



**МОСКОВСКИЙ
ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ**

РЕДАКЦИОННЫЙ

С О В Е Т

Председатель

Л.А. ПУЧКОВ

Зам. председателя

Л.Х. ГИТИС

Члены редсовета

И.В. ДЕМЕНТЬЕВ

А.П. ДМИТРИЕВ

Б.А. КАРТОЗИЯ

М.В. КУРЛЕНЯ

В.И. ОСИПОВ

Э.М. СОКОЛОВ

К.Н. ТРУБЕЦКОЙ

В.В. ХРОНИН

В.А. ЧАНТУРИЯ

Е.И. ШЕМЯКИН

**ИЗДАТЕЛЬСТВО
МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО
ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА**

*ректор МГГУ,
чл.-корр. РАН*

*директор
Издательства МГГУ*

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАЕН

академик РАН

академик РАН

академик МАН ВШ

академик РАН

профессор

академик РАН

академик РАН

А.А. Абрамов

**ВЫСШЕЕ
ГОРНОЕ
ОБРАЗОВАНИЕ**

**ПЕРЕРАБОТКА,
ОБОГАЩЕНИЕ
И КОМПЛЕКСНОЕ
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ
ТВЕРДЫХ
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**

**Технология обогащения
полезных ископаемых**

*Рекомендовано Министерством образования
Российской Федерации в качестве учебника
для студентов высших учебных заведений,
обучающихся по направлению «Горное дело»
по специальности «Обогащение полезных
ископаемых»*



**Москва
Издательство Московского
государственного горного университета
2004**

ТОМ II

УДК 622.132.345:625

ББК 33.4

А 16

Федеральная целевая программа «Культура России»

Книга соответствует «Гигиеническим требованиям к изданиям книжным для взрослых. СанПиН 1.2.1253—03», утвержденным Главным государственным санитарным врачом России 30 марта 2003 г.

Рецензенты:

- кафедра «Обогащение полезных ископаемых» Санкт-Петербургского государственного горного института (ТУ) (зав. кафедрой проф., д-р техн. наук *О.Н. Тихонов*);
- проф., д-р техн. наук *В.А. Бочаров* (кафедра «Обогащение руд цветных и редких металлов» Московского государственного института стали и сплавов)

Абрамов А.А.

А 16 Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: Учебник для вузов. В 3 т. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2004. — Т. II. Технология обогащения полезных ископаемых. — 510 с.: ил. ISBN 5-7418-0242-7 (в пер.)

Рассмотрены технологические свойства полезных ископаемых, изложены основы теории обогатительных процессов, описано наиболее распространенное оборудование для их осуществления, показаны методы оптимизации и интенсификации технологических процессов обогащения, а также наиболее эффективные пути их совершенствования, дано обоснование наиболее эффективных технологических схем и режимов комплексной переработки и обогащения основных типов полезных ископаемых с учетом вещественного состава перерабатываемого сырья, рассмотрены возможности совершенствования системы управления качеством полезных ископаемых и рудоподготовки, повышения комплексности использования труднообогатимых руд и углей с применением комбинированных схем в условиях охраны окружающей среды. Приведены основные технико-экономические показатели обогащения по основным переделам, рассмотрены принципы организации производства и показатели работы обогатительных фабрик.

А.А. Абрамов — д-р техн. наук, профессор кафедры «Обогащение полезных ископаемых» Московского государственного горного университета.

Для студентов вузов, обучающихся по направлению «Горное дело» по специальности «Обогащение полезных ископаемых». Может быть полезен инженерно-техническим работникам горно-обогатительных комбинатов, проектных и научно-исследовательских институтов.

Том I. «Обогатительные процессы и аппараты».

Том II. «Технология обогащения полезных ископаемых».

Том III. «Технология переработки и обогащения руд цветных металлов».

УДК 622.132.345:625

ББК 33.4

ISBN 5-7418-0242-7

© А.А. Абрамов, 2004

© Издательство МГГУ, 2004

© Дизайн книги. Издательство МГГУ, 2004

Современная технология переработки, обогащения и комплексного использования минерального сырья вплоть до безотходной технологии в горно-обогатительном производстве основана на применении методов обогащения полезных ископаемых, использующих различия в физических, магнитных, электрических, физико-химических и других свойствах разделяемых минералов. Эти методы позволяют также при грамотном их применении эффективно решать экологические проблемы горного производства: переработки и использования вскрышных пород, накопившихся отходов, вторичного сырья, кондиционирования оборотных, очистки сточных вод и т. д.

К настоящему времени сформированы новые представления в области теории и технологии обогащения полезных ископаемых, созданы более совершенные техника и технология, новые методы комплексной их переработки с учетом охраны окружающей среды. При написании учебника они учтены при анализе мировой практики работы передовых предприятий и обосновании наиболее эффективных технологических схем и решений переработки различных типов минерального сырья.

Назначение учебника — дать студентам горных специальностей необходимые знания технологических свойств полезных ископаемых, основ теории обогатительных процессов и конструкций наиболее распространенного оборудования для их осуществления, ознакомить с современной технологией комплексной переработки и обогащения основных типов полезных ископаемых, технико-экономическими показателями переработки и обогащения различных типов минерального сырья, создать необходимую основу для творческого решения будущими горными инженерами вопросов оптимального совмещения технологических процессов добычи и обогащения, повышения комплексности использования сырья, технологи-

ческих, экономических и экологических показателей переработки и обогащения полезных ископаемых.

Учебник состоит из шести частей в двух томах и содержит все разделы, необходимые для решения перечисленных выше задач.

Том I «Обогатительные процессы и аппараты» включает в себя первые четыре части.

В первой части рассмотрены технологические свойства полезных ископаемых и минералов, на различии которых и основаны методы разделения минералов при переработке и обогащении полезных ископаемых. Дана классификация процессов, схем обогащения и рассмотрены методы оценки показателей обогащения и комплексности использования сырья. Приведенные материалы составляют базу для обоснованного выбора наиболее эффективных методов обогащения каждого конкретного вида полезного ископаемого с учетом особенностей вещественного состава и технологических свойств составляющих его минералов.

Во второй части, учитывая важное технологическое и технико-экономическое значение подготовки полезных ископаемых к обогащению, рассмотрены процессы грохочения, классификации, дробления, измельчения полезных ископаемых и термохимические процессы, совершенно необходимые при переработке труднообогатимых руд.

Совокупность приводимых материалов призвана обеспечить создание необходимых предпосылок для выявления и обоснования в каждом конкретном случае наиболее целесообразной комбинации процессов для подготовки полезных ископаемых к обогащению.

В третьей и четвертой частях рассмотрены современные основные и вспомогательные методы комплексной переработки и обогащения полезных ископаемых. Изложены основы теории процессов и приведено основное оборудование для их осуществления, позволяющие сформировать

подход к оценке и использованию прогрессивных технологических процессов обогащения и комплексной переработки минерального сырья.

Том II «Технология обогащения полезных ископаемых» состоит из двух частей.

В первой части рассмотрена современная технология переработки и обогащения основных типов полезных ископаемых на фабриках СНГ и зарубежных стран с учетом вещественного состава перерабатываемого сырья, необходимости комплексного его использования и путей решения экологических проблем. Она базируется на результатах анализа мировой практики работы передовых предприятий, современных тенденциях совершенствования техники и технологии обогащения различных типов минерального сырья, результатах современных исследований обогатительных процессов.

Знание современной технологии горным инженерам позволит: понимать логическую связь и взаимозависимость технологических переделов добычи и обогащения полезных ископаемых и использовать их для совершенствования своего технологического передела, знать возможности взаимосвязанных технологических переделов и грамотно решать задачи управления качеством руд и россыпей в горном цехе и в процессе подготовки их к обогащению; знать возможности процессов и технологии обогащения и грамотно решать задачи переработки руд, углей, россыпей, твердых отходов, кондиционирования оборотных и очистки сточных вод, обеспыливания; получить за счет комплексного использования сырья максимальную прибыль в рамках горно-обогатительного комбината при соблюдении современных требований по экологии.

Во второй части рассмотрены современная организация производства, системы контроля и управления технологическими процессами с применением современных средств и вычислительной техники; приведены показатели обогащения на обогатительных фабриках и показаны перспективы развития

техники и технологии комплексной переработки и обогащения руд на горно-обогатительных предприятиях, наиболее эффективные пути совершенствования технологических процессов обогащения полезных ископаемых.

Автор благодарен докторам технических наук, профессорам С.Б. Леонову, В.А. Бочарову и коллективу кафедры «Обогащение полезных ископаемых» Московского государственного горного университета за ценные советы, критические замечания и указания, которые помогли улучшить настоящее издание.

Автор выражает искреннюю благодарность совету директоров ОАО «Казцинк» Республики Казахстан за консультации по вопросам практики обогащения полиметаллических руд и оказание спонсорской помощи при подготовке к изданию данной книги.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Глава 1

Полезные ископаемые и общая характеристика технологии их переработки и обогащения

Глава 2

Технология подготовки полезных ископаемых к обогащению

Глава 3

Технологические схемы и режимы обогащения руд цветных металлов

Глава 4

Технологические схемы и режимы обогащения руд и россыпей редких, редкоземельных и радиоактивных металлов

Глава 5

Технологические схемы и режимы обогащения золотосодержащих руд и россыпей

Глава 6

Технологические схемы и режимы обогащения руд черных металлов

Глава 7

Технологические схемы и режимы обогащения горно-химического сырья

Глава 8

Технологические схемы и режимы обогащения алмазосодержащих руд и песков

Глава 9

Технологические схемы и режимы обогащения неметаллических полезных ископаемых и индустриального сырья

Глава 10

Технология переработки и обогащения строительных горных пород и материалов

Глава 11

Технология переработки и обогащения углей и сланцев (энергетического сырья)

ЧАСТЬ 1

1.1. Полезные ископаемые и их месторождения

1.1.1. Классификация полезных ископаемых

Классификация основных типов полезных ископаемых, принятая в странах СНГ, включает:

- *угли и горючие сланцы*: коксующиеся, энергетические и бурые угли, горючие сланцы;
- *руды цветных металлов*, содержащие медь, свинец, цинк, никель, алюминий, кобальт, кадмий, ртуть, висмут, сурьму, мышьяк;
- *руды и россыпи редких металлов*, содержащие:
 - легкие редкие металлы — литий, рубидий, цезий, бериллий;
 - тяжелые редкие металлы — вольфрам, молибден, тантал, ниобий, титан, цирконий, ванадий, олово;
 - редкоземельные металлы — скандий, иттрий, лантан и лантаниды (14 элементов — от церия до лутетия);
 - рассеянные редкие металлы — галлий, индий, таллий, германий, гафний, селен, теллур, рений;
 - радиоактивные металлы — радий, актиний и актиниды (торий, протактиний, уран и элементы 93—102 таблицы Менделеева), полоний;
- *руды черных металлов*, содержащие железо, хром или марганец;
- *руды и россыпи благородных металлов*, содержащие золото, серебро или платину и платиноиды (осмий, иридий, рутений, родий, палладий);

- *руды и россыпи, содержащие драгоценные камни: алмазы, рубины, изумруды;*
- *горно-химическое сырье, содержащее фосфаты, бор, серу или калийные соли;*
- *неметаллические полезные ископаемые, содержащие барит, флюорит, магнезит, кальцит, доломит и другие подобные минералы;*
- *индустриальное сырье, содержащее кварц, полевошпат, слюду, графит, асбест, тальк, глину, мел и т. д.;*
- *строительные горные породы, содержащие известняк, кварцит, гравий, песок и т. д.*

1.1.2. Общая характеристика месторождений полезных ископаемых

Полезные ископаемые обладают рядом характерных особенностей, которые определяют не только выбор технологии их переработки и обогащения, но и технологию разработки месторождений. К основным из них относятся следующие.

Комплексность сырья. В рудах и россыпях, наряду с основными металлами или минералами, имеются и другие ценные компоненты. Благородные металлы и примеси ценных компонентов присутствуют в рудах главным образом в виде изоморфных смесей и тонкодисперсных включений в минералы основных и сопутствующих полезных компонентов, таких, как, например, молибденит, барит, пирит и др. Несульфидные минералы представлены оксидами, силикатами, карбонатами, фосфатами и другими породными минералами в различном их соотношении. Существующий уровень технологии переработки и обогащения руд позволяет осуществить практически безотходное производство, однако возможность организации его на практике зависит также от экономических, географических, политических и других факторов, действующих в регионе.

Низкое содержание цветных, редких и благородных металлов в рудах. Среднее содержание меди, например, в медно-порфириновых рудах в настоящее время составляет около 0,9 %, в медистых песчаниках — 3,5 %, в медно-колчеданных рудах — 1,4 %. В этих же пределах изменяются средние содержания свинца, никеля и цинка. Содержания сопутствующих метал-

лов при этом оцениваются обычно сотыми и тысячными долями процента.

По содержанию металлов руды условно делят на богатые, бедные и забалансовые (непромышленные), границы между которыми определяются состоянием техники и технологии обогащения, экономическими интересами и потребностями государства в производстве металлов.

Тонкая дисперсная связь ценных компонентов с вмещающими горными породами и между собой. По крупности вкрапленности различают руды: крупновкрапленные (размер включений извлекаемых минералов более 0,4 мм); средней вкрапленности (0,15—0,4 мм) и тонковкрапленные (меньше 0,15 мм). По характеру вкрапленности различают равномерно-вкрапленные, неравномерно-вкрапленные руды и руды с агрегатной вкрапленностью минералов. Различный характер минерализации перерабатываемых руд требует разработки более совершенной технологии рудоподготовки, применения более сложных, стадийных схем обогащения.

Сложность и изменчивость вещественного состава руд и россыпей. Руды и россыпи весьма разнообразны и изменчивы по химическому и минеральному составу, характеру вкрапленности и текстурно-структурным особенностям, степени окисленности, крепости, дробимости, измельчаемости, обогатимости.

Различные сочетания свойств руд и россыпей создают большое многообразие их типов и разновидностей, отличающихся между собой важными технологическими свойствами по отношению к процессам дробления, измельчения, обогащения и др. Поэтому технологические типы и сорта руд и россыпей на каждой обогатительной фабрике определяют по результатам специально проведенных технологических испытаний.

Сложные горно-технологические условия залегания в недрах рудных месторождений. Месторождения полезных ископаемых отличаются сложностью морфологии и разобщенностью рудных тел, весьма крепкими рудами и вмещающими породами, определяющими большую трудоемкость при их разработке. Разнообразии наблюдаемых при этом структур и текстур сопровож-

дается резкими изменениями физико-механических свойств руды. Руды считают мягкими, если коэффициент их крепости по шкале М.М. Протоdjяконова не превышает 10, средними — 10—14, твердыми — 14—18, весьма твердыми — более 18. При этом средневзвешенный показатель абразивности составляет, мг: для мягких руд — до 10; для средних — 10—30; для твердых — 30—45 и для весьма твердых — более 45.

Разработка месторождений осложняется необходимостью выдачи руд по технологическим сортам. Промышленные типы руд выделяют по содержанию в них основных и сопутствующих компонентов, а также по форме рудных тел и генезису. Дальнейшее дифференцирование руд до технологических сортов, как объектов обогащения, осуществляют путем выделения подтипов и разновидностей их по степени окисленности, крупности и характеру вкрапленности рудных минералов, крепости, текстурно-структурным особенностям и другим признакам на основании результатов технологического картирования месторождения. Число технологических сортов определяет выбор способа вскрытия месторождения и системы его разработки.

Основная тенденция, характеризующая положение с сырьевой базой, — обеднение руд и россыпей, уменьшение крупности и усложнение характера вкрапленности ценных компонентов, увеличение степени окисления и ухудшение обогатимости руд. В эксплуатацию вовлекаются все более бедные и труднообогатимые руды. Например, среди колчеданных медно-цинковых руд России и Казахстана доля труднообогатимых руд уже сейчас достигает 70—75 %.

Качественному ухудшению сырьевой базы и значительному увеличению требуемых капиталовложений при неминуемом росте стоимости извлекаемых из руд и россыпей металлов пытаются противопоставить:

- максимально возможное увеличение объема добычи и переработки руды на каждом вновь вводимом или расширяемом (за счет новых участков) месторождении, чтобы снизить удельные капитальные затраты и эксплуатационные расходы на каждую тонну перерабатываемой руды. Для этого ведется интенсивная разработка все бо-

лее крупного и высокопроизводительного горно-транспортного и обогащительного оборудования (экскаваторов, автосамосвалов, дробилок, мельниц, флотационных машин и др.). Производственная мощность некоторых медных горно-обогащительных предприятий составляет около 100 тыс. т/сут («Сиеррита», «Бугенвиль» и др.); проектируют и строят еще более мощные предприятия (до 150—170 тыс. т/сут) на базе месторождений «Серро Королано» (Испания) и «Тенке-Фунгуруме» (Заир);

- новые технологические решения по рудоподготовке и обогащению руд, более экономичные проектные и инженерные решения как в комплексе рудник — фабрика, так и в комплексе рудник — фабрика — металлургический завод, чтобы снизить удельные затраты на добычу и переработку руды, повысить комплексность ее использования и тем самым прибыль предприятия;
- максимальное сокращение сроков разведки месторождений, проектирования, строительства и пуска горно-обогащительных предприятий с целью сокращения материальных затрат и быстрой окупаемости капиталовложений.

1.2. Технологические процессы добычи, переработки и обогащения полезных ископаемых

1.2.1. Добыча полезных ископаемых

Месторождения, размещенные относительно близко к земной поверхности, разрабатывают открытым способом; месторождения, размещенные на значительной глубине, — подземным способом. В настоящее время глубина открытых разработок (карьеров) составляет 150—300 м, на отдельных месторождениях она достигает 600 м и более. Подземные горные работы ведут в среднем на глубине 500 м, на отдельных рудниках — на глубине 800—1000 м. С переходом на более глубокие горизонты горно-технические условия производства горных работ резко усложняются, производитель-

ность оборудования снижается, себестоимость добытой руды повышается.

Преимущественное развитие получил открытый способ добычи полезных ископаемых, которому свойственны более низкие потери и разубоживание добываемых руд и углей, чем при подземном способе, более низкая себестоимость, более высокая производительность и благоприятные условия труда. При прочих равных условиях в первую очередь в эксплуатацию вводят месторождения, позволяющие вести разработку их открытым способом.

Несмотря на преимущественное развитие открытого способа разработки, абсолютный объем добычи на подземных рудниках и шахтах также непрерывно возрастает в связи с необходимостью вовлечения в эксплуатацию месторождений, залегающих на больших глубинах. При этом все большее развитие получают три основные технологические системы разработки: с использованием самоходного оборудования; с поточным ведением работ, основанные на применении комплексов вибрационных механизмов непрерывного действия; с твердеющей закладкой выработанного пространства.

Важнейшее направление повышения производительности труда в условиях глубоких карьеров — переход на циклично-поточную технологию ведения горных работ, в том числе и при селективной выемке руды на добычных уступах. Интенсификация процессов добычи полезных ископаемых посредством применения гранулированных взрывчатых веществ в сочетании с комплексной механизацией зарядания шпуров и скважин осуществляется с учетом необходимости максимального разупрочнения горной массы при взрыве. Лучшие результаты достигаются при учете стратиграфических особенностей залегания рудных тел, оптимальном содержании газообразующих компонентов во взрывчатом веществе, соответствующем расположении взрывных скважин и расходе взрывчатого вещества. Рудник (шахта) или карьер входит составной частью в единую систему управления качеством руд комплекса горный цех — обогатительная фабрика.

1.2.2. Подготовка полезных ископаемых к переработке и обогащению

Необходимая крупность продуктов и требования к процессам дробления и измельчения. Эффективность процесса обогащения зависит от того, насколько полно в результате дробления, грохочения, измельчения и классификации удалось обеспечить отделение (раскрытие) извлекаемых минералов и преимущественное распределение их зерен по тем классам крупности, извлечение из которых гравитационными, флотационными и другими методами происходит наиболее полно.

