые**

34	Алюмохромит	Ах	$\text{FeO}(\text{CrAl})_2\text{O}_3$
35	Магнохромит	Мх	$(\text{MgFe})\text{Cr}_2\text{O}_4$
36	Хромпикотит	Хп	$(\text{Mg}, \text{Fe})(\text{CrAl})_2\text{O}_4$
37	Магноферрохромит	Мф	$(\text{Mg}, \text{Fe})(\text{Cr}, \text{Al}, \text{Fe})_2\text{O}_4$
38	Феррихромпикотит	Фп	$(\text{Mg}, \text{Fe})$
39	Феррихромшпинель	Фш	$(\text{Cr}, \text{Al}, \text{Fe})_2\text{O}_4$
40	Хромит	Хр	$\text{Mg}(\text{Cr}, \text{Al}, \text{Fe})_2\text{O}_4$
41	Магний хромит	Хм	$\text{FeO} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3$ $\text{MgO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$

Продолжение прилож.

№	Наименование	Сим-вол	Формула
<b>Нерудные минералы</b>			
42	Апатит	Ап	$\text{Ca}(\text{F}, \text{Cl})(\text{PO}_4)_3$
43	Биотит (железомagneзиальная слюда)	Бт	—
44	Гранаты (сложные алюмосиликаты)	Гн	—
45	Кальцит	Ка	$\text{CaCO}_3$
46	Кварц	Кк	$\text{SiO}_2$
47	Магнезит	Мз	$\text{MgCO}_3$
48	Полевые шпаты (изоморфные смеси алюмокремниевых солей)	Шп	—
49	Флюорит	Фл	$\text{CaF}_2$
50	Хлориты (сложные водные алюмосиликаты)	Хл	—
51	Фтор- и хлорапатит	Фт	$\text{Ca}[\text{PO}_4]_3 \cdot \text{F}, \text{Ca}_5[\text{PO}_4]_3\text{Cl}$
52	Курскит	Кр	$\text{Ca}_3[\text{PO}_4]_2[\text{CO}_3]\text{F}$
53	Франколит	Фр	$\text{Ca}_{10}\text{F}_2\text{CO}_3\text{P}_6\text{O}_{24} \cdot \text{H}_2\text{O}$
54	Сerpentin	Сп	—
55	Каолинит	Кл	—
56	Эпидот	—	—

# ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие . . . . .	3
Глава 1. Металлургическая оценка и определение оптимальной глубины обогащения рудного сырья . . . . .	4
1.1. Состав рудного сырья . . . . .	4
1.2. Оценка рудного сырья для производства чугуна . . . . .	5
1.3. Оптимальная глубина обогащения руд для выплавки чугуна . . . . .	14
1.4. Оценка рудного сырья для металлзации, производства стали и порошковой металлургии . . . . .	17
1.5. Оценка марганцевых и хромовых концентратов при производстве ферросплавов . . . . .	23
Глава 2. Теоретические основы и особенности обогащения различных руд черных металлов . . . . .	27
2.1. Принципы и условия разделения рудных минералов от сростков с нерудными, обогатимость руд . . . . .	27
2.2. Классификация методов и процессов обогащения руд на основе разделяющих сил; схемы и аппараты для обогащения железных, марганцевых и хромовых руд . . . . .	37
2.3. Особенности, степень и схемы раскрытия сростков при подготовке руд к обогащению . . . . .	49
2.4. Расчет раскрытия минеральных сростков . . . . .	59
2.5. Расчет показателей обогащения . . . . .	69
2.6. Показатели, реализуемые в схемах обогащения; расчет схем и раздельной мощности ГОКов . . . . .	81
2.7. Использование технологической памяти ЭВМ при определении показателей обогащения . . . . .	86
Глава 3. Месторождения и схемы обогащения рудного сырья . . . . .	88
3.1. Железные руды СССР . . . . .	88
3.2. Зарубежные магнитно-обогатительные фабрики . . . . .	104
3.3. Отечественные месторождения марганцевых руд . . . . .	109
3.4. Отечественные месторождения хромовых руд . . . . .	113
3.5. О зарубежных месторождениях марганцевых и хромовых руд . . . . .	114
3.6. Об оценке и выборе рудных месторождений . . . . .	115
Глава 4. Устройство и опыт работы дробильно-сортировочных, дробильно-обогатительных фабрик и комбинатов железорудной промышленности . . . . .	117
4.1. Общие сведения о фабриках для сильномагнитных руд . . . . .	117
4.2. Фабрики для обогащения окисленных кварцитов и гематитовых руд . . . . .	137
4.3. Обоганительные фабрики для бурожелезняковых руд . . . . .	144
4.4. Фабрики для обогащения сидеритовых руд . . . . .	151
Глава 5. Опыт работы фабрик для обогащения марганцевых и хромовых руд . . . . .	153
5.1. Обоганительные фабрики для руд Никопольского месторождения . . . . .	153
5.2. Обоганительные фабрики Чнатурского бассейна . . . . .	157
5.3. Зарубежные фабрики для обогащения марганцевых руд . . . . .	163
5.4. Фабрики для обогащения хромовых руд . . . . .	171
Глава 6. Перспективы развития операций технологического процесса и их управления на ГОКах . . . . .	175
6.1. Сортировка и усреднение руд . . . . .	175
6.2. Дробление . . . . .	183
6.3. Грохочение . . . . .	187
6.4. Обжиг и сушка . . . . .	191
6.5. Промывка . . . . .	193
6.6. Измельчение и классификация . . . . .	196
6.7. Обоганительные операции . . . . .	201
6.8. Обесшламливание, обезвоживание . . . . .	208
Список литературы . . . . .	212
Приложение . . . . .	214