В большинстве случаев не удастся достигнуть полного раскрытия всех сростков, представленных обычно сростками зерен соизмеримых размеров, пленками одного минерала на поверхности зерен другого, эмульсионными включениями или жилками одного минерала в другом и другими более сложными формами сростания минералов. При обогащении приходится отделять частицы, более насыщенные включениями извлекаемого минерала, от менее насыщенных ими зерен. Поэтому каждая руда, например, имеет свою экономически выгодную степень измельчения. Чем выше содержание полезных минералов в руде, больше производственная мощность фабрики и крупнее вкрапленность извлекаемых минералов, тем желательнее более полное раскрытие сростков.

Для повышения эффективности измельчения и селективности раскрытия сростков минералов применяют реагенты-диспергаторы: полимерные неорганические (полифосфаты, полисиликаты) и органические (полиакрилаты) соли щелочных металлов, дипольные органические соединения (алканамины). Механизм влияния реагентов заключается в изменении реологических свойств пульпы, воздействии на трещинообразование, флокулирование или диспергирование частиц, эффективность классификации.

Для повышения эффективности раскрытия сростков исследуют также нетрадиционные способы измельчения, например, термическая декрипитация, измельчение мощным электрическим импульсом, обеспечивающим раскрытие сростков по плоскостям сростания минералов. Недостаток таких методов заключается в сложности и дороговизне оборудования.

В условиях постоянного снижения содержания металлов в рудах и необходимости их более тонкого измельчения значение экономических факторов при рудоподготовке резко возрастает, поскольку доля дробления и измельчения в себестоимости обогащения руд составляет 65—70 %. При этом обязательными требованиями к процессам, оборудованию и схемам рудоподготовки являются: тщательный учет особенностей вещественного состава руды с целью выбора наиболее эффективного оборудования и предотвращения переизмельчения материала; осуществление нескольких технологических операций в одном агрегате высокой производительности при высокой степени сокращения крупности материала; обеспечение минимальных энергетических и материальных затрат; высокая надежность и износоустойчивость оборудования; возможность автоматизации, улучшения условий труда и охраны окружающей среды.

Сравнительная характеристика дробильно-измельчительного оборудования. Учитывая решающее влияние на снижение капитальных затрат, эксплуатационных расходов и повышение производительности труда увеличения размеров и мощности дробильно-измельчительного оборудования, к настоящему времени освоен ряд новых машин и аппаратов, характеризующихся большой удельной производительностью и высокими технологическими показателями. Среди них конусные дробилки (эксцентрикковые) диаметром 2900 мм для крупного дробления, диаметром 3000 мм для среднего и мелкого дробления (производительностью до 10—12 млн т/год одной стандартной и до 5—6 млн т/год одной короткоконусной дробилки), дробилки типа «Жиродиск» для получения дробленого продукта крупностью -10 мм, инерционные дробилки типа КИД, обеспечивающие дробление материала от 90—100 до 8—12 мм, шаровые мельницы диаметром 6 и 7 м и мельницы для мокрого само- и полусамозмельчения диаметром 10,5—13 м.

Наилучшие показатели по производительности имеют крупные конусные (эксцентрикковые) и роторные дробилки (3000 т/ч), барабанные мельницы (стержневые, шаровые, самоизмельчения), обеспечивающие переработку одним агрегатом

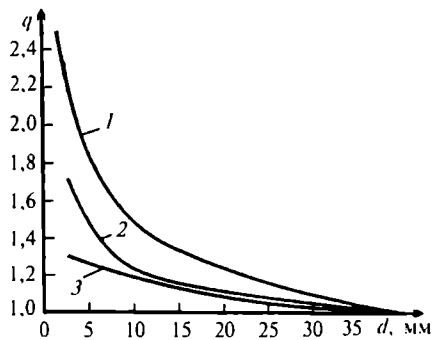


Рис. 1.1. Зависимость относительной производительности q шаровых мельниц от крупности исходного материала d для медных порфириновых руд: 1 — общее увеличение производительности; 2 — увеличение производительности за счет образования готового продукта при дроблении; 3 — увеличение производительности за счет повышения эффективности измельчения

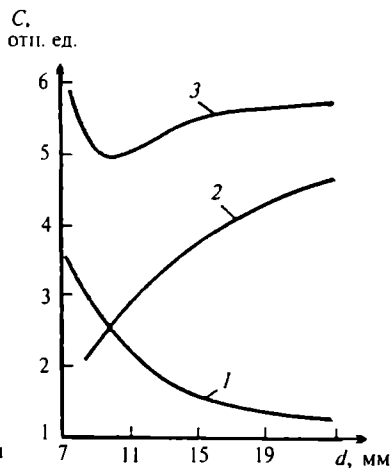


Рис. 1.2. Влияние крупности дробленого продукта d на относительную стоимость C дробления (1), измельчения (2) и общую стоимость дробления и измельчения (3) (по данным В. К. Захваткина)

около 300 т/ч руды. Агрегаты взрывоструйного измельчения имеют производительность до 50 т/ч, струйные мельницы — до 5 т/ч. Валковые дробилки используют при переработке липких руд, ударные — для дробления неабразивных руд.

Производительность дробилок и мельниц при снижении крупности дробленого или измельченного продукта уменьшается, шаровых мельниц — возрастает с уменьшением крупности исходного материала (рис. 1.1 и 1.2).

При стадийном дроблении и измельчении стальной средой энергозатраты минимальны.

С уменьшением крупности дробленой руды производительность шаровых мельниц растет и стоимость измельчения уменьшается, но затраты на дробление повышаются. При определенной (оптимальной) крупности дробленой руды суммарные расходы на дробление и измельчение будут минимальными. Наивыгоднейшая в экономическом отношении крупность продукта сухого дробления для измельчения его в

шаровых мельницах зависит от производственной мощности фабрики.

Производственная мощность фабрики, тыс. т/сут	0,5	2,5	10	40
Крупность дробленого продукта, мм	10—15	6—12	5—10	4—8

Переход на самоизмельчение сопровождается повышением энергозатрат примерно на 10 %. Однако использование мельниц самоизмельчения позволяет заменить две стадии дробления и одну-две стадии измельчения стальной средой и за счет этого снизить эксплуатационные и капитальные затраты на 8—10 %, повысить производительность труда на 10 % при сокращении крупности материала от 300 (400) до 0,3 мм.

Степень сокращения крупности материала при самоизмельчении превышает 1000, тогда как при взрывоструйном измельчении она составляет 500, при измельчении в шаровых и рудно-галечных мельницах — около 100, при дроблении в роторных и инерционных дробилках — 18—20. Однако процесс самоизмельчения может быть использован для руд лишь с определенными физико-механическими свойствами. Замена шарового измельчения паро- или газоструйным измельчением вызывает увеличение энергозатрат в 1,2—1,5 раза, центробежным измельчением — в 2 раза, электрогидравлическим дроблением — в 3—4 раза.

Износ металла, футеровок и измельчающей среды при использовании шаровых мельниц составляет 1,5—1,7 кг/т, а при использовании вибрационных и планетарных мельниц — до 1,8—2 кг/т. При использовании высококачественных шаров твердостью 700 НВ и равномерной структурой по всему сечению (фирм «Армко», Италия и «Хелипекс», Великобритания) их расход снижается в 3—4 раза. Минимальный износ (100—200 г/т) имеют мельницы самоизмельчения, струйные и взрывоструйные аппараты.

Наиболее высокий коэффициент движения (0,92—0,96) имеют шаровые и рудно-галечные мельницы. Для мельниц самоизмельчения коэффициент движения составляет 0,87—0,89,

а для мельниц самоизмельчения, работающих с добавками шаров, и струйных мельниц — 0,8—0,85.

Производительность труда уменьшается при переходе от одного вида рудоподготовки к другому в следующем порядке: самоизмельчение, стадияльное дробление и измельчение стальной средой, взрывоструйное и струйное измельчение, вибрационное измельчение, электрогидравлическое дробление, центробежное измельчение.

По совокупности характеристик современному уровню требований наиболее отвечают: самоизмельчение (в том числе первичное, вторичное и взрывоструйное самоизмельчение) и стандартные способы рудоподготовки, включающие стадияльное дробление в эксцентриковых дробилках до –12 (20) мм и измельчение в крупных шаровых мельницах. В соответствии с этим наиболее широкое развитие и применение на обогатительных фабриках получили три основных технологических направления подготовки руд к обогащению:

- стадияльное дробление и измельчение стальной средой;
- стадияльное дробление и рудно-галечное измельчение;
- одностадияльное первичное дробление и рудное самоизмельчение до конечной или промежуточной крупности, дополняемое в последнем случае шаровым или рудно-галечным измельчением.

Повышение эффективности работы дробильно-измельчительного оборудования. Эффективность работы дробильного оборудования повышается посредством увеличения частоты качаний дробящего конуса, создания распределителей питания дробилок мелкого дробления, совершенствования профиля дробящей камеры, механизации ремонта и обслуживания дробилок, автоматического управления их работой. Процесс дробления в дробящей камере многих конусных дробилок происходит неэффективно. Объясняется это несогласованностью размеров приемных отверстий, объемов зон дробления рабочей полости дробилок, крупности и массы продукта, поступающего в зону на дробление. На практике это приводит к неравномерной загрузке дробилок по стадиям, местному износу футеровок конусов и значительному отходу (50—70 %) их в металлический лом. Профилирование рабочей камеры

дробилок в зависимости от крупности исходного и дробленого продуктов, требуемой переработки, с учетом рациональной загрузки дробилок по стадиям, и равномерное питание исходным продуктом дробящего пространства дробилок обеспечивают повышение производительности каскада дробилок на 15—20 % с одновременным снижением крупности готового продукта на 20 %, расхода брони на 30 % и электроэнергии на 20 %.

Совершенствование схем и способов *самоизмельчения* осуществляется догрузкой шаров в количестве 5—8 % объема мельницы, выведением из цикла классов критической крупности и использованием их в качестве измельчающей среды при рудно-галечном измельчении, додрабливанием этих классов в конусных дробилках. Оснащение мельниц больших размеров тихоходными низкочастотными синхронными электродвигателями позволяет снизить капитальные затраты на строительство систем электроснабжения и за счет отсутствия редукторов и других передач увеличить КПД установки на 6—8 %, а также обеспечить оптимальную частоту вращения барабана мельницы, составляющую 70—75 % критической при степени заполнения барабана 38—42 %.

Максимальная производительность мельниц рудного самоизмельчения достигается при поддержании в них объема измельчающей среды, составляющей от 25—30 % объема коротких мельниц до 40—45 % объема длинных.

При содержании в руде глинистого материала до 10 % ее целесообразно подвергнуть промывке с целью повышения эффективности процесса самоизмельчения и производительности мельниц. При высоком содержании вязкой глины отмывка необязательна, так как в процессе самоизмельчения происходят наиболее интенсивная дезинтеграция и эффективное отделение глинистых частиц от кристаллических пород.

Мокрое самоизмельчение может сопровождаться применением гравитационных методов обогащения в замкнутом цикле измельчения с выделением сравнительно крупных хвостов и получением рудной гали для вторичного измельчения.

Основное условие, обеспечивающее наибольшую эффективность рудно-галечного измельчения руды, — ускорение разгрузки из мельниц измельченного материала и уменьше-

ние времени нахождения циркулирующей нагрузки в процессе, что достигается обычно заменой классификаторов на соответствующие грохоты в замкнутом цикле измельчения.

Повышение удельной производительности установленных на фабрике шаровых и стержневых мельниц достигается обычно за счет максимально возможного снижения крупности их питания, повышения пропускной способности, выявления оптимальной частоты вращения мельниц и оптимальной рационализованной загрузки их измельчающими телами, определения оптимальных размеров догружаемых шаров и целесообразности химических добавок — понизителей прочности материала. Так, уменьшение крупности дробленной руды от 40—50 до 20 мм, применение шаровых мельниц с широкой горловиной и секторной спиралью, уменьшение диаметра дробящих тел, рационализованная загрузка шаров, удлинение барабанов стержневых и шаровых мельниц на 700 мм, внедрение системы автоматического поддержания постоянства питания мельниц рудой привели к повышению производительности Балхашской фабрики на 75 % и извлечения меди на 0,8 %.

Увеличение степени раскрытия полезных минералов при минимальном переизмельчении их свободных зерен и минералов породы достигается на фабриках в результате:

- перевода шаровых мельниц на некатарактный режим работы при доизмельчении промпродуктов и коллективных концентратов;
- установки флотоклассификаторов, монокамер, флотоотсадочных машин, гравитационных аппаратов в замкнутых циклах измельчения, осуществления флотации песков гидроциклона в машинах типа «Ским Эйр» с целью вывода из процесса раскрытых зерен полезных минералов;
- применения более эффективных классифицирующих аппаратов, например, гидроциклонов или гидроосцилляторов, имеющих более высокую эффективность классификации (в 2 раза), производительность по сливу (в 3—3,5 раза) и занимающих меньшую площадь (в 2—2,5 раза).

Совершенствование техники и технологии грохочения и классификации в циклах дробления и измельчения. В настоящее время в промышленности широко применяют вибрационные

грохоты с просеивающей поверхностью площадью от 10 до 24 м²; созданы вибрационные грохоты для грохочения влажных и глинистых материалов. Наиболее простой и эффективный путь интенсификации *процесса грохочения* — применение просеивающих поверхностей из эластомеров. Использование резиновых карт, резонирующих ленточно-струнных сит, армированных резиновых карт позволяет повысить удельные показатели серийно выпускаемых вибрационных грохотов без изменения их динамических режимов в среднем в 1,5—1,6 раза, а в отдельных случаях — до 1,8—2 раза.

Характерная особенность *циклов измельчения* современных фабрик — почти полное упразднение механических классификаторов и широкое использование гидроциклонов, размеры которых с целью сохранения высокой эффективности классификации независимо от производительности фабрики не превышают 500—750 мм, а в цикле доизмельчения концентратов и промпродуктов — 250—350 мм. Совершенствование конструкции гидроциклонов (например, за счет спирального ввода питания) и расширение ассортимента новых видов износостойких материалов (керамика, специальные резины, полиуретаны и др.), применение насосов с регулируемой частотой вращения и систем автоматизации позволяют значительно увеличить сроки службы гидроциклонов и технологические показатели их работы.

Для улучшения *классификации* в циклах измельчения рекомендуется:

- применять несколько гидроциклонов, установленных параллельно;
- использовать для питания гидроциклонов насосы с регулированием числа их оборотов;
- применять дуговые грохоты и гидроциклоны для повторной классификации пескового продукта первичных гидроциклонов с целью уменьшения содержания в этом продукте зерен флотационной крупности и их переизмельчения.

Классификацию слива мельниц рудного самоизмельчения (при измельчении до промежуточной крупности) часто осуществляют на вибрационных и других грохотах, работающих

последовательно (фабрика «Лима»). Причем в циклах одностадиального рудного самоизмельчения устанавливают песковые насосы с автоматически регулируемой частотой вращения.

Грохоты тонкого грохочения, применяемые в качестве классифицирующих аппаратов, позволяют снизить ошламование полезных минералов, повысить точность разделения материала по крупности, обеспечить максимальный выход продуктивных классов крупности и за счет этого улучшить качественные и количественные показатели как измельчительных циклов, так и обогатительных операций. Все большее распространение получают грохоты «Могенсен» и дуговые грохоты (типа «Бартлес-СТ», ДСМ и «Рэпифайн»), обладающие более высокой эффективностью и меньшим забиванием ситовых отверстий (по сравнению со щелевыми), а также отдельные конструкции высокочастотных грохотов (фирм «Дорнер и Ревум», «Нейшнл Инжиниринг», США), производительность которых в 4—5 раз превышает производительность обычных грохотов.

Иногда для классификации применяют вертикальные грохоты (например, фирмы «Биндер», США), имеющие большую производительность при полном отсутствии забивания сита. Грохочение как операция классификации во II и III стадиях измельчения, а также в циклах доизмельчения при разделении по крупности 0,5—0,2 мм может быть успешно осуществлено на гидравлических грохотах стационарного типа с периодическим встряхиванием сита (ГППГ-0,75 и 299ГрА, Россия). В первом из них использовано плоское сито, во втором — дуговое с центральным углом 30°. Наилучшие показатели грохочения на полиметаллических рудах получены при массовой доле твердого в питании грохота 30—40 %. Отличие гидравлических грохотов с эластичной синтетической сеткой — отсутствие каких-либо специальных устройств для очистки сита. Высокие эксплуатационные показатели их работы достигаются за счет применения в качестве просеивающей поверхности тканей сетки из синтетической мононити, обладающей высокой эластичностью и живым сечением более 50 %, а также оригинальной конструкцией грохота, обеспечивающей быструю замену сетки. Достоинство гидравлических

грохотов — возможность эффективного грохочения довольно плотных пульп с массовой долей твердого в питании до 60—65 %.

Для разделения продуктов обогащения на классы, требующие отдельной переработки, перспективны вибрационные грохоты с ситом, колеблющимся в водной среде (ГВП, Россия).

Повышение износостойкости оборудования. Для увеличения срока службы сит грохотов (в 10—30 раз) успешно применяют резиновые покрытия (например, из абразивостойкого полиуретана или полиуретановых каучуков) и резиновые сита шведских фирм «Треллеборг» и «Скега». Износостойкость футеровок спиралей классификаторов повышают за счет применения резины, полиуретана, специальных чугунов и других износостойких сплавов и материалов. Материалом насадок гидроциклонов является обычно карбид кремния.

Для футеровки барабанов мельниц на многих фабриках нашли применение металлические футеровки унифицированного типа, износостойкость которых выше обычных (волновых, клиновых и др.) в 1,3—1,5 раза. Для мельниц первой стадии измельчения с учетом кинетики измельчения материала и движения в них шаров разработаны футеровки ступенчатого типа. Промышленная проверка их на мельницах размером 3,2 × 3,8 м показала возможность повышения износостойкости по сравнению с унифицированными в 1,5 раза с одновременным повышением производительности и снижением энергозатрат на 5—7 % по готовому классу. Получено несколько новых сплавов для футеровки мельниц («Бофорс», «Параболлой» и др.), срок службы которых в 2—3 раза превышает срок службы чугуна «Нихард».

Опыт эксплуатации резиновых футеровок показал целесообразность их применения на рудоразмольных мельницах второй и последующих стадий измельчения диаметром до 4 м с мелющими телами менее 80 мм и частотой вращения не более 80 % критической. Температура не должна превышать 80 °С, а рН — выходить за пределы 5—12. Резиновые футеровки обеспечивают увеличение срока их службы по сравнению с металлическими в 1,2—3,9 раза, уменьшение массы фу-

теровки в 5—6 раз, значительное снижение шума (в 2—3 раза при мокром и в 5—7 раз при сухом измельчении), снижение затрат труда при перефутеровках на 30—50 %, исключение газосварочных работ и безопасные условия труда.

1.2.3. Переработка и обогащение полезных ископаемых

Методы и основные направления развития технологии обогащения полезных ископаемых. Используя различия минералов по плотности, магнитным свойствам, способности к люминесценции и т. д., в результате обогащения получают товарные концентраты и продукты, содержание ценных компонентов и вредных примесей в которых в значительной мере зависит от химического состава извлекаемых в них минералов и от характера их прорастания с другими минералами. Необходимость повышения качества концентратов и извлечения в них ценных компонентов, комплексности использования сырья и улучшения охраны окружающей среды требует дальнейшего совершенствования методов, техники и технологии переработки и обогащения руд и россыпей.

К основным направлениям развития технологии обогащения полезных ископаемых относятся:

- расширение области применения методов предварительной концентрации руд с использованием процессов обогащения в тяжелых средах, отсадки и радиометрических методов обогащения (рентгенорадиометрической, рентгенолюминесцентной, радиорезонансной, гамма-абсорбционной, фотометрической сортировки и др.) с учетом совершенствования схем рудоподготовки, обеспечивающих наиболее экономически выгодное соотношение крупности продуктов дробления и измельчения;
- применение в процессе обогащения новых, более эффективных режимов обогащения и способов интенсификации технологических процессов, а также стадийных схем обогащения;
- разработка и широкое распространение комбинированных схем, включающих или различные методы обогащения, или сочетание методов обогащения с методами

пиро- и гидрометаллургии (особенно с операциями экстракционного и сорбционного извлечения металлов из руд и растворов, а также биологического выщелачивания металлов);

- разработка и внедрение нового, более производительного оборудования, модернизация и повышение работоспособности действующего оборудования с целью подготовки его к автоматическому управлению;
- дальнейшая автоматизация обогатительных фабрик за счет внедрения разработанных систем автоматизации на базе автоматического контроля ионного состава пульпы, вещественного состава руды и продуктов обогащения, широкого применения для управления процессами электронно-вычислительной техники.

Гравитационные методы обогащения. Наиболее широкое применение при обогащении полезных ископаемых нашли процессы разделения в тяжелых суспензиях и отсадка, концентрация на столах, винтовые сепараторы, струйные концентраторы и другие методы и аппараты гравитационного обогащения.

Процесс разделения в тяжелых суспензиях используют в основном для предварительного обогащения (предконцентрации) исходной руды или горной массы после крупного или среднего дробления и обогащения коксующихся углей. К настоящему времени созданы установки для тяжелосреднего обогащения материала крупностью $-150 + 6$ мм с сепаратором барабанного типа и различные конусные тяжелосредние сепараторы для обогащения материала крупностью $-100 + (6-8)$ мм.

Создаются сепараторы колесного типа производительностью 600—700 т/ч, сепараторы с внутренней регенерацией тяжелой суспензии и турбоциклоны, ведутся работы по созданию крупных автоматизированных установок, обеспечивающих стабильную плотность суспензии и высокую эффективность работы, надежных в работе грохотов и специальных насосов, предназначенных для перекачивания суспензий.

Эффективность обогащения в барабанных и конусных сепараторах может быть повышена с помощью различных методов уменьшения структурирования суспензии. К ним относят оптимизацию соотношения ферросилиция и магнетита

в утяжелителе, вибрацию, ультразвук, добавки поверхностно-активных веществ.

При разработке технологических схем обогащения в тяжелых суспензиях основное внимание уделяется обогащению труднообогащаемых мелких классов в статических условиях и центробежном поле. Наиболее эффективно оно осуществляется при использовании тяжелосредних гидроциклонов и центрифуг.

Преимущество обогащения в тяжелых суспензиях в центробежном поле — возможность более четкого разделения тонкого материала, поскольку большие скорости потоков вызывают разрушение структурной вязкости и повышают стабильность суспензии при точности регулировки ее плотности до $2,5 \text{ кг/м}^3$. Поэтому при обогащении в тяжелосредних гидроциклонах крупность материала может быть снижена до $0,5 \text{ мм}$, а в тяжелосредних центрифугах — до 50 мкм .

Отсадку используют для предконцентрации и обогащения руд, углей и горной массы, выделения крупновкрапленных минералов (например, свинца в виде готового концентрата), улавливания свободных зерен благородных металлов и крупных сростков их с другими минералами в цикле измельчения. Для этих целей в России применяют серийные машины ОМ, специально для отсадки крупнодробленых руд — отсадочные машины типа МО с решетом площадью от $2,5$ до 24 м^2 с улучшенной регулировкой процесса отсадки и автоматической разгрузкой продуктов. Совершенствование машин направлено на улучшение конструкций электропневматического привода, разгрузочных устройств, обеспечение возможности осуществления более разнообразных циклов отсадки и повышение износостойкости решет в отсадочном отделении.

Концентрацию на столах, винтовые сепараторы, струйные концентраторы используют в основном при переработке руд редких металлов и продуктов обогащения, содержащих тяжелые минералы и благородные металлы. Износостойкость и эффективность работы покрытия рабочей поверхности аппаратов повышают за счет применения новых материалов.

Щелевые концентраторы, шлюзы, короткоконусные гидроциклоны, центробежные сепараторы и другие аппараты применяют для улавливания или извлечения в отдельных циклах обогащения драгоценных металлов и платиноидов.

Магнитные методы обогащения. Используют при переработке железных и медно-магнетитовых руд, для извлечения моноклинного пирротина из медно-никелевых руд, регенерации тяжелых суспензий, доизвлечения железосодержащих и других слабомагнитных минералов из руд и россыпей или хвостов обогащения с целью повышения комплексности использования перерабатываемого сырья.

Барабанные сепараторы с напряженностью магнитного поля в рабочей зоне на поверхности барабана 155—160 кА/м и производительностью по питанию соответственно 20 и 50 т/ч предназначены для сепарации сильномагнитных руд, обезжелезнения различных материалов крупностью до 6 мм и регенерации тяжелых суспензий. Валковые сепараторы с напряженностью магнитного поля в рабочей зоне на поверхности вала 1350 кА/м и производительностью по питанию от 0,7 до 12 т/ч могут быть использованы для сухого магнитного обогащения слабомагнитных руд, доводки черновых концентратов и обезжелезнения различных материалов крупностью до 2—3 мм. Роторные сепараторы со средней магнитной индукцией (при заполнении ротора зубчатыми пластинами) от 1,1 до 1,5 Тл и производительностью по питанию от 5 до 100 т/ч пригодны для мокрой магнитной сепарации тонкоизмельченных слабомагнитных руд, материалов крупностью не более 0,8 мм.

Радиометрические методы обогащения. Крупнопорционная сортировка руд, горной массы и вскрышных пород на радиометрических контрольных станциях (РКС) осуществляется рентгенорадиометрическим, нейтронно-активационным и фотонейтронным методами на основе измерения интенсивности первичного или вторичного излучения крупных объемов руд, загруженных в транспортные емкости (вагонетки, автомашины и др.). При этом кондиционные руды отделяют от забалансовых и пустой породы. Производительность РКС определяется в основном транспортными устройствами и может составлять тысячи тонн в час.

При радиометрической сепарации руд в операциях их предконцентрации и обогащения происходит поочередной анализ каждого куска, поэтому производительность сепараторов возрастает с увеличением и снижается с уменьшением крупности обрабатываемого материала. Крупность перераба-

тываемого материала составляет 10—150 мм, производительность сепараторов 20—150 т/ч. При этом широко используются сенсорные системы группы фирм «РТЗ Ор Сортиерз» (США): фотометрическая с гелионеоновым лазером (модель 16), радиометрическая (модель 17), электромагнитометрическая (модель 19), ультрафиолетовая. Фирмой «Гансонз Сортиекс» (Великобритания) создана серия «М» фотометрических сепараторов для сортировки материалов различной крупности, мм: -150 + 50 (811М); -75 + 30 (712М); -50 + 19 (711М); -35 + 15 (1011М). В России выпускают рентгенолюминесцентные и фотометрические сепараторы, подготовлены для промышленного производства модели рентгенорадиометрического, радиорезонансного и термоэлектрического сепараторов.

Флотационные методы обогащения. С применением флотации в настоящее время перерабатывают многие типы руд, в том числе более 90 % руд цветных металлов. Совершенствование технологии флотационного обогащения осуществляется за счет внедрения новых технологических схем, реагентов, реагентных режимов и флотационных машин, применения различных видов энергетических воздействий в операциях пульпоподготовки и флотации, осуществления автоматического контроля и регулирования процессов коллективной и селективной флотации, а также кондиционирования оборотных вод и пульпоподготовки.

Схемы с предварительной коллективной флотацией всех извлекаемых ценных компонентов наиболее перспективны для бедных крупновкрапленных руд и руд с агрегатной вкрапленностью, при обогащении которых уже при грубом измельчении можно удалить в хвосты основную массу породы. Процесс коллективной флотации является в этих условиях предконцентрацией руд с минимальными затратами на измельчение и флотацию. Последующее разделение коллективного концентрата может быть осуществлено после доизмельчения его и раскрытия сростков методами селективной флотации.

К достоинствам схем с предварительной коллективной флотацией (Лениногорская фабрика и др.) относятся снижение эксплуатационных и капитальных затрат, повышение комплексности использования сырья и качества концентратов, возможность использования оборотных вод без предварительного кондицио-

нирования, более благоприятные условия для автоматизации технологического процесса. Недостатки схем связаны с трудностями разделения коллективных концентратов. Поэтому в настоящее время на обогатительных фабриках наиболее широко используют развитые стандартные коллективно-селективные (Карагайлинская, «Эрдэнэт» и др.) и селективно-коллективные схемы (Зыряновская и др.) флотации.

Развитие всех схем идет за счет увеличения стадийности измельчения и обогащения руды, обеспечивающей наибольшее раскрытие сростков, наименьшее переизмельчение извлекаемых минералов и повышение извлечения металлов и качества концентратов.

Получает дальнейшее развитие технология (особенно для медных и медно-молибденовых руд) с грубым измельчением руд в начале процесса, межцикловой флотацией, классификацией руды на пески и шламы (с выделением в отвал тонкодисперсной фракции), доизмельчением и доизвлечением из песковой части хвостов полезных компонентов с использованием аполярных собирателей (фабрики бывшего СССР, США, Канады, Филиппин и др.).

Схемы с отдельной обработкой реагентами песковой и шламовой частей исходного питания или продуктов обогащения (концентрата, промпродукта или хвостов) позволяют полнее учесть различные физические и физико-химические свойства минералов песковой и шламовой фракций, оптимизировать их реагентную обработку и условия флотации посредством применения соответствующих типов машин.

Значительное повышение селективности и эффективности флотации достигается в результате *модификации существующих и применения новых флотационных реагентов*. Основные направления: замена токсичных реагентов на нетоксичные или менее токсичные; применение более селективно-действующих собирателей, пенообразователей, реагентов-модификаторов; изыскание реагентов, хорошо разрушающихся при химической или термической обработке.

Неустойчивость в промышленных условиях многих разработанных и весьма эффективных в лабораторных условиях реагентных режимов (в том числе бесцианидных) обусловлена большой их чувствительностью даже к небольшим изменени-

ям вещественного состава сырья и ионного состава пульпы. Поэтому условиями внедрения новых и повышения эффективности существующих режимов селективной флотации (в условиях возрастающих колебаний состава перерабатываемых руд) являются автоматический контроль и регулирование расхода реагентов по ионному составу пульпы в соответствии с количественными зависимостями, получаемыми в результате термодинамического анализа и физико-химического моделирования механизма действия реагентов в условиях разработанного или используемого процесса флотации.

Значительное повышение эффективности флотационного процесса может быть достигнуто за счет интенсификации процесса путем использования электрохимической, ультразвуковой и радиационной обработки пульпы и реагентов, применения добавок аполярных масел, сочетания собирателей (например, ксантогенатов и дитиофосфатов) с различной длиной углеводородных радикалов, регулирования окислительно-восстановительного потенциала пульпы с помощью загрузки реагентов-окислителей или реагентов-восстановителей, наложения внешнего электрического поля, подогрева пульпы, изменения продолжительности предварительной аэрации и концентрации кислорода в пульпе, регулирования ионного состава пульпы загрузкой ионообменных смол. Сущность перечисленных способов — регулирование электронных переходов, состава продуктов и скорости взаимодействия реагентов на минеральной поверхности и в объеме пульпы.

Селективность взаимодействия известных реагентов с поверхностью минеральных частиц при флотации руд может быть повышена их модифицированием по одному из следующих способов:

- подбором оптимальных сочетаний и соотношений реагентов-собирателей с различными дегидратирующими соединениями (неорганическими электролитами, органическими неэлектролитами типа карбамида, гваякола и др.), более эффективных, чем один собиратель;
- получением водорастворимых внутрикомплексных соединений на основе азотсодержащих веществ и солей цветных металлов для использования их в качестве селективных активаторов сульфидов меди, цинка и железа;

- получением новой модификации известного реагента в результате внедрения в него другой функциональной группы, специфической по отношению к конкретному катиону металла из группы разделяемых минералов;
- подбором оптимальных сочетаний и соотношений реагентов с различными активными веществами. Например, смесь медного купороса и фосфата, взятых в определенном соотношении, обладает сильным активирующим действием на флотацию пассивированных солями кальция сульфидов железа и сростков пирита с другими сульфидами и благородными металлами. Смесь активированного угля в определенном массовом соотношении с сульфидным реагентом обладает эффективным депрессирующим действием на флотацию сульфидов цинка.

Совершенствование флотационных машин и аппаратов, их агитационных и аэрационных характеристик сопровождается резким увеличением объема камер, как следствие общей тенденции к увеличению единичной мощности всего обогащательного оборудования, с целью снизить капитальные и эксплуатационные затраты, повысить общую производительность труда. Объем камер флотационных машин достигает 100 м³ и более.

Основными типами флотационных машин являются механические («Денвер», «Механобр», «Вемко-Фогергрин» и др.), пневмомеханические («Оутокумпу», «Аджитейр» и др.) и пневматические (колонные, аэролифтные и др.). Основные потери извлекаемых минералов в хвостах флотации при их использовании находятся в крупных (более 100μ) и/или тонких классах (менее 15μ).

Для повышения эффективности процесса флотации крупнозернистых материалов проводят работы по применению в этих условиях флотационного оборудования, основанного на новых технологических принципах (например, вибрационная флотационная машина ВФМ-3,2, машины пенной сепарации на потоки 3—5 м³/мин. Фирмой «Оутокумпу Оу» (Финляндия) разработана специальная машина («Ским Эйр») для флотации крупных частиц раскрытых минералов и зерен благородных металлов из песков гидроциклона в плотной пульпе.

Для интенсивной флотации тонкоизмельченных материалов широко используют пневматические колонны и машины различной конструкции. В России для этих целей разработана машина ФМИЗ-3,2 с турбоцентробежным аэратором и специальным исполнением камеры, в которой зоны аэрации и всплывания разъединены.

Комбинированные технологические схемы с включением обогатительных и металлургических процессов используют при переработке сложных по составу, труднообогатимых руд цветных металлов, получение из которых только обогатительными методами высококачественных монометаллических концентратов с высоким извлечением практически невозможно.

К настоящему времени нашли применение, например, комбинированные схемы операций пирометаллургии и флотации: процесс «сегрегации», включающий предварительный обжиг руды с последующей флотацией восстановленных до металла меди или никеля; плавка на фанштейн с последующим его флотационным разделением на никелевый и медный концентраты; флотационное извлечение меди из шлаков медной плавки; переработка коллективных концентратов и полупродуктов процессами ПЖВ (плавки в жидкой ванне), КИВЦЭТ (кислородно-взвешенная циклонная электротермическая плавка), «Империал смелтинг» (плавка с возгонкой и конденсацией цинка), хлоридвозгонки и т. д.

Гидрометаллургические процессы, применяемые в комбинированных схемах, наиболее перспективны при переработке окисленных, смешанных и низкосортных сульфидных руд, бедных концентратов и полупродуктов. Например, применительно к труднообогатимым окисленным медным рудам разработаны и осуществляются в промышленном масштабе различные варианты серно-кислотного, хлоридного, аммиачного выщелачивания и перевода меди в раствор с использованием автоклавного, чанового, кучного и подземного выщелачивания. Интенсификация методов выщелачивания осуществляется путем использования различных культур микроорганизмов, обеспечивающих повышение скорости выщелачивания в 10—20 раз, поддержания рН в пределах 1,7—3,5, добавки минеральных солей и поверхностно-активных веществ. Для извлечения меди из растворов используют процес-

сы сорбции, экстракции, ионной флотации и цементации с последующей флотацией цементной меди.

Перспективным направлением применения комбинированных схем при переработке труднообогатимых руд является выделение при обогащении не поддающихся эффективному флотационному разделению коллективных концентратов или промпродуктов и получение богатых селективных концентратов. Выделяемые коллективные концентраты и промпродукты могут перерабатываться одним из пирометаллургических методов.

1.2.4. Обезвоживание продуктов обогащения

Проблема разделения твердой и жидкой фаз применительно к обогатительным и гидрометаллургическим процессам имеет особо важное значение, поскольку при этом приходится иметь дело с большими объемами пульпы и весьма малыми размерами частиц твердой фазы. Развитие и совершенствование процессов сгущения и фильтрования осуществляются как за счет увеличения удельной производительности оборудования, так и интенсификации.

Сгущение. Модернизированы сгустители с периферическим приводом и созданы сгустители с центральным приводом больших размеров, удовлетворяющие условиям работы на открытом воздухе при температуре до $-60\text{ }^{\circ}\text{C}$, диаметром от 25 до 100 м, оснащенные системами и устройствами для автоматического подъема и опускания грабельного механизма сгустителей.

Одновременно с созданием сгустителей больших размеров проведены исследования по интенсификации работы сгустителей и разработаны десятиканальные сифонные осадительные батареи (54-СГ). Установка этих батарей позволяет существенно снизить потери металла в сливе, а также уменьшить содержание частиц -10 мкм в песках, поступающих на флотацию.

Разработан радиальный сгуститель диаметром 9 м, который оснащен канальными сифонными осадительными батареями и который можно использовать не только в качестве сгустителя, но и дешламатора. Удельная производительность

этого сгустителя существенно выше, чем радиального. Намечены разработка и производство радиально-канальных сгустителей диаметром 18; 30; 50 м. Создан также сгуститель с параллельными плоскостями по типу Ламелла. Этот сгуститель имеет малые габариты, легкую утепляемость, позволяющую ослабить тепловые потери, которые снижают чистоту слива. Рабочая площадь, занимаемая таким сгустителем, в 10 раз меньше, чем при использовании радиального сгустителя той же производительности.

С целью интенсификации процесса сгущения разработана технология, предусматривающая предварительную классификацию концентрата в гидроциклонах, пески которых поступают в вакуум-фильтры, а слив — в сгустители, что обеспечивает достижение большей плотности исходного питания фильтров, а следовательно, большей их производительности и облегчает работу гребкового устройства сгустителя. Кроме того, предусмотрена операция разрушения пены флотационных концентратов, выполняемая перед их классификацией в центробежном пеноразрушителе, разработанном в Механобре на основе блок-импеллера флотационной машины М6-А.

Перспективные флокулянты при сгущении продуктов обогащения — полиакриламид (ПАА) и полиокс. Исследуют свойства сухого ПАА, применение которого по сравнению с гелеобразным улучшает условия труда при растворении и повышает скорость осаждения суспензий. Ведут изыскания эффективных флокулянтов неизбирательного действия, чтобы снизить общие потери со сливами сгустителей при сгущении концентратов, и селективно-действующих флокулянтов для снижения потерь ценных компонентов в тонких классах (-10 мкм) при использовании процесса сгущения перед операциями обогащения.

Для интенсификации процесса сгущения используется воздействие виброакустического, электрического, магнитного и других полей. Использование электрического поля вне сгустителей обычных типов испытывалось для уплотнения осадка при сгущении хвостовых пульп.

Фильтрация. Для фильтрации сгущенного продукта используют дисковые вакуум-фильтры, которые имеют относительно небольшую поверхность фильтрации. Для обез-

воживания больших объемов концентратов разработан вакуум-фильтр с площадью фильтрования 250 м².

Замена хлопчатобумажных фильтротканей на синтетические, обладающие хорошим набором осадка, высокой степенью его сброса и постоянной производительностью в течение всего периода работы, существенно улучшает результаты фильтрования, повышает удельную производительность дисковых вакуум-фильтров и срок непрерывной их работы (в 4—5 раз), увеличивает срок службы ткани и улучшает чистоту фильтрата. Если при экипировке фильтра между перфорированной поверхностью барабана фильтра и фильтротканью расположить сетку из капроновой мононитки, то срок службы фильтроткани увеличивается в 10 раз и более с одновременным увеличением удельной производительности фильтра на 15—20 %.

Интенсифицировать процесс фильтрования и снизить влажность осадка можно посредством воздействия водяного пара, применения реагентов (обеспечивающих снижение вязкости жидкой фазы, гидрофобизацию поверхности частиц твердой фазы и т. д.), использования физических воздействий на пульпу и осадок (электроосмос и др.), новых конструкций секторов дисковых вакуум-фильтров из легких антикоррозионных материалов (в том числе из синтетических), пресс-фильтров типа «Ларокс» (Финляндия) или КМП-22 (Россия), высоковакуумных насосов.

1.3. Влияние вещественного состава полезных ископаемых на показатели обогащения

К основным характеристикам вещественного состава полезных ископаемых, определяющим технико-экономические показатели обогащения, относят: содержание ценных компонентов; минеральный состав; характер вкрапленности и сростания минералов; наличие в них изоморфных примесей; вторичные изменения минералов вследствие окисления, выветривания и взаимоактивации.

Содержание ценных компонентов. При прочих равных условиях извлечение ценного компонента возрастает с увели-

чением его содержания в руде. Это обычно обусловлено тем, что содержание неизвлекаемой части его в руде более или менее одинаково и с увеличением общего содержания флотуемого компонента увеличивается доля его извлекаемой части. Однако при переработке на фабрике различных сортов руд такой связи может и не быть, если окажется, что в рудах с более высоким содержанием извлекаемого компонента он представлен труднофлотуемыми или неизвлекаемыми минералами, а в рудах с небольшим содержанием данного компонента — легкофлотуемыми минеральными разностями.

Минеральный состав. Технологические показатели по извлечению каждого компонента из руды и качество получаемых концентратов зависят от минерального состава руды, во-первых, потому, что каждый металл или элемент может быть представлен различными минералами, обладающими различной, например, флотуемостью. Изменение соотношения минеральных форм в сторону увеличения труднофлотуемых разностей извлекаемого компонента приводит к уменьшению его извлечения в концентрат. Во-вторых, возможность разделения извлекаемых минералов зависит от степени близости их технологических свойств и трудности его осуществления возрастают при разделении минералов с одинаковым анионом или катионом.

Влияние генезиса полезных ископаемых. Условия образования полезных ископаемых (генезис) определяют их строение, характер кристаллизации, изоморфизм, скорость и степень окисления и электронные свойства минералов.

Например, руды, образующиеся в результате раскристаллизаций расплавленных магм или осаждения минералов из горячих водных растворов, отличаются плотностью, крупнокристаллическим строением и не имеют пор. Окисленные же руды, образовавшиеся в процессе окисления и выщелачивания руд, характеризуются обычно мелкокристаллическим строением и большим числом пор, заполненных охристо-глинистым материалом. При измельчении таких руд охристо-глинистый материал образует большое количество так называемых «первичных» шламов, оказывающих вредное влияние на процесс обогащения.

Генезисом определяется также содержание изоморфной примеси в минералах. Значительное изменение содержания

изоморфного, например, железа в цинковой обманке, пентландите, молибдена в шеелите, марганца в вольфрамите оказывает существенное влияние на необходимые условия активации и депрессии изоморфных разновидностей минерала. Изоморфизм — основная причина наличия в рудах легко- и труднофлотируемых разностей одного и того же минерала.

Вторичные изменения минералов. Вторичным изменениям могут быть подвергнуты как рудные минералы, так и минералы вмещающих пород.

Наиболее важные изменения минералов пустой породы связаны с окремнением, коалинизацией, хлоритизацией и серицитизацией их поверхности. Каолинизация и серицитизация — основные процессы изменения полевых шпатов, для железомagneзиальных минералов наиболее характерна хлоритизация. В процессе вторичных изменений происходит унификация поверхностных свойств различных породных минералов при возрастании общей степени их гидрофобности и образование большой массы легкофлотируемых серицитохлоритовых шламов, даже при сравнительно крупном измельчении. В результате этого возрастают трудности депрессии пустой породы, предотвращения вредного влияния шламов и получения богатых концентратов.

Вторичные изменения рудных, например, сульфидных минералов связаны в основном с их окислением и взаимоактивацией, что приводит к образованию на их поверхности более полярных соединений, чем сами сульфиды, а также к унификации их свойств.

1.4. Комплексность использования сырья в процессах его добычи и обогащения

Целесообразность и необходимость комплексного использования полезных ископаемых обусловлены совокупностью факторов: геохимических, вследствие комплексного характера руд; технологических, в связи с наличием технологии, позволяющей разделить их на основные составляющие минеральные компоненты; экономических, в связи с возможностью получения дополнительной прибыли и повышения дру-

гих технико-экономических показателей (экономии капитальных затрат, трудовых ресурсов, высвобождения техники, сокращения земельного отвода и др.); экологических, поскольку безотходная технология добычи и переработки руд (при замкнутом водообороте) позволяет свести к минимуму влияние горного производства на окружающую среду.

Несмотря на многообразие типов полезных ископаемых, повышение комплексности их использования в горно-обогатительном производстве осуществляется по следующим общим направлениям.

Повышение полноты использования недр при добыче полезных ископаемых. Этому способствуют технологические схемы с ядерно-физическим контролем контуров рудных тел, раздельной добычей технологически несовместимых сортов руд, предконцентрацией и сортировкой горной массы, внутрирудничным усреднением состава технологических сортов руд. Такие схемы позволяют снизить потери руд и разубоживание горной массы при добыче, выделить и усреднить до необходимых кондиций технологические сорта руд, выдать часть породы, выделенной из горной массы, в виде товарной продукции, использовать остальные отходы горного и обогатительного переделов для заполнения выработанного пространства.

Повышение полноты извлечения основных и сопутствующих ценных компонентов. Повышение извлечения ценных компонентов осуществляется посредством совершенствования технологии рудоподготовки с целью более полного раскрытия сростков при минимальном переизмельчении извлекаемых минералов, использования разветвленных и многостадийных схем обогащения, изыскания более эффективных технологических режимов, применения комбинированных методов обогащения и освоения новых технологических процессов.

Повышение извлечения благородных металлов. Значение руд, например, цветных металлов как дополнительного источника получения благородных металлов непрерывно возрастает.

Для извлечения свободного золота в циклах измельчения используют гидроловушки (фабрики «Хоумстейк», «Алмалыкская» и др.) и отсадочные машины (фабрики «Доум», «Зырянская» и др.), в операциях флотации — короткоконусные гидроциклоны и щелевые концентраторы (фабрики

«Алмалыкская», «Зыряновская» и др.), шлюзы (фабрики «Квемонт», «Норанда», «Магна» и др.).

Однако гравитационные аппараты позволяют извлекать золото крупностью до 0,5 мм не более чем на 90 %, а крупностью до 0,25 мм — на 70 %. Золотины размером мельче 0,1 мм улавливаются хуже, тогда как их доля составляет 30—40 % всего свободного золота. Такое золото стремятся извлечь в процессе флотации в медные или свинцовые концентраты, из которых они могут быть выделены при последующей металлургической переработке.

Кроме флотации и цианирования для извлечения мелкого золота и платины используют орбитальные шлюзы с концентрационными столами, новые специальные гравитационные аппараты центробежного типа.

Доизвлечение ценных компонентов из производственных растворов и сточных вод. Для этого используют ионную флотацию, электрофлотацию, адгезионную сепарацию, процессы сорбции и экстракции, позволяющие извлекать малые количества растворенных и тонкодиспергированных веществ из больших объемов жидкостей.

Попутное получение неметаллорудных и других концентратов. Руды являются источником получения не только цветных, редких, благородных металлов, но и сырья для многих других отраслей промышленности. Обогащительные фабрики попутно, например, с концентратами цветных металлов получают концентраты: пиритные — для производства серной кислоты; баритовые (фабрики «Косака», «Бучанс», «Кентауская», «Салаирская» и др.) — для химической и нефтехимической промышленности; флюоритовые, полевошпатовые, тальковые, кварцевые, силлиманитовые — для литейного производства и производства строительных материалов; магнетитовые — для черной металлургии; серицитовые — для алюминиевой промышленности и др. Кроме того, хвосты фабрик — хороший материал для закладки выработанного пространства и производства микроудобрений («Янг» и др.). В качестве примера на рис. 1.3 показаны принципиальные схемы комплексной переработки и обогащения медно-молибденовых и медно-никелевых руд.

1.5. Охрана окружающей среды

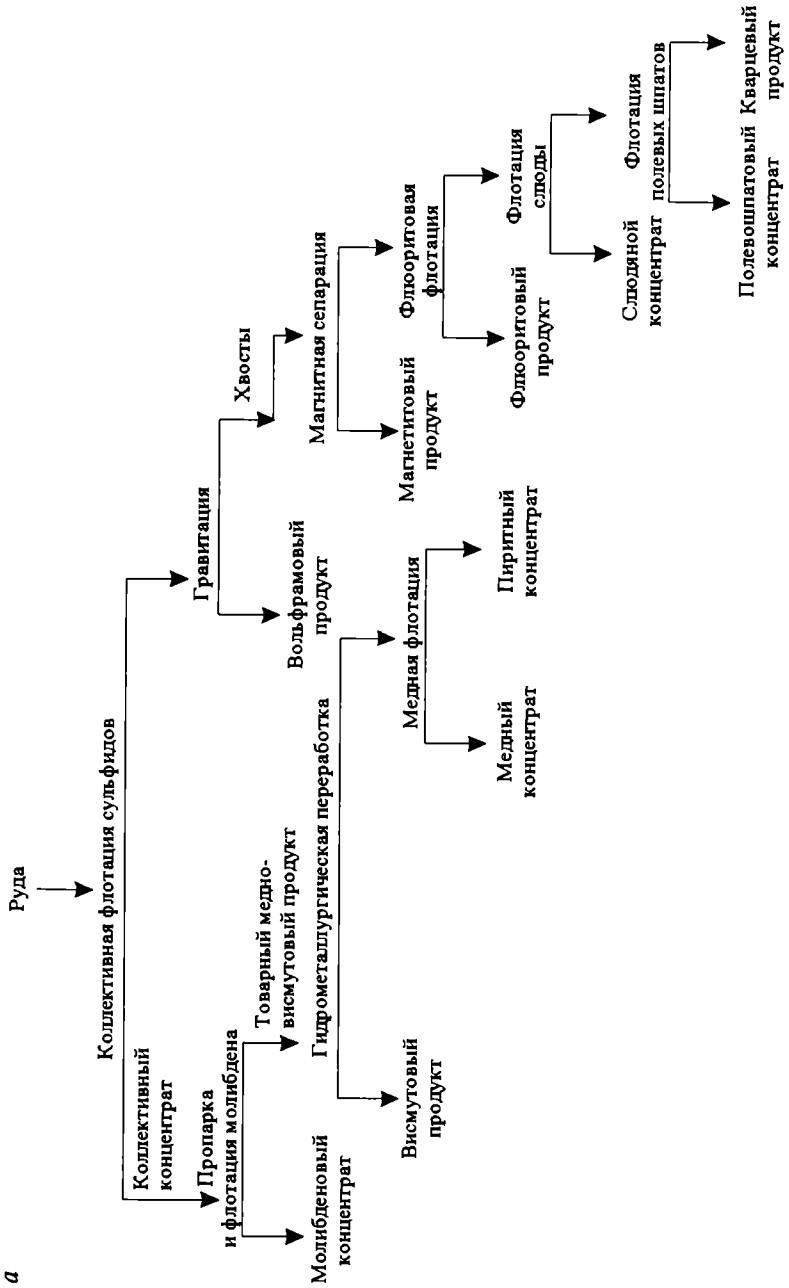
Экологические требования к горному, обогательному и металлургическому переделам при добыче и переработке полезных ископаемых — резкое сокращение отходов производства и рекультивация занятой ими поверхности, предотвращение загрязнения атмосферы и вод вредными промышленными выбросами.

Сокращение отходов производства. Решение этой задачи — комплексное их использование, создание безотходной технологии. В настоящее время резко возросли объемы вовлекаемых в переработку вскрышных пород, лежалых и отвальных хвостов, шлаков металлургических заводов, пиритных огарков, легкой фракции, выделяемой при обогащении в тяжелых средах, а также отвалов забалансовых и труднообогащаемых руд. Отходы обогащения используют для закладки выработанных пространств на рудниках. Механизация и автоматизация процесса транспорта и укладки хвостов на рудниках Канады позволили практически исключить строительство дорогостоящих хвостохранилищ.

С проблемой безотходной технологии непосредственно связан вопрос упорядоченного складирования и хранения (в общей массе или пофракционно) хвостов обогащенных фабрик с целью их наиболее рационального и экономичного использования (если не в настоящее время, то в дальнейшем). Поэтому в процессе технологических исследований и проектирования горно-обогачительных предприятий хвосты рассматривают как потенциальный товарный продукт с вытекающими отсюда последствиями (заблаговременная, пофракционная классификация, упорядоченное хранение, исследования технологии доработки и области потребления, поиск потребителя).

Рекультивация земель в зоне разработки месторождения и складирование отходов производства. В настоящее время в ряде случаев (США) отказываются от разработки новых месторождений открытым способом (самым экономичным и производительным) и переходят к подземной добыче, чтобы сохранить большие территории земли в естественном виде. При рекультивации земель важная и недостаточно решенная

а



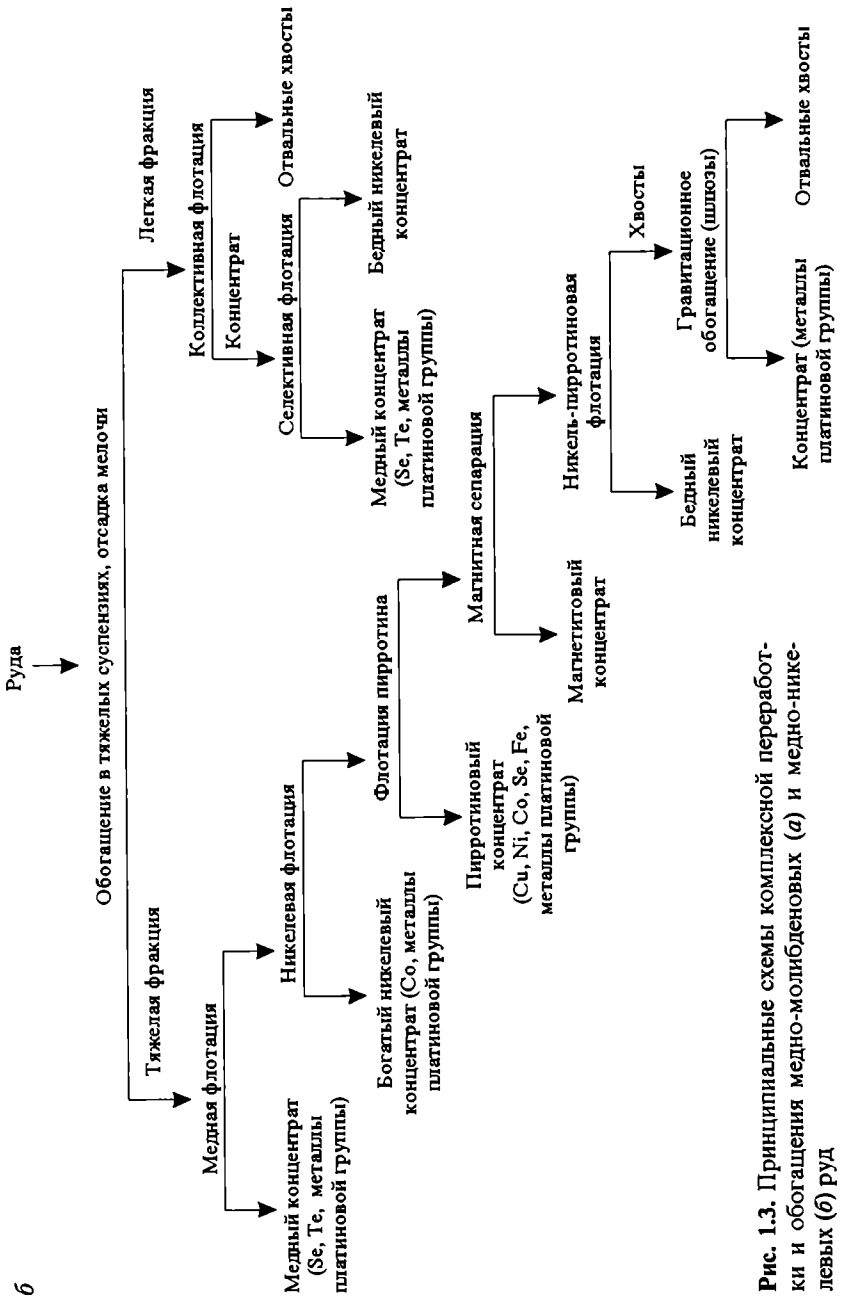


Рис. 1.3. Принципиальные схемы комплексной переработки и обогащения медно-молибденовых (а) и медно-никелевых (б) руд

до настоящего времени проблема — закрепление отвалов и содержание хвостохранилищ, учитывая временный характер их консервации. Хвостовые отвалы, содержащие практически 100 % частиц размером —1 мм, являются эрозионно опасными материалами, для закрепления которых от ветровой и водной эрозии используют биологический и физико-химический методы стабилизации.

Физико-химическая стабилизация выполняется с помощью образования на пылящей поверхности хвостохранилищ покрытия из вяжущих веществ (минеральных, органических и вяжущих синтетических высокомолекулярных соединений). Из них хорошо зарекомендовали себя вяжущие составы на основе органических соединений, представленных продуктами переработки нефти, сланцев, отходами целлюлозно-бумажной промышленности (водные эмульсии битума, сланцевое масло, сульфитно-спиртовая барда и т. д.). Биологическая стабилизация действующих и отработанных хвостохранилищ и отвалов предусматривает создание на эродируемой поверхности покрова из многолетних трав, посадку лесных полос, полосное размещение культивируемых растений после нанесения на нее слоя почвы (10—20 см).

Предотвращение загрязнения окружающей среды. Промышленные воды предприятий, например, цветной металлургии загрязнены примесями твердых минеральных веществ, остатками флотационных реагентов, большинство которых токсичны (цианиды, ксантогенаты, нефтепродукты и др.), ионами тяжелых металлов (меди, свинца, цинка, никеля и др.), мышьяком, фтором, ртутью, сурьмой, сульфатами, хлоридами и др. Предотвращение загрязнения ими водоемов достигается посредством совершенствования системы водооборота, кондиционирования оборотных и очистки сточных вод с утилизацией ценных компонентов.

С целью совершенствования системы водооборота получают распространение схемы замкнутого оборотного водоснабжения со сгущением хвостов на промплощадке фабрик в открытых сгустителях больших размеров с транспортированием и складированием сгущенных хвостов. При такой схеме сокращаются расходы электроэнергии на перекачку оборотных вод и хвостов, на сооружение и эксплуатацию хвостохра-

нилищ, уменьшаются площади земельных отводов под хвостохранилища и загрязнение водоемов сточными водами.

Для предотвращения фильтрации вод из хвостохранилищ, куда поступают обычно и рудничные воды, применяют новые способы и конструкции противофильтрационных устройств с использованием водоупорных свойств намывного материала, а также разрабатывают эффективные типы и конструкции дренажных устройств, включая разработку обратных фильтров для складываемых тонкодисперсных материалов с учетом их химического состава. Для снижения содержания вредных веществ в промышленных водах разрабатывают технологические режимы разделения коллективных свинцово-цинково-медных и других концентратов с применением нетоксичных реагентов и частичным или полным исключением цианида. Интенсификация осаждения взвешенной фазы в сгустителях и хвостохранилище достигается за счет применения флокулянтов (например, полиакриламида и др.) и коагулянтов (известки, железного купороса и др.). Для грубой очистки и осветления промышленных сточных вод могут быть использованы методы адгезионной сепарации.

При очистке и кондиционировании промышленных вод наиболее часто (например, в России) используют метод хлорирования (хлорной известью, жидким хлором, гипохлоритной пульпой), позволяющий очищать пульпу от цианидов. Однако хлорирование повышает жесткость оборотных вод, увеличивает концентрацию в них хлоридов и сульфоксидов, затрудняющих ведение процессов селективной флотации. Поэтому метод хлорирования постепенно вытесняется более совершенными методами очистки.

Из новых методов, позволяющих очищать промышленные воды также от цианидов, сернистых соединений, поверхностно-активных соединений и ионов тяжелых металлов, получают развитие обработка озоном, перекисью водорода, продувка углекислым газом, биохимические методы очистки, в том числе с применением высших водных растений и адаптация микроорганизмов.

Однако эти методы не всегда позволяют решить проблемы очистки вод до необходимых кондиций от мышьяка, фтора, молибдена, вольфрама, масел и нефтепродуктов, добиться

обессоливания сточных вод, предотвратить зарастание трубопроводов карбонатом кальция.

Наиболее перспективен комплексный подход к решению задач очистки вод и утилизации ценных компонентов. Он заключается в применении для этих целей комбинированных химико-обогатительных, химико-металлургических и электрохимических процессов (ионная и электролитическая флотация ионов, молекул и осадков, сорбция и экстракция катионов цветных и редких металлов, постоянно- и переменноточковая обработка вод с целью избирательного осаждения, окисления или восстановления компонентов промышленных вод).

Оборотные воды необходимо кондиционировать с учетом требований технологического процесса, в который их подают. Применительно к флотации эти требования описываются физико-химической моделью процесса, которая может служить заданием функциональному блоку систем автоматического контроля и регулирования процесса кондиционирования оборотных вод.

Детерминированные физико-химические модели процессов и селективной флотации, используемые в системах автоматизации, обеспечат надежную их оптимизацию даже при использовании оборотных вод и возможность перехода от нерационального способа очистки сточных вод с химическим разрушением реагентов к кондиционированию оборотных вод без разрушения необходимых в процессе реагентов, но с извлечением и утилизацией ценных компонентов (например, растворенных цветных и благородных металлов). Для реализации физико-химических моделей в системах автоматического контроля и регулирования процессов кондиционирования оборотных вод и флотации необходимы датчики концентрации реагентов в пульпе. Датчики и измерительные приборы необходимы также для контроля состава промышленных вод и систем автоматического регулирования процессов очистки сточных вод, чтобы обеспечить надежную защиту водоемов от загрязняющих веществ.

Дополнительная литература [1, 4, 14, 21, 24, 35, 36, 48, 49].

2.1. Технологические требования к качеству полезных ископаемых, поступающих на обогащение

Вовлечение в эксплуатацию все более бедных и трудно-обогатимых руд, россыпей и углей приводит к наращиванию объемов горных работ. Высокоэффективные системы разработки и высокопроизводительное оборудование большой единичной мощности, применяемые с целью снижения себестоимости добычи, приводят к повышению разубоживания, еще большему ухудшению качества полезного ископаемого, возрастанию трудностей в обогатительном переделе и резкому падению технологических, экономических показателей обогащения и комплексности использования сырья. Жесткая связь циклов добычи и обогащения полезных ископаемых обеспечивает получение максимальной общей эффективности горно-обогатительного комплекса только при соблюдении следующих обязательных условий по качеству руд и россыпей, поступающих на обогащение:

- *максимально возможное удаление породы из крупнокусовой и дробленной горной массы, чтобы снизить бесполезные энергетические, капитальные и эксплуатационные затраты на дробление, измельчение и обогащение, обеспечить более полное раскрытие сростков минералов и за счет этого повысить качество концентратов, извлечение в них ценных компонентов и комплексность использования сырья;*
- *раздельная добыча и переработка технологически несовместимых сортов полезных ископаемых. Совместная переработка различных по вещественному составу (напри-*

мер, соотношению содержаний ценных компонентов и их минеральных форм, характеру вмещающих пород, текстурно-структурным особенностям др.) сортов руд и россыпей приводит к резкому падению технологических и технико-экономических показателей обогащения. На большинстве горно-обогатительных предприятий перерабатывают руды 2—3 сортов, на некоторых — 8—11 («Сартори» в Италии, «Сулливан» в Канаде и др.). Раздельная добыча и переработка технологических сортов руд позволяет (по сравнению с их валовой выемкой и переработкой) резко повысить показатели обогащения, комплексность использования сырья, в том числе извлечение благородных металлов: золота и серебра из медных, медно-цинковых и полиметаллических руд, платины и платиноидов — из медно-никелевых руд;

- *постоянство содержаний ценных компонентов, вредных примесей и физико-механических свойств, близких к «проектным» показателям каждого технологического сорта полезного ископаемого, для которых и предназначена разработанная технология комплексной переработки и обогащения, с целью получения максимально возможных технологических и технико-экономических показателей.*

Выполнение перечисленных условий по качеству полезных ископаемых, поступающих на обогащение, достигается на основе взаимодействия геологов, горняков и обогатителей. Сущность такого взаимодействия — изучение технологических свойств полезного ископаемого еще в недрах, формирование его технологических потоков, однородных по составу, выделение в поточном, порционном режимах и на сепарационном комплексе (операциями предконцентрации) отвалных крупнокусковых хвостов, обеспечение оптимальной схемы дезинтеграции с минимизацией энергозатрат в системе взрывание — дробление — измельчение (самоизмельчение) и получение заданного гранулометрического состава материала на выходе измельчения.

Соответствие качества планируемой к переработке («проектной»), например, руды, оптимальной для выбранных схем рудоподготовки и обогащения и фактически поступающей на обогащение, обеспечивается:

- предварительным технологическим изучением руд месторождения, в результате которого должно быть осуществлено технологическое картирование месторождения;
- перспективным планированием и оперативным управлением качеством руды в процессе горно-транспортных работ;
- рудничным и фабричным усреднением руды.

2.2. Геолого-технологическое картирование месторождений

Основная задача геолого-технологического картирования месторождений — получение достоверной технологической оценки качества полезных ископаемых в недрах, их неоднородности и сортности. В ходе его проведения на основе детального изучения вещественного состава, текстурно-структурных особенностей, физико-механических свойств и обогатимости руд, россыпей или углей по большому числу малообъемных проб выделяют, изучают и геометризуют их технологические сорта и разновидности. При использовании ЭВМ в комплексе с графопостроителем возможны автоматическая классификация, выделение и построение на планах контуров сортов полезного ископаемого с одновременным вычислением показателей их качества в любых заданных объемах.

Результаты картирования — основа управления качеством добываемых полезных ископаемых; их используют при проектировании и эксплуатации ГОКов. Они позволяют объективно оценить необходимость раздельной добычи и переработки, например, руд, правильно решать задачи их усреднения, предконцентрации и управления качеством рудного сырья, оценки блочности рудного массива и природной концентрации макротрещин в единице объема, структурной дефектности и прочностной способности на взрывное разрушение. Данные технологического картирования позволяют также:

- составить графики отработки месторождения с учетом всех особенностей вещественного состава и обогатимости руд различных участков и горизонтов, разработать и создать (применительно к этим участкам) гибкие технологи-

ческие схемы и режимы, обеспечивающие получение высоких показателей обогащения и комплексное использование сырья;

- определить запасы и возможное извлечение извлекаемых компонентов по каждому типу и сорту, по периодам эксплуатации, рудным телам, горизонтам и участкам месторождений;
- разработать при проектировании горно-обогатительных предприятий обоснованные системы стабилизации качества руд при отработке месторождения за счет усреднения руд при добыче, транспортировке, складировании, бункеровании и т. д.;
- оценить возможности предварительной сортировки руд по концентрации извлекаемых компонентов, вещественному составу, обогатимости с выделением отвалных продуктов на стадии первичного или среднего дробления в результате разделения по плотности (в тяжелых средах или отсадкой), твердости и крупности (на грохотах), цвету, блеску, люминесценции (на фотометрических сепараторах), естественной или наведенной радиоактивности (на радиометрических сепараторах) и другим различиям в свойствах разделяемых минералов или минеральных ассоциаций;
- оценить твердость минералов и механическую прочность агрегатов, крупность вкрапленности минералов и их взаимопроращение, контрастность прочностных свойств компонентов руды и ее измельчаемость, учитываемые при разработке схемы рудоподготовки и оптимизации степени измельчения.

2.3. Усреднение полезных ископаемых и продуктов их обогащения

Полезные ископаемые, поступающие на обогащение из различных участков месторождения, обычно отличаются по вещественному составу, физико-механическим свойствам и обогатимости, тогда как высокие и устойчивые показатели работы фабрики во многом определяются стабильностью их состава.

2.3.1. Назначение и эффективность усреднения

Цель усреднения — получение полезных ископаемых, близких по своему составу к проектному, необходимому для стабильного хода процесса их обогащения, равномерной загрузки установленных на фабрике аппаратов и машин, получения максимально возможных технологических и технико-экономических показателей переработки.

Колебания качества перерабатываемых руд или углей обусловлены обычно непредвиденным изменением качества их в забое из-за несоответствия предполагаемых и природных закономерностей размещения полезного ископаемого в недрах или переходом на добычу в других забоях и несоответствием планового и фактического количества руды или угля, выдаваемого из каждого забоя. Отклонение качества полезного ископаемого от проектного оценивается средним квадратическим отклонением σ , или коэффициентом неоднородности (вариации), представляющим собой отношение значения σ к среднему значению характеризуемого параметра. Чем больше значение σ и продолжительнее это отклонение, тем больше отклонение технологического режима от оптимального и хуже показатели обогащения (рис. 2.1, а).

Допустимые колебания показателей качества при обогащении, например, руд цветных, редких, черных металлов и горно-химического сырья не должны превышать 5—10 % планового уровня. Более значительные колебания приводят к потере извлечения (до 30 %) ценных компонентов, снижению качества получаемых концентратов (на 5—20 % по содержанию основного компонента) и производительности фабрики (на 15—20 %).

Усреднение обеспечивается смешиванием перерабатываемых руд или углей в процессе их добычи, транспортирования, подготовки к обогащению и при обогащении. Для технологически совместимых руд или углей производится усреднение всей валовой добычи, для технологически несовместимых осуществляются посортная добыча и усреднение. Необходимые дополнительные затраты в последнем случае многократно перекрываются прибылью от увеличения объема и повышения качества продукции за счет резко возрастающей эффективности процессов обогащения.

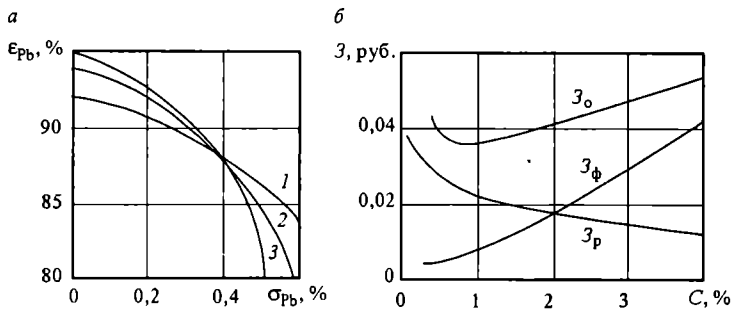


Рис. 2.1. Влияние величины среднего квадратического отклонения содержания свинца $\sigma_{рб}$ на его извлечение $\epsilon_{рб}$ в концентрат (а) и степени усреднения C железной руды ($\alpha = 35,9\%$) на величину затрат на руднике Z_p , дополнительных затрат на обогатительной фабрике Z_ϕ и суммарных затрат Z_o на усреднение (б)

Усреднение осуществляется по всем показателям качества, влияющим на эффективность переработки и обогащения полезных ископаемых. Так, при переработке и обогащении руд усреднение осуществляется по содержанию основных, сопутствующих компонентов и вредных примесей, соотношению минеральных форм каждого металла или элемента и крупности их вкрапленности, дробимости и измельчаемости, содержанию крупных (200—300 мм), мелких (менее 5—6 мм) классов и глинистых примесей, влажности и другим показателям, отрицательно влияющим на результаты обогащения. К показателям качества, подлежащим усреднению при переработке и обогащении углей, относятся их обогатимость, гранулометрический состав, зольность, влажность, выход летучих, спекаемость и т. д., колебания которых наблюдаются даже в пределах одного горно-добывающего предприятия, например, при разработке нескольких угольных пластов на различных участках и горизонтах шахтного поля. Эти колебания еще больше возрастают при поступлении на обогатительную фабрику углей от нескольких шахт-поставщиков.

Оценкой эффективности усреднения служит значение степени усреднения C , равное отношению среднего квадратического отклонения показателей качества неусредненного полезного ископаемого к усредненному.

Степень усреднения полезного ископаемого зависит от мощности обогатительной фабрики и горно-технических факторов открытых или подземных разработок. Выбор ее должен осуществляться комплексно в единой системе горный цех — обогатительная фабрика, поскольку повышение степени усреднения улучшает показатели работы фабрики, но ухудшает показатели работы горного цеха. В качестве критерия при этом можно использовать величину удельных приведенных затрат, имеющую ярко выраженный оптимум (минимальное значение) при вполне определенных значениях степени усреднения (рис. 2.1, б). В связи с ухудшением качества перерабатываемого сырья степень его усреднения на большинстве горно-обогатительных комбинатов в настоящее время ниже оптимальной. Уменьшение колебаний, например, содержания железа в руде на железорудных комбинатах только на 1 % дает в масштабах страны годовой экономической эффект около 50 млн долл. США.

В качестве примера на рис. 2.2 приведена принципиальная схема усреднения датолитовой руды на комбинате «Бор».

Основные виды и способы усреднения — усреднение в процессе добычи сырья, усреднение на складах, в бункерах, в смесительных машинах и емкостях при переработке и обогащении полезных ископаемых.

2.3.2. Усреднение в процессе добычи сырья

Внутрирудничное усреднение является важным звеном в общей системе усреднения, представляющей собой комплекс технологических и организационных мероприятий, направленных на обеспечение требуемой однородности состава добываемого и перерабатываемого полезного ископаемого. Целью его является обеспечение однородности вещественного состава сырья по минералогическим разновидностям, стабилизация амплитудных колебаний показателей его качества на допустимом уровне, стабилизация частотных характеристик процесса колебаний показателей качества сырья (в частности, продолжительности периода однозначных отклонений качества от «среднего уровня»).



Рис. 2.2. Принципиальная схема усреднения датолитовой руды

Основа внутрирудничного усреднения сырья — регулирование объемов его добычи из различных забоев. Сопутствующим процессом является естественное усреднение качества сырья в процессе добычи за счет перемешивания отдельных его слоев, залегающих в недрах, при выпуске из камер (при подземной добыче), при применении массовых взрывов, при погрузке отбитой массы экскаватором, а также при всех перевалках и перелопачивании на пути следования к обогатительной фабрике.

Оперативное планирование добычного процесса в режиме усреднения осуществляется по материалам технологического картирования и данным опробования качества руды или угля в забоях, горных выработках, во взрывных скважинах, скважинах эксплуатационной разведки и т. д. Организация селективной добычи руд или углей, сортировки их в забоях, выемки включений породы и некондиционных руд повышает эффективность внутрирудничного усреднения, но снижает технико-экономические показатели работы горного цеха. Забои не могут в этом случае работать на полную мощность, так как их производительность будет определяться количеством руды или угля, необходимым в данный момент для получения требуемого среднего качества всей руды или всего угля по руднику или шахте. Это приводит к неполной загрузке и простоям механизмов, снижению производительности труда.

Повышение эффективности внутрирудничного усреднения и технико-экономических показателей работы горного цеха обеспечивается посредством: совершенствования техники и методики опробования забоев и взрывных скважин с целью повышения детальности, достоверности и оперативности геологической информации о качестве руды или угля в массиве; применения радиометрических контрольных станций и предварительной концентрации полезных ископаемых методами обогащения в горном цехе; использования системы оптимального оперативного планирования и управления добычными работами в режиме усреднения с применением ЭВМ (такая система обеспечивает оптимальное перераспределение нагрузок на добычные (очистные) забои с учетом выхода из строя добычного оборудования и транспортных единиц, резкого изменения содержаний контролируемых компонентов в

отдельных забоях, появления включений некондиционных руд и пустых пород); использования промежуточных перегрузочных складов, например, сырой руды для внутрирудничного усреднения.

Усреднение в процессе добычных работ, как правило, бывает эффективным только для относительно коротких периодов времени — смены, в редких случаях — для суток. Это объясняется тем, что усредняющие емкости, в которых происходит перемешивание руды или угля (выпускные люки камер, подземные бункеры скипов, сами скипы, промежуточные емкости и др.), имеют весьма ограниченные размеры. Кроме того, внутрирудничное усреднение может быть более или менее эффективным только в пределах одного рудника или шахты. Поэтому его следует рассматривать как важную, но первую стадию в общей системе управления качеством добываемых полезных ископаемых.

2.3.3. Усреднение на складах

Усреднительные склады, оснащенные специальным оборудованием и обеспечивающие эффективное усреднение больших объемов сырья (крупностью до 150 мм), получили преимущественное развитие на современных горно-обогатительных предприятиях. Кроме усреднения склад выполняет также роль буферной емкости между горным цехом и обогатительной фабрикой с аварийным 1—5-суточным запасом сырья. Это позволяет существенно повысить эффективность системы оперативного планирования и управления добычными работами, значительно сократить колебания состава сырья без снижения максимальной производительности добычных экскаваторов и другого горно-транспортного оборудования, снизить себестоимость добычи. В свою очередь, технологическая и организационная независимость фабрики от горного цеха позволяет стабилизировать режим ее работы, обеспечить равномерную загрузку всех ее технологических звеньев и увеличить производительность фабрики, снизить издержки производства, получить за счет повышения однородности перерабатываемого сырья максимально возможные показатели по

извлечению ценных компонентов, качеству концентратов и комплексности использования сырья.

Наиболее распространенные способы усреднения на открытых (в зонах с жарким или мягким климатом) или закрытых (в северных районах) складах основаны на укладке усредняемого материала в штабели тонкими параллельными слоями с последующим забором материала из штабеля в направлении, перпендикулярном простиранию слоев. Укладку ведут как наклонными (рис. 2.3, *a* — *в*), так и горизонтальными (рис. 2.3, *г*, *д*) слоями.

Укладку штабеля наклонными слоями (см. рис. 2.3, *a*) ведут обычно на открытых усреднительных складах с использованием колесных и гусеничных машин (экскаваторов, скреперов, грейферов). Недостатки такого способа складирования и усреднения — низкая эффективность использования пространства, трудности укладки вязких руд и сегрегации материала по крупности — приводят к его разусреднению при укладке.

Шевронная укладка (см. рис. 2.3, *б*) штабеля осуществляется на складах со стационарным оборудованием, позволяющим повысить эффективность использования площади склада, обеспечить высокую производительность, осуществить дистанционное управление и автоматизацию процесса усреднения. Штабель формируется наклонными слоями при возвратно-поступательном движении загрузочной тележки и сбросе материала вдоль оси штабеля. Основные недостатки способа — сегрегация материала по крупности и треугольное сечение штабеля, увеличение которого сдерживается нежелательным увеличением размеров рыхлителя рудозаборной машины.

Наклонными штабелями формируются также штабели кольцевого типа (см. рис. 2.3, *в*). Материал в них укладывается по всей длине штабеля, имеющей постепенно уменьшающееся поперечное сечение. Достоинство способа — непрерывность работы такого склада; недостаток — трудности определения качества штабеля и отгружаемого материала в данный момент времени из-за непрерывного пополнения и разгрузки штабеля, а также наблюдаемой сегрегации материала по крупности.

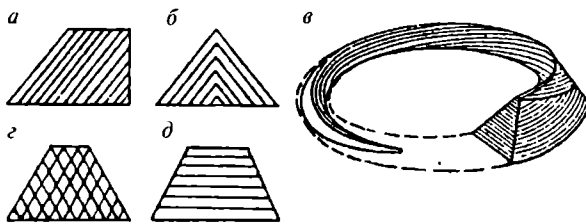


Рис. 2.3. Способы укладки штабелей при усреднении полезных ископаемых

Поскольку практически всем видам полезных ископаемых свойственна неравномерность гранулометрического состава и свойств, наиболее целесообразным способом усреднения является укладка сырья в штабели горизонтальными слоями, устраняющими сегрегацию материала по крупности.

Укладка параллельными элементами (см. рис. 2.3, г), каждый из которых вытянут вдоль, поперек оси штабеля или уложен по спирали и заполняет промежутки между нижележащими параллельными элементами, является одним из способов формирования штабеля горизонтальными слоями. Достоинством такой укладки является почти полное отсутствие сегрегации материала; основным недостатком — необходимость большого числа перемещений точки загрузки материала, что усложняет конструкцию штабелеукладчика и автоматизацию его работы. Поэтому формирование каждого горизонтального слоя штабеля (см. рис. 2.3, д) ведут обычно при одновременном или последовательном сообщении сбрасываемому потоку материала двух перемещений: одного — распределительного, соответствующего конфигурации штабеля в плане, другого — дополнительного, в результате которого заполняют емкость штабеля по ширине (рис. 2.4, а, б, г, д). Совершенствованием данного способа является преобразование потока сбрасываемого материала, например сообщение ему движения по окружности (рис. 2.4, в, е). Преобразователем потока в этом случае может служить устройство типа сегнерова колеса или в виде конуса, расположенного вершиной вверх, соосно со сбрасываемым через воронку потоком материала.

Число штабелей на складе зависит от общего необходимого количества материала, подлежащего усреднению, и числа технологических сортов. Для каждого сорта материала необходимо

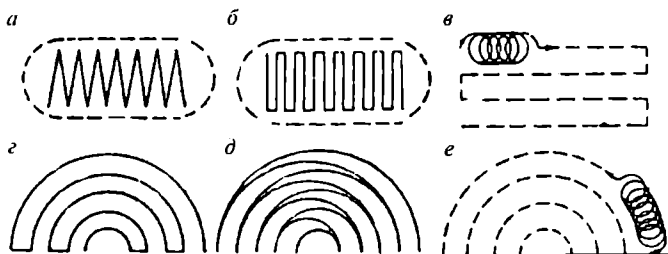


Рис. 2.4. Способы формирования горизонтальных слоев штабелей при усреднении полезных ископаемых

иметь как минимум два штабеля, один из которых находится в процессе формирования, а другой — в процессе разгрузки. Для формирования штабелей используются стационарные ленточные конвейеры, штабелеукладчики мостового типа и консольные штабелеукладчики; для разгрузки — рудозаборные машины.

Стационарные ленточные конвейеры со сбрасывающей тележкой применяют для формирования шевронных штабелей треугольного сечения. Достоинство их — простота конструкции; недостатки — сегрегация, пыление и уплотнение материала при сбрасывании его со значительной высоты, ухудшающие степень усреднения, условия труда и работы рудозаборных машин.

Штабелеукладчики мостового типа (рис. 2.5, а) производительностью до 4000 т/ч сообщают потоку подаваемого ленточными конвейерами 2, 3 и сбрасываемого тележками 4, 5 материала два взаимно перпендикулярных перемещения: одно — вдоль рельсовой трассы укладчика; другое — вдоль его мостонесущей фермы 1. Комбинируя эти перемещения, формируют штабель горизонтальными слоями.

Одно- и двухконсольные (рис. 2.5, б) бесповоротные штабелеукладчики применяют для формирования линейно вытянутых штабелей шевронного типа. Конвейер-питатель б, расположенный между рельсами 5, подает материал через разгрузочную тележку 4 на ленточные конвейеры 3 консолей 2, смонтированных на башне 1. Штабелеукладчики могут быть снабжены механизмами для подъема консолей, что позволяет начинать укладку на минимальном расстоянии от

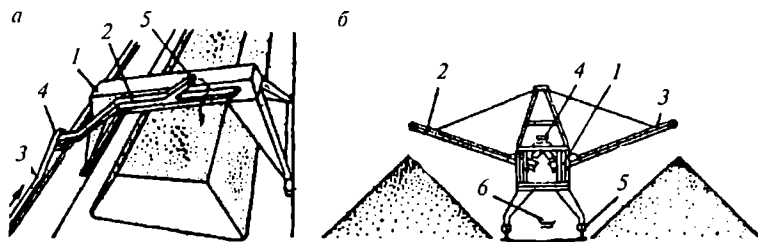


Рис. 2.5. Схемы штабелеукладчиков мостового (а) и консольного (б) типов

основания штабеля и поднимать стрелу по мере увеличения его высоты. Благодаря этому уменьшаются сегрегация, пыление и уплотнение материала при укладке. При помощи одноконсольных поворотных штабелеукладчиков можно производить формирование штабелей параллельными элементами и спиралью. Для укладки материала в кольцевые и полукольцевые штабели применяют укладчик, имеющий вращающуюся конвейерную стрелу, расположенную на вертикальной опоре в центре склада.

Для разгрузки материала из штабелей пользуются мобильным и стационарным оборудованием. При использовании мобильного оборудования (экскаваторов, бульдозеров, скреперов и др.) степень усреднения снижается, особенно в тех случаях, когда материалу свойственна сегрегация по крупности. Поэтому предпочтение отдается стационарным системам, несмотря на значительные капитальные затраты, которые обеспечивают высокий уровень однородности сырья даже при значительной гранулометрической сегрегации.

Каждая стационарная система для разгрузки штабеля включает в себя разрыхляющее, подбирающее и транспортирующее устройства.

Разрыхляющее устройство, или рыхлитель, представляет собой обычно решетчатую раму со стальными зубьями или скребками, которая укладывается на поперечное сечение штабеля под углом, регулируемым подъемным устройством. В процессе работы рыхлитель совершает возвратно-поступательное движение и, подрезая материал зубьями, или скребками, сыплет его к основанию поперечного сечения штабеля. Сыпаемый материал может подбираться и транспортироваться к отводящему конвейеру скребковым конвейером,

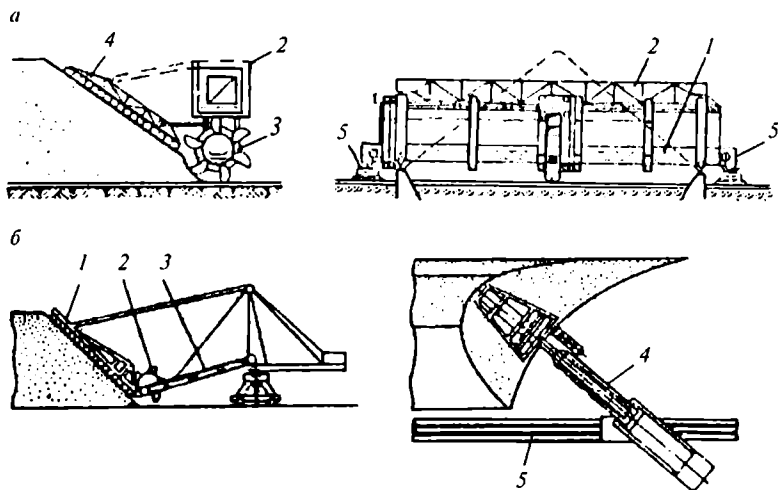


Рис. 2.6. Рудозаборные системы с роторно-ковшовым колесом (а) и консольным роторно-ковшовым рудозабором (б)

смонтированным вместе с рыхлителем на несущей мостовой ферме, движущейся по рельсам с плавно регулируемой скоростью (0,04—0,08 м/мин). Подбирающее устройство может быть также лопастным подребающим или представлять собой (рис. 2.6, а) роторно-ковшовое колесо 3, передвигающееся вдоль несущего моста 2. Транспортирующим устройством в этом случае является реверсивный конвейер 1, расположенный вдоль моста машины, который принимает подрезанный рыхлителем 4 и подобранный роторным колесом 3 материал и подает его на отводящий конвейер 5.

Система с консольным роторно-ковшовым рудозабором (рис. 2.6, б) предназначена главным образом для разработки штабелей треугольного поперечного сечения, образованных шевронным способом. Рыхление материала при этом осуществляют узким рыхлителем 1, а подбор — роторным колесом 2 с ковшами. Роторное колесо расположено на конце уравновешенной стрелы, имеющей свободу вращения вокруг вертикальной и горизонтальной осей. Передвигаясь вдоль штабеля по рельсам, машина поворотным движением стрелы срезает слой материала с торца штабеля. Материал сыпается к основанию штабеля, подбирается роторным колесом и из его ков-

шей поступает на ленточный конвейер 3, расположенный на стреле 4, а затем на отводящий конвейер 5.

В настоящее время созданы также универсальные погружно-заборные комплексы с сопряженными системами укладки штабеля и рудозабора. В СНГ производят такие комплексы двух типов: со скребковым конвейером и роторным.

Для усреднения крупнокусковых материалов (руд и углей) $-300+0$ мм, например, после первой стадии дробления используются также склады, состоящие из последовательно загружаемых цилиндрических, обычно железобетонных бункеров (башен), предотвращающих или значительно уменьшающих сегрегацию и расслоение материала. Разгрузка материала осуществляется снизу пластинчатыми питателями на общий конвейер одновременно из всех башен или по определенной программе, реализуемой с применением ЭВМ.

2.3.4. Усреднение в бункерах и непрерывных потоках

Наибольшее распространение усреднение в бункерах получило на углеобогатительных фабриках, особенно при отсутствии усреднительных складов.

Загрузка ячеек усреднительных бункеров 1 (рис. 2.7, а), например, углем, подаваемым конвейером 2, осуществляется послойно или последовательно при помощи автоматической самоходной разгрузочной тележки 3; разгрузка — питателями 4 через отверстия в нижней части бункера (течки) на сборный конвейер 5.

Условиями эффективного усреднения являются: возможно больший объем усреднительных бункеров; равномерная послойная загрузка материала при ячейковом выпуске или последовательная ячейковая загрузка при равномерной послойной разгрузке; недопустимость разгрузки до полного заполнения бункеров и завершения формирования партии усредненного материала.

К недостаткам бункерного усреднения относят недостаточную однородность полезного ископаемого, обусловленную как частичным перемешиванием лишь смежных слоев, так и сегрегацией материала при загрузке и разгрузке бункера,

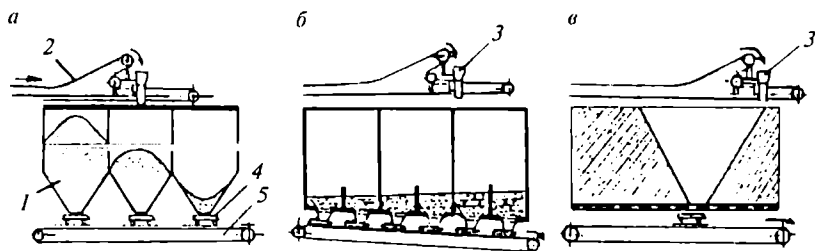


Рис. 2.7. Схемы усреднительных бункеров обычного типа (а), с переменной высотой бункерных ячеек (б) и со щелевидным выпускным отверстием (в)

а также значительные капитальные затраты при сооружении усреднительных бункеров большой емкости. Недостатком обычных бункерных усреднительных установок является также периодичность их работы, связанная с необходимостью полного опорожнения бункеров перед загрузкой их очередной партией материала. Этот недостаток может быть устранен следующим образом:

- посредством использования бункера с переменной высотой по его длине (рис. 2.7, б), благодаря чему при работе всех питателей на сборный конвейер поступает материал из разных слоев укладки, которая ведется непрерывно послойно по всей длине бункера;
- с помощью бункера (рис. 2.7, в), выпускное отверстие которого представляет собой щель, открываемую только над находящейся под ней передвижным питателем 4. Непрерывная загрузка бункера тележкой 3 и разгрузка его питателем 4 осуществляются диагональными слоями под углом 90° друг к другу. По мере передвижения питателя 4 передвигается и тележка 3;
- за счет организации разгрузки обычного бункера (см. рис. 2.7, а) системой одновременно работающих питателей при автоматическом регулировании количества руды или угля (с учетом их качества), поступающего с отдельных питателей. С увеличением числа питателей суммарная эффективность усреднения возрастает; оптимальное их число составляет 16—25. Однако на фабриках разгрузка бункеров в режиме усреднения осуществляется обычно с меньшим числом одновременно работающих питателей-дозаторов.

Для усреднения небольших по производительности непрерывных потоков измельченного материала применяют различные конструкции смесительных машин и емкостей. Например, для усреднения углей или конечных концентратов перед их дальнейшим переделом может быть использован барабанный смеситель (диаметром 2,8 м, длиной 6 м и производительностью до 125 кг/с). Для поддержания необходимого уровня материала в барабане на разгрузочном его конце вварено подпорное кольцо; для увеличения продольного смешивания материала внутри барабана монтируют обычно винтовую насадку, состоящую из спиральных лент, прикрепленных к внутренней поверхности барабана.

Усреднение питания обогатительных аппаратов достигается посредством подачи измельченного материала со всех мельниц в общий пульподелитель между секциями. Угольные шламы перед флотацией и коллективный концентрат флотационного обогащения перед разделением усредняются обычно в сгустителях и контактных чанах.

2.4. Промывка руд и дезинтеграция песков

Необходимость предварительной промывки руд и россыпей возникает при наличии в них большого количества первичных шламов (представленных охристо-глинистой массой) и растворимых солей. Высокое содержание глины, например, в сульфидно-окисленных медных и свинцово-цинковых рудах существенно затрудняет их хранение в бункерах и поточное прохождение через дробилки («запрессовывая» их) и грохоты («замазывая» отверстия сит), вызывает чрезмерный расход реагентов и не позволяет получать удовлетворительные показатели обогащения без предварительного удаления глины промывкой.

Предварительная промывка вызвана еще и тем, что извлечение металлов из удаляемых охристо-глинистых шламов обычно можно осуществить только специальными металлургическими или химическими методами. Удаление шламов из крупнодробленой руды обеспечивает, кроме того, возможность применения для этих руд процесса обогащения в тяжелых суспензиях, осуществлению которого шламы препятст-

вуют. При промывке удаляются также растворимые соли, что является наиболее эффективным методом устранения их вредного действия на эффективность флотации.

Крупнодробленые руды промывают в бутарах, скрубберах, корытных мойках, на грохотах с выделением шламов для обогащения в отдельном цикле.

Например, на фабрике «Амакан» медные руды промывают в скрубберах, обезвоживают на грохотах и в спиральных классификаторах, слив направляют на шламовую флотацию.

На фабрике «Нчанга» дробленую до -125 мм руду промывают на грохоте водой под высоким давлением; материал -8 мм поступает на классификаторы, из которых пески направляют в бункер дробленой руды, а слив — в гидроциклон. Слив гидроциклона поступает в буферный чан и перед флотацией подвергается обесшламливанию (по -5 мкм) в сгустителях.

Предварительную промывку с удалением в отвал тончайших шламов применяют также при обогащении сульфидных руд (на фабриках Японии, Филиппин, Болгарии, фабрике «Чаканей» и др.), окисленных и смешанных свинцовых и свинцово-цинковых руд месторождений Европы, Азии и Африки.

Типовая схема промывки крупнодробленых руд на грохоте показана на рис. 2.8.

При использовании в технологической схеме промывки мельницы самоизмельчения на ее разгрузочной цапфе устанавливают грохот-бутару с отверстиями размером 5 мм. Для обработки выделенной фракции -5 мм используют обычно спиральный классификатор, а для слива этого классификатора — гидроциклон. В результате такой обработки получают мытую кусковую руду, песковую руду и шламы ($-0,088$ мм), направляемые на флотацию в отдельном цикле. Промывка сильновлажных и глинистых руд позволяет существенно улучшить условия рудоподготовки и технологические показатели их обогащения при сокращении расхода реагентов и повышении производительности фабрики.

При промывке глинистых песков барабанные грохоты-скрубберы снабжают перемешивающим механизмом, уменьшают угол установки до $1 : 14$ и оснащают внутреннюю поверхность барабана ножами. Применяется также специальное оборудование типа глиномешалок с вращающимися пере-

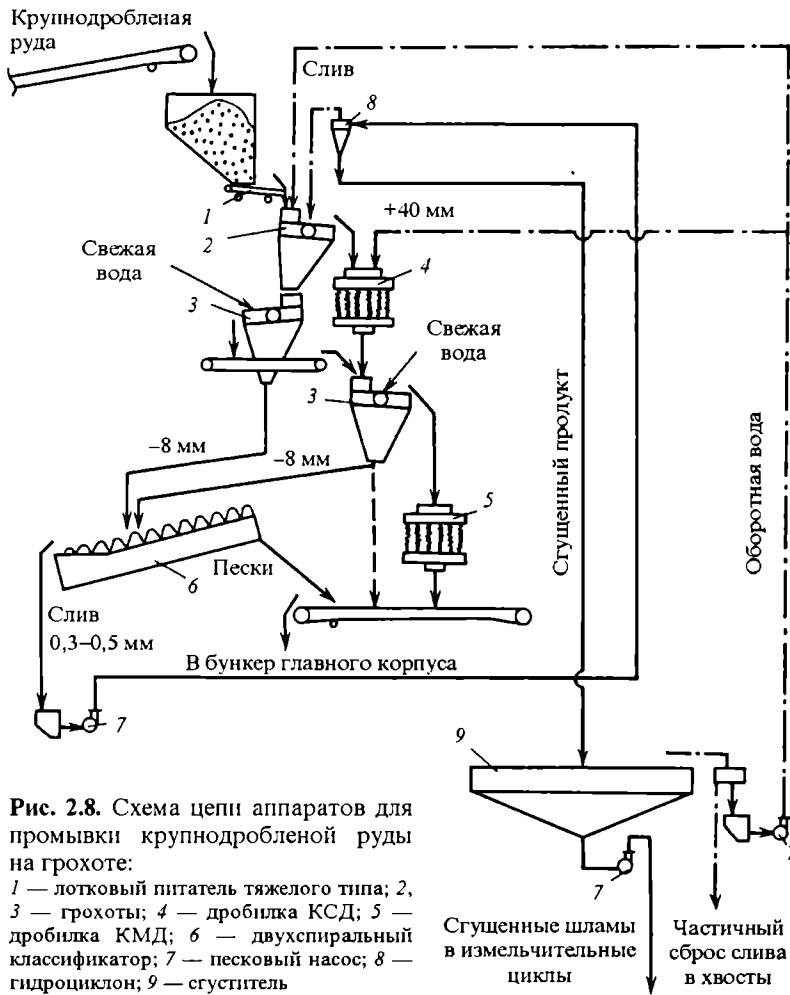


Рис. 2.8. Схема цепи аппаратов для промывки крупнодробленой руды на грохоте:
 1 — лотковый питатель тяжелого типа; 2, 3 — грохоты; 4 — дробилка КСД; 5 — дробилка КМД; 6 — двухспиральный классификатор; 7 — песковый насос; 8 — гидроциклон; 9 — сгуститель

мешивающими и дезинтегрирующими органами и корытные мойки (лог-уошеры), устанавливаемые перед барабанными или вибрационными грохотами. Обесшламливание подрешетных продуктов осуществляется обычно в гидроциклонах (диаметром до 610 мм), футерованных износостойкой резиной. В последние годы наблюдается применение для промывки вибрационных машин (типа «Драгон», МП-100 и др.) и грохотов тонкого грохочения.

2.5. Предварительная концентрация полезных ископаемых

Предварительная концентрация крупнодробленых руд или углей в тяжелых суспензиях отсадкой или радиометрической сортировкой позволяет при благоприятных особенностях их вещественного состава:

- отделить значительную часть породы из крупнодробленой руды или угля (например, на фабриках «Зыряновская», «Мехерник», «Меслула» и др.) и за счет этого снизить удельные затраты на последующие дробление, измельчение, обогащение и тем самым себестоимость переработки сырья, расширить сырьевую базу месторождений посредством вовлечения в переработку забалансовых руд или углей и резко снизить стоимость их добычи за счет применения более эффективных систем отработки, но связанных со значительным разубоживанием. Например, предварительное обогащение свинцовых сульфидно-окисленных руд на фабрике «Меслула» в тяжелых суспензиях позволяет выделить до 65 % породы с отвальным содержанием в ней свинца, повысить его содержание в руде, поступающей на флотацию, в 2—2,5 раза и извлечение в концентрат (до 83,46 %), снизить себестоимость обогащения руды на 40 %;
- получить и вывести из процесса иногда уже на предварительной стадии обогащения часть материала в виде готовой продукции, например, крупнокускового свинцового концентрата (фабрики «Ожел бялый», «Мибладен» и др.), крупнокускового металлургического флюорита и кианитового концентрата из руд некоторых месторождений (Кейвского, Покров-Киреевского, Усуглинского и др.) при одновременном повышении сортности основной продукции, общего извлечения полезных компонентов и снижении себестоимости обогащения. В качестве товарного продукта могут быть использованы и хвосты (легкая фракция) предварительной концентрации руд. Например, на фабриках «Ремсбек», «Эренфридерсдорф», «Хелкин» их реализуют в качестве строительного материала или заполнителя бетона, на фабрике «Мэскот» (США) — же-

лезнодорожного балласта, «Сулливан» и итальянских фабриках — закладочного материала, на некоторых фабриках — удобрений. Легкая фракция обогащения руд в тяжелых суспензиях на Зыряновской фабрике пригодна для изготовления бетона, асфальтобетона, в качестве железнодорожного балласта, для закладки горных выработок и т. д.;

- разделить руды (например, на сплошные и вкрапленные) и обеспечить их усреднение по сортам, отдельная переработка которых всегда эффективнее. Применительно к медно-никелевым рудам Талнаха это позволяет повысить извлечение платины на 45 %;
- решить некоторые технологические проблемы выделения в отдельную фракцию вредных примесей, удаление которых (например, перед флотацией) существенно повышает извлечение полезных компонентов и качество концентратов. Так, удаление 80 % бетона в легкую фракцию перед флотацией руд Текелийского месторождения позволяет повысить извлечение свинца на 5 %;
- снизить расходы на транспортировку сырья на обогатительную фабрику при предварительной концентрации руд на руднике.

По изложенным причинам около 30 % всего объема, например, руд цветных металлов подвергается предварительной концентрации. Особенно целесообразно применение предварительной концентрации руд в следующих случаях: малая стоимость забалансовых руд; использование систем массового обрушения, сопровождающегося значительным разубоживанием руд; высокая стоимость обогащения; увеличение производительности рудника при ограниченной мощности обогатительной фабрики; эксплуатация месторождений, сложенных маломощными телами или телами сложной конфигурации, перемежающимися прослойками пустой породы.

Наиболее широкое применение для предварительной концентрации полезных ископаемых получил процесс разделения в тяжелых суспензиях.

Основные преимущества предконцентрации полезных ископаемых в тяжелых суспензиях обусловлены:

- возможностью эффективно перерабатывать большие объемы минерального сырья (до 600—1000 т/ч) широкого диапазона крупности (от 300 до 2 мм) с разделением его на продукты при незначительной разности в плотности разделяемых минералов (с точностью $\pm 3 \text{ кг/м}^3$);
- невысокими капитальными затратами и эксплуатационными расходами, обусловленными незначительным расходом электроэнергии, воды, утяжелителя и небольшим штатом обслуживающего персонала;
- легкостью автоматизации технологического процесса.

Отличительная особенность процесса обогащения полезных ископаемых в тяжелых суспензиях — высокая точность разделения в сепараторах, сравнительно простых по конструктивному оформлению и технологическому обслуживанию.

Обогащению в тяжелых суспензиях под воздействием обычных сил гравитации в барабанных, конусных и других типах сепараторов подвергают материал крупнее 5—10 мм. Более мелкий материал обогащают в центробежном поле — в гидроциклонах и центрифугах.

Типовые схемы цепи аппаратов при использовании в качестве разделительных аппаратов сепараторов и тяжелосредних гидроциклонов показаны на рис. 2.9. и 2.10. В обоих случаях в качестве утяжелителя используют, как правило, ферросилиций или его смесь с магнетитом при общем расходе около 200 г/т. Для регенерации утяжелителя из разбавленных суспензий применяют магнитную сепарацию. Плотность тяжелой суспензии регулируется, как правило, автоматически с точностью от 2 до 2,5 кг/м^3 . Рудную пульпу и тяжелую суспензию подают в гидроциклоны либо насосом (рис. 2.10, а), либо самотеком (рис. 2.10, б). Схема с подачей питания насосом требует меньших капитальных затрат, чем схема с подачей питания самотеком, и позволяет регулировать давление питания. Однако гидроциклоны с подачей питания самотеком работают более устойчиво, а капитальные затраты можно снизить, если после грохочения руду ленточным конвейером поднять на необходимую высоту и получить таким образом нужный напор (см. рис. 2.10, б).

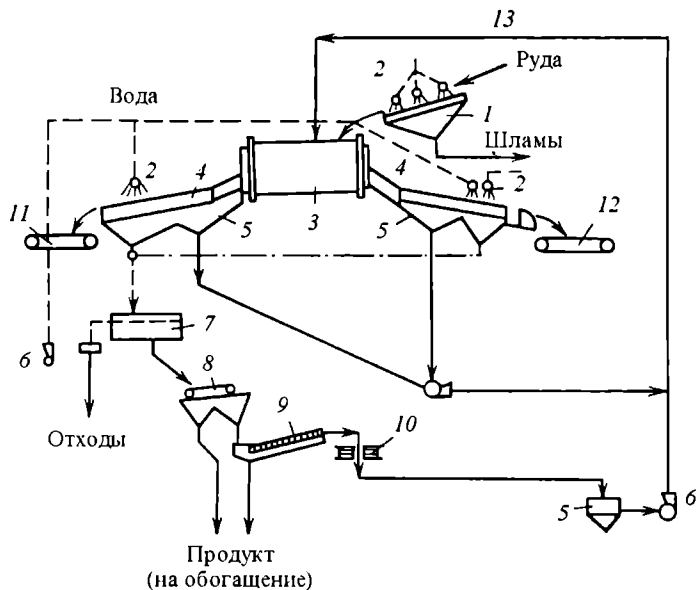


Рис. 2.9. Типовая схема цепи аппаратов процесса разделения крупнозернистого рудного материала в тяжелых суспензиях:

1 — грохот; 2 — разбрызгиватели циклонного типа; 3 — барабанный или конусный сепаратор; 4 — вибрационные грохоты; 5 — конусы; 6 — насосы; 7 — сгуститель; 8 — магнитный сепаратор; 9 — спиральный классификатор; 10 — демагнитизатор; 11 — ленточный конвейер легкой фракции; 12 — ленточный конвейер тяжелой фракции; 13 — тяжелая суспензия

Качество обогащения в гидроциклоне (по данным Механобра) для большинства руд выше, чем на отсадочных машинах, и лишь незначительно уступает качеству разделения в тяжелых жидкостях. Однако процесс разделения мелких классов руды в тяжелосредних гидроциклонах пока не получил широкого распространения в практике обогащения в основном по техническим причинам: трудности подготовки руды, дренажа и регенерации суспензии, износ гидроциклонов, большие потери утяжелителя, отсутствие эффективных грохотов и износостойчивых насосов.

Производительность установок для предконцентрации руд в тяжелых суспензиях составляет 10—750 т/ч при себестоимости обогащения 0,16—0,9 долл/т.

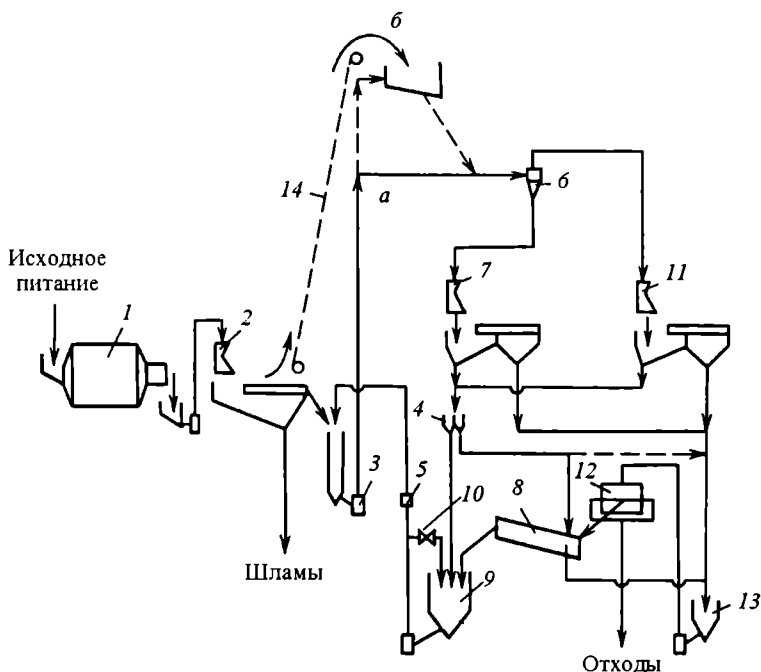


Рис. 2.10. Схема цепи аппаратов установки для разделения в тяжелой суспензии с подачей питания в гидроциклон насосом (а) и самотеком (б):

1 — дезинтегратор; 2 — грохот для отмывки шламов; 3 — питающий насос гидроциклона; 4 — делитель; 5 — датчик контроля плотности; 6 — гидроциклон; 7 — грохот для тяжелой фракции; 8 — сгуститель; 9 — емкость для тяжелой суспензии необходимой плотности; 10 — регулировочный кран для подачи воды; 11 — грохот для легкой фракции; 12 — магнитный сепаратор; 13 — емкость для разбавленной тяжелой суспензии; 14 — ленточный конвейер

Выход легкой (отвальной) фракции при предконцентрации, например, полиметаллических руд составляет 20—70 % при потерях свинца в ней 0,2—5 %, цинка — 1—20 %. С введением операции предварительного обогащения руд в тяжелых суспензиях производительность фабрики «Сулливан» увеличилась с 8,5 до 11 тыс. т/сут, «Мехерник» — с 5 до 6 тыс. т/сут, «Бункер-Хилл» — с 1,5 до 2,7 тыс. т/сут, «Эренфридерсдорф» — в 2,5 раза.

Капитальные затраты на строительство установок для обогащения в тяжелых суспензиях значительно ниже затрат

представляет собой стадийный процесс сокращения ее крупности от начального до конечного размера, оптимального для последующего измельчения или предварительного обогащения (например, в тяжелых суспензиях).

Максимальная крупность кусков конечного дробленого продукта, поступающего на измельчение, для мельниц рудного само- и полусамоизмельчения не должна превышать 300—350 мм, для стержневых мельниц — 15—20 мм, для шаровых — 10—13 мм. При использовании стержневых и шаровых мельниц и открытого цикла в последней стадии дробления она может быть повышена при переработке трещиноватых, легко разрушающихся в начальной стадии измельчения, а также глинистых сильнокаолинизированных и влажных руд. Конечные продукты дробления необходимой крупности получают при работе обычных конусных дробилок (КМД) в замкнутом цикле с грохотами или в открытом цикле при условии применения в дробилках КМД футеровок специальной конструкции (продукт –20 мм) и инерционных дробилок (продукт –10—12 мм).

В зависимости от способа добычи руды и процесса (способа) рудоподготовки — рудного самоизмельчения или измельчения мелкодробленой руды стальной средой, а также производительности фабрики — схема может иметь одну, две или три стадии дробления.

Одностадийную схему дробления (крупное дробление) часто без предварительного грохочения используют при последующем самоизмельчении или полусамоизмельчении (с добавками 4—8 % шаров) руды (фабрики «Кобар», «Камото», «Мангула», «Эртсберг», «Нептун», «Блэк» и др.). В остальных случаях на действующих фабриках используют обычно *двух- и трехстадийные* схемы дробления с открытым (рис. 2.11, а, в, г) и замкнутым (рис. 2.11, б, д) циклами в последней стадии («Колон», «Сью Эл», «Эрдэнэт», «Маммут», «Бугенвиль» и др.). Предварительное грохочение перед I стадией дробления при наличии достаточного запаса в производительности дробилки, выбираемой по размеру максимального куска руды, необязательно.

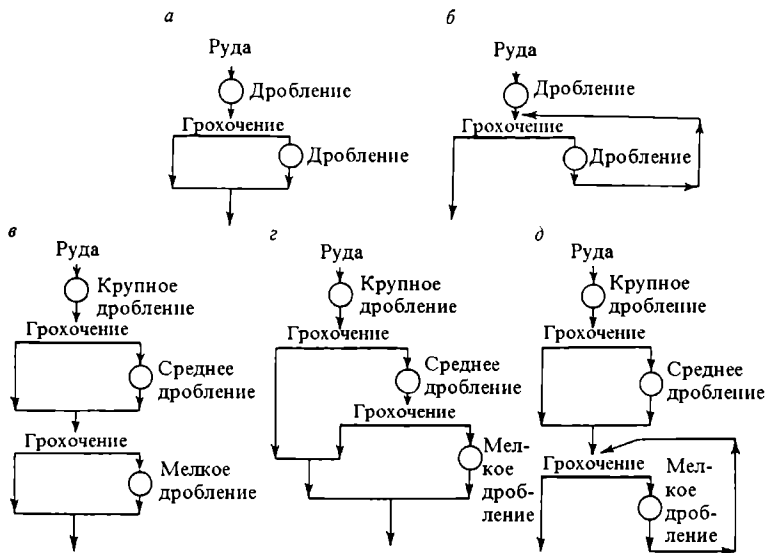


Рис. 2.11. Двухстадийные (а, б) и трехстадийные (в—г) схемы дробления

Разработка и освоение высокоэффективных, работающих в тяжелых условиях грохотов привели к развитию схем с выделением первичной мелочи в начале процесса и замкнутым циклом в последней стадии дробления для получения продукта крупностью 16—19 мм, поступающего в стержневые, и 10—13 мм — в шаровые мельницы. При этом все более широкое использование получают схемы дробления с отдельными операциями предварительного и поверочного грохочения в последней стадии, с установкой грохотов непосредственно под стандартными и короткоконусными дробилками («Гибралтар», «Колон», «Бугенвиль», «Сиеррита» и др.). Для грохочения применяют высокопроизводительные вибрационные грохоты площадью 12—24 м² с удельной производительностью по готовому продукту (просеву) не более 15—20 т/(м² · ч). Такие схемы применяют на вновь проектируемых фабриках (рис. 2.12).

Схема, показанная на рис. 2.12, а, целесообразна при дроблении глинистых руд с повышенной влажностью, требующих большого фронта грохочения. Ее применяют, например, в рудоподготовительном комплексе фабрики «Бугенвиль» (рис. 2.13).

на эквивалентное расширение фабрики и окупаемость их обычно не превышает 1—1,5 года.

Эксплуатационные затраты на обогащение в тяжелых суспензиях в 3—5 раз меньше затрат на измельчение до флотационной крупности и во столько же раз меньше затрат на флотацию руды. Расход электроэнергии на обогащение руды в тяжелых суспензиях составляет 0,64—3,7 кВт·ч/т руды, или 2,5—4 % общего расхода ее на фабрике («Рембек», «Мегген» и др.), воды — 0,4—1,4 м³/т, или около 10 % общего ее расхода, численность рабочих — 2—8 % их списочного состава на фабрике.

В целом себестоимость переработки руд с предварительной концентрацией их в тяжелых суспензиях примерно на 25—30 % меньше, чем при непосредственном обогащении всей руды. Экономическая эффективность применения предварительной концентрации руд резко возрастает при использовании легкой фракции в качестве товарного продукта.

Конкурирующим и параллельно развивающимся методом предварительной концентрации руд является отсадка, поскольку она лишена таких недостатков, свойственных процессу обогащения в тяжелых суспензиях, как капитальные затраты на строительство цехов, отмывка материала от глинистых частиц и невозможность увеличения плотности суспензий выше 3200 кг/м³ с хорошими реологическими свойствами. Однако точность разделения и выход легкой фракции при применении отсадки меньше. Поэтому эффективность ее использования для предварительной концентрации руд уменьшается с повышением стоимости последующего их обогащения.

Комбинированные схемы обогащения руд в тяжелых суспензиях с использованием отсадки для предконцентрации мелких классов применяют в Великобритании и Франции, Казахстане и России.

Для автоматической сортировки созданы высокопроизводительные сепараторы (фирм «Гансонс Сортекс», Великобритания, «Ор Сортер», США и др.), использующие различие в цвете, блеске, электропроводности, естественной и наведенной радиоактивности разделяемых минералов, способности ослаблять радиоактивное излучение и отражать электромаг-

нитные волны различной длины. Их появление способствует более широкому применению метода автоматической рудосортировки при обогащении различных типов руд.

Так, сепараторы фирмы «Ор Сorter», использующие различие в электропроводности минералов и позволяющие обрабатывать материал крупностью 20—250 мм с производительностью 20—350 т/ч, применяют для выделения самородной меди (в Канаде и Австралии) и обогащения медно-никелевых руд крупностью 90—200 мм при извлечении 97,9 % никеля и 97,5 % меди (в Канаде).

В Австралии на радиометрической установке «Ор Сorter» (модель 10) осуществляют предконцентрацию сульфидных полиметаллических руд крупностью $-76 + 19$ мм, обеспечивая извлечение в концентрат, %: 94,2—97,2 свинца; 92,8—97,9 цинка; 86,8—88,4 меди; 95,3—97,6 серебра и 95,2 золота при выходе концентрата 36,5—50,5 %. Аналогичную установку используют в Австралии для предконцентрации медно-серебряных руд крупностью $-203 + 9$ мм с извлечением меди 98,9 %, серебра 98 %. Для отделения малахита от известняка при предконцентрации окисленных медных руд крупностью $-12,7 + 6,4$ мм используют сепаратор «Сортекс 621 М», обеспечивающий извлечение меди 82,8 %.

Хорошие результаты рентгенорадиометрической сепарации были получены в Финляндии при исследовании руд цветных металлов (Ni, Cu, Zn, Co, Cr) с помощью сепараторов типа PRECON. При применении радиорезонансной сепарации рудопоток смеси руд, добываемых на Змеиногорском руднике (Россия), может быть разделен на два технологических сорта (баритовый и полиметаллический) для последующего их разделного обогащения.

2.6. Схемы дробления

Выбор схемы дробления зависит от принятой схемы последующего измельчения и проводится с учетом физических свойств и особенностей исходной руды (крепости, трещиноватости, наличия готового по крупности продукта, влажности, глинистости), возможности предварительной концентрации руды в процессе рудоподготовки. Схема дробления руды

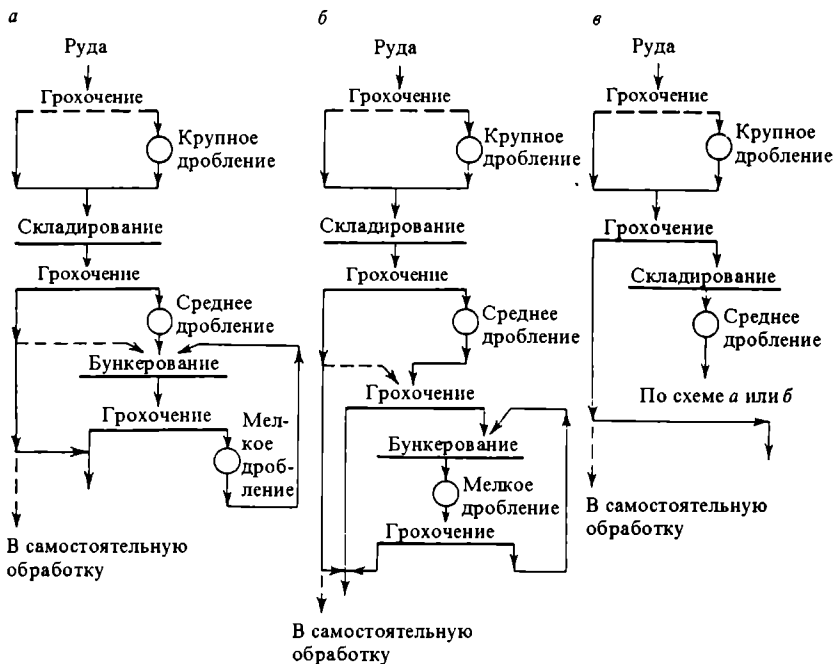


Рис. 2.12. Рекомендуемые трехстадиальные схемы дробления

Схему, показанную на рис. 2.12, б, используют при дроблении относительно сухих неглинистых руд, не требующих большого фронта грохочения. Для дробления руд с повышенной влажностью и глинистостью и при неблагоприятных климатических условиях рекомендуется схема, показанная на рис. 2.12, в, с выделением готового продукта в специальном корпусе грохочения перед складированием крупнодробленой руды.

Выделение перед II стадией первичной мелочи — готовый по крупности продукт (который может быть влажным и липким или сухим и пылящим) выводят кратчайшим путем из процесса — позволяет нормализовать работу всего последующего тракта дробления, грохочения и конвейерного транспорта, избежать «запрессовки» короткоконусных дробилок III стадии, улучшить условия труда и сократить число обслуживающего персонала. При этом первичную мелочь, удаляемую из основного потока руды при наличии в ней

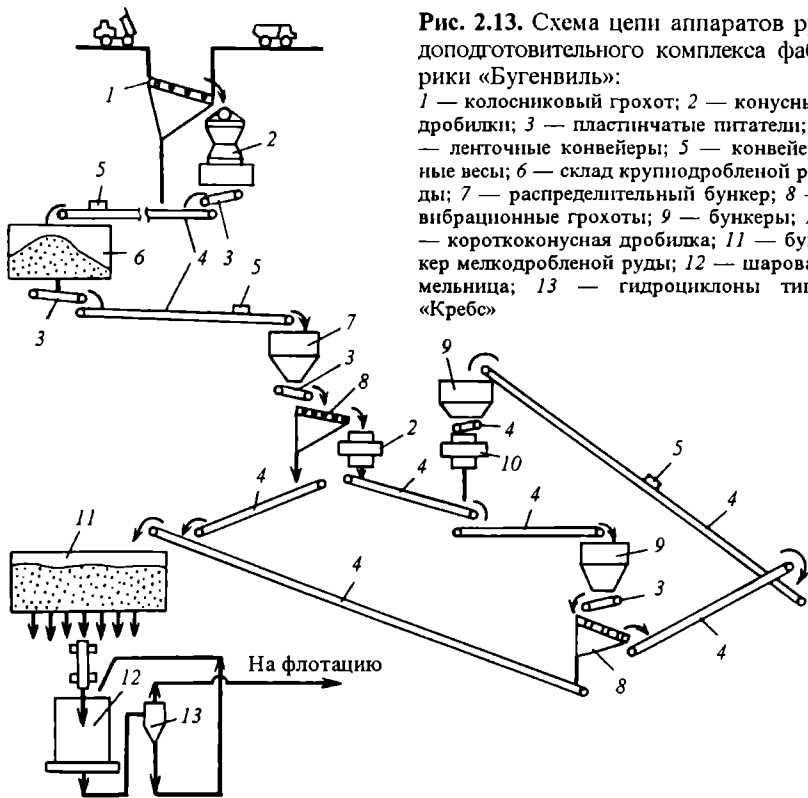


Рис. 2.13. Схема цепи аппаратов рудоподготовительного комплекса фабрики «Бугенвиль»:

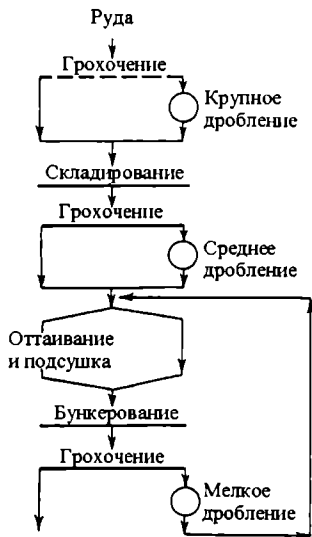
1 — колосниковый грохот; 2 — конусные дробилки; 3 — пластинчатые питатели; 4 — ленточные конвейеры; 5 — конвейерные весы; 6 — склад крупнодробленой руды; 7 — распределительный бункер; 8 — вибрационные грохоты; 9 — бункеры; 10 — короткоконусная дробилка; 11 — бункер мелкодробленой руды; 12 — шаровая мельница; 13 — гидроциклоны типа «Кребс»

шламистого материала и растворимых солей, ухудшающих результаты обогащения, можно направлять в самостоятельный цикл обработки.

Достаточная вместимость склада крупнодробленой руды, в свою очередь, обеспечивает непрерывную в рациональном режиме работу оборудования II и III стадий дробления с максимальной равномерной производительностью, регулируемой автоматически. Для транспортирования крупнодробленой руды (до 250—300 мм) от установок крупного дробления, обычно расположенных у борта карьера, до следующих стадий дробления или главных корпусов фабрик используют обычно ленточные конвейеры.

В ряде случаев требуется применение *особых схем дробления*.

а



б

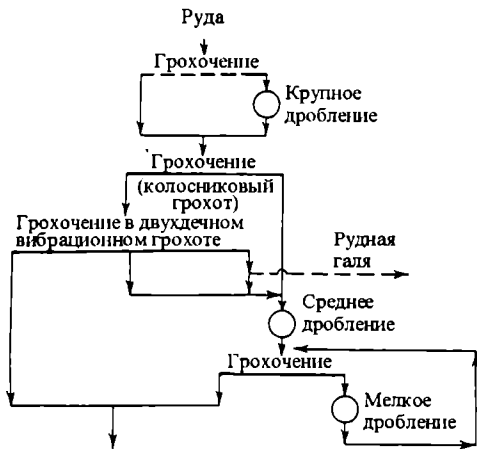
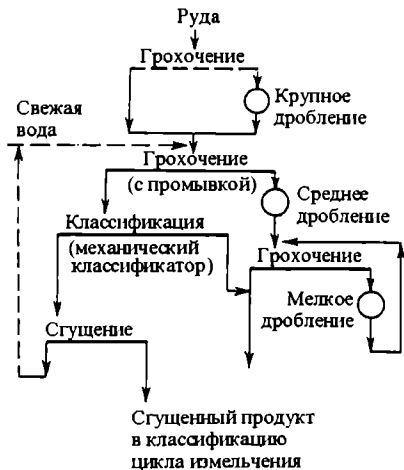


Рис. 2.14. Особые трехстадиальные схемы дробления

в



Так, при дроблении влажной, глинистой и заснеженной руды открытой добычи в суровых климатических условиях радикальное решение проблемы борьбы со смерзанием мелкодробленого материала на складе или в бункерах и с зависанием мерзлой руды в бункерах корпуса обогащения может быть достигнуто с помощью применения схемы, изображенной на рис. 2.14, а, с подсушкой части рудного потока, как, например, на канадских фабриках «Пайн Пойнт», «Рутен». Подсушка руды благоприятно сказывается также на прохождении руды по дробильному тракту и гарантирует надежную работу фабрик при весьма низких энергозатратах, составляющих в зимние месяцы не более 0,43 кВт·ч/т.

В свою очередь, схема на рис. 2.14, *б* является примером схемы дробления с выделением гали для рудно-галечного измельчения, а схема на рис. 2.14, *в* — примером схем дробления с промывкой крупнодробленой руды и удалением в отвал тончайших шламов.

Предварительную промывку используют, например, при переработке свинцовых, цинковых, медно-цинковых, золото-содержащих и других типов руд. Так, на фабрике «Тайнах» (Ирландия) свинцово-цинковую руду, содержащую до 40 % глинистого материала, промывают в барабанном скруббере после I стадии дробления. На фабрике «Сулливан» (Канада) свинцово-цинковую руду подвергают промывке после II стадии дробления с выделением класса –5 мм, направляемого на переработку в отдельном цикле. На фабрике «Британия» (Канада) медно-цинковую руду промывают в корытных мойках с выделением шламов для флотации в отдельном цикле.

Предварительную промывку с удалением в отвал тончайших шламов применяют при обогащении окисленных и смешанных свинцовых и цинковых руд в Африке, Италии и сульфидных медных руд на Филиппинах. Промывка сильно влажных и глинистых руд позволяет обычно улучшить условия рудоподготовки и технологические показатели обогащения при сокращении расхода реагентов и повышении производительности фабрики. Например, в результате промывки свинцово-цинковой руды производительность фабрики «Рудозем» (Болгария) возросла на 20 %.

2.7. Схемы измельчения

Схемы измельчения характеризуются большим разнообразием по числу стадий, характеру технологического процесса, числу и назначению операций классификации.

Выбор схемы измельчения, наиболее рациональной для данной руды и объекта в целом, определяется:

- конечной (и промежуточной) крупностью измельчения руды, позволяющей при оптимальных условиях, например, флотации или магнитной сепарации получить отвальные хвосты и черновой (монометаллический или коллективный) концентрат;

- вещественным составом и физическими свойствами руды (крупностью и характером вкрапленности минералов, крепостью и измельчаемостью, наличием первичных шламов и склонностью к переизмельчению, формой и трудностью или легкостью разрушения крупных фракций дробления руды в начале процесса измельчения);
- наличием в руде благородных металлов;
- производительностью фабрики;
- стоимостью электроэнергии и измельчающей среды.

Совокупность перечисленных факторов определяет также стадийность схемы измельчения и необходимость включения в нее межцикловых операций обогащения (пенной сепарации, флотации, гравитации), аэрации и выделения первичных шламов.

Оптимальную конечную и промежуточную (по стадиям) крупность измельчения выбирают на основании зависимости показателей обогащения от крупности измельчения руды. Условно различают крупное (45—55 % класса $-0,074$ мм), среднее (55—85 %) и тонкое (более 85 %) измельчение.

Схемы измельчения в барабанных мельницах с применением в качестве измельчающей среды стальных стержней и шаров находят наибольшее применение на действующих фабриках и продолжают быть основными при проектировании и строительстве новых фабрик. Для моно- и полиметаллических руд, не склонных к переизмельчению и ошламованию, с крупной и равномерной вкрапленностью полезных минералов (или с агрегатным срастанием их), для которых достаточно крупное измельчение, принимают при любой производительности фабрики *одностадиальную схему измельчения* в шаровых мельницах (рис. 2.15, а). Она получила широкое распространение при строительстве крупных медных и медно-молибденовых фабрик («Сиеррита», «Бугенвиль», «Колон» и др.), на которых используются мельницы с центральной разгрузкой объемом более 100 м³.

Одностадиальное измельчение наиболее устойчиво, легко автоматизируется, проще и надежнее в эксплуатации. Мелкодробленая (до 10—15 мм) руда исключает (практически) отрицательное влияние сегрегации в складах и бункерах, дает

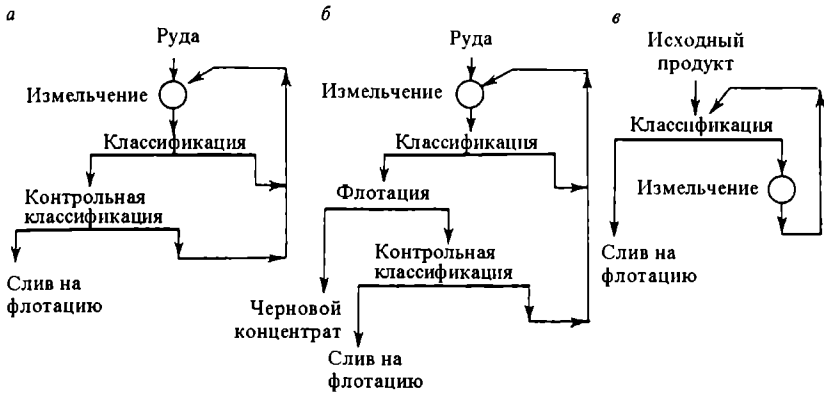


Рис. 2.15. Одностадиальные схемы измельчения

наилучшее естественное усреднение по измельчаемости и качеству, проходя через весь тракт, предшествующий измельчению. Одностадиальную схему измельчения целесообразно принимать и при необходимости измельчения тонковкрапленной монометаллической руды, но в условиях небольшой производительности. При этом в схему желательно вводить контрольную классификацию. Между первым и вторым приемами классификации может быть включена операция обогащения (рис. 2.15, б). Схему с предварительной классификацией (рис. 2.15, в) применяют при измельчении мелкозернистого продукта (например, мелочи от промывки исходной руды) или при доизмельчении коллективных концентратов и промпродуктов.

Для руд, не допускающих из-за высокой влажности и глинистости мелкого дробления (до 10—13 мм), требуемого для шаровых мельниц, а также склонных к переизмельчению («Маммут», «Камбалда» и др.), необходима независимо от требуемой крупности измельчения (крупного или среднего) *двухстадиальная* схема измельчения в стержневых и шаровых мельницах с одним (рис. 2.16, а) или двумя (рис. 2.16, б, в) приемами классификации. Контрольная классификация способствует стабилизации крупности и плотности питания флотации и используется на некоторых фабриках («Рутен», «Тара» и др.) при грубом конечном измельчении руды и применении пневмомеханических машин.

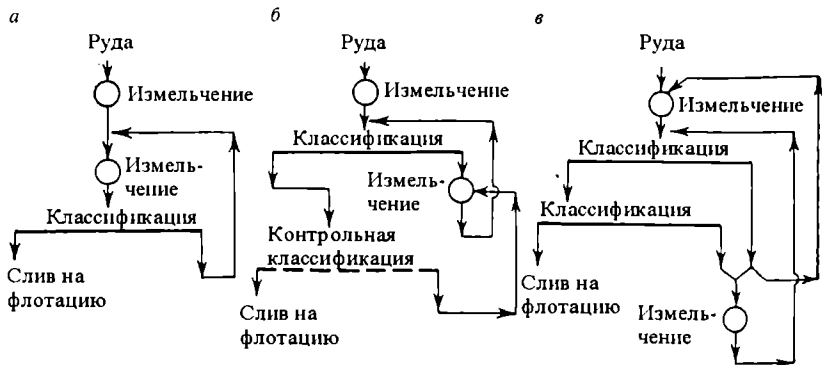


Рис. 2.16. Двухстадиальные схемы измельчения

Технологическое преимущество *двух- и трехстадиальных схем* — меньшее ошламование полезных минералов, склонных к переизмельчению, и возможность включения межцикловых операций обогащения. По этой причине они получили подавляющее распространение при рудоподготовке свинцово-цинковых и полиметаллических руд, хотя схемы характеризуются большой универсальностью и могут применяться для многих типов руд.

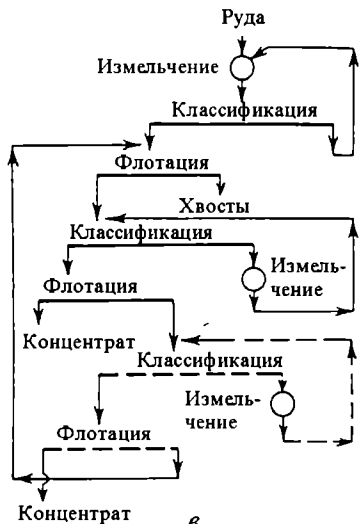
Двух- и трехстадиальные схемы могут быть с полностью открытым (см. рис. 2.16, а, б), частично замкнутым (см. рис. 2.16, в) и полностью замкнутым (рис. 2.17) циклом в I стадии измельчения.

Широкое применение в открытом цикле I стадии измельчения (см. рис. 2.16, а, б) стержневых мельниц обусловлено не только тем, что в данной операции они снижают, по сравнению с шаровыми, ошламование ценных компонентов, но и тем, что при тонком конечном измельчении руды производительность шаровых мельниц на мелком питании повышается.

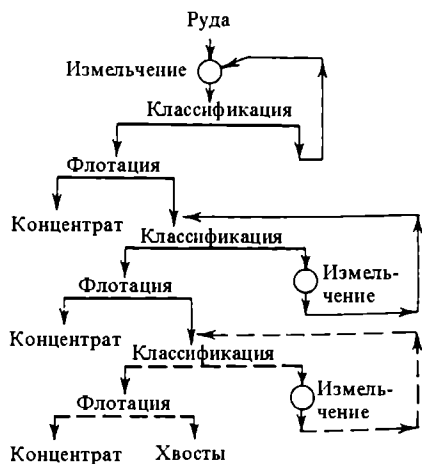
Схемы с частично замкнутым циклом в I стадии измельчения (см. рис. 2.16, в) применяют при неблагоприятном соотношении объемов мельниц II и I стадий и необходимости улучшения использования объема мельниц I стадии измельчения (на фабрике «Медет» и др.).

Схемы с замкнутым циклом в I стадии измельчения (см. рис. 2.17) применяют при необходимости получения более тонкоизмельченного продукта или использования межцикловых

а



б



в

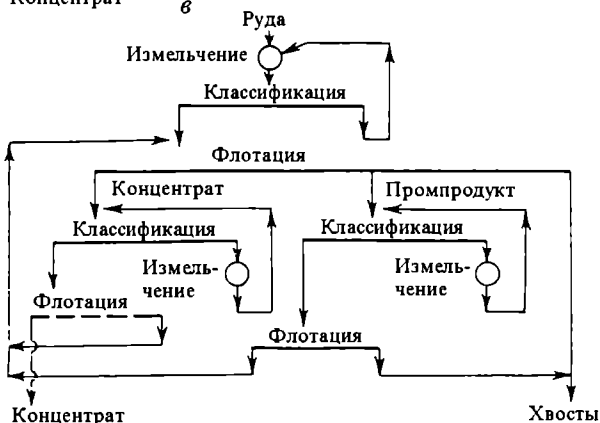


Рис. 2.17. Принципиальные трехстадиальные схемы измельчения и флотации

обогащения (например, на Алмалыкской свинцовой, Среднеуральской и других фабриках). Сложность двух- и трехстадиальных схем измельчения и обогащения при этом увеличивается с возрастанием сложности характера вкрапленности и склонности извлекаемых минералов к переизмельчению. Схемы, представленные на рис. 2.17, характеризуют наиболее широко используемые на практике принципиальные варианты построения таких схем.

По схеме, показанной на рис. 2.17, а и предусматривающей выделение после относительно грубого измельчения в I стадии отвальных хвостов и бедного (часто коллективного) концентрата, подвергаемого доизмельчению и селективной флотации во II или во II и III стадиях, обогащают руды, в которых извлекаемые минералы тесно связаны между собой, но их агрегаты могут быть легко отделены от минералов вмещающих пород уже при грубом измельчении. Это позволяет резко снизить стоимость измельчения, поскольку измельчению до конечной крупности и перефлотации подвергается только концентрат.

По схеме, представленной на рис. 2.17, б, с выделением после относительно грубого измельчения в I стадии готового или достаточно богатого концентрата и богатых хвостов с последующим доизмельчением и обогащением их во II или во II и III стадиях могут обогащаться руды, в которых наряду с крупной вкрапленностью имеются тонкие включения извлекаемых минералов во всей массе вмещающей породы. Такие схемы реализуют принцип «не дробить ничего лишнего» и позволяют существенно уменьшить переизмельчение полезных минералов, улучшить селективность их разделения и тем самым повысить технико-экономические показатели обогащения.

По схеме, показанной на рис. 2.17, в, предусматривается выделение после предварительного измельчения в I стадии готового концентрата, бедных хвостов и промпродукта с высоким содержанием сростков, который доизмельчают и подвергают флотации во II стадии. В странах СНГ такие схемы применяют обычно в более сложном исполнении, когда доизмельчают и другие продукты флотации. Применение таких схем позволяет: во-первых, ликвидировать большие циркулирующие потоки, стабилизировать ход процесса и улучшить условия флотации исходного материала; во-вторых, создать оптимальные условия обработки и флотации промежуточных продуктов, существенно отличающихся от оптимального режима флотационного обогащения исходной руды; в-третьих, избежать переизмельчения, снизить стоимость обогащения и повысить качество концентратов.

При флотационном обогащении руд по сложным схемам для поддержания оптимальной плотности пульпы в каждой

операции приходится иногда применять специальные меры по разбавлению (например, перед их перемешкой) или сгущению продуктов (например, промпродуктов или коллективных концентратов) перед их доизмельчением или дальнейшей флотационной переработкой. При этом сгущение пульпы перед флотацией или магнитной сепарацией позволяет также удалить растворимые соли и шламы, оказывающие вредное влияние на процесс обогащения; несколько усреднить и стабилизировать его питание за счет повышения плотности флотируемого материала, уменьшить расход реагентов, сократить фронт флотации или магнитной сепарации и удельный расход электроэнергии. Сгущение продукта обогащения перед его доизмельчением и загрузка его в мельницу (например, на фабриках «Холден», «Гайская» и др.) позволяет, в свою очередь, освежить грани всех зерен, а не только зерен песковой части пульпы, как это происходит в обычных условиях. Сгущение между циклами, например, флотации обеспечивает возможность осуществления поциклового водооборота и за счет этого сокращения не только расхода реагентов, но и попадания нежелательных реагентов в последующий цикл флотационного обогащения. Для этой цели устанавливают, например, сгустители (на фабриках «Чайно» и «Балхашская»).

При высокой стоимости шаров и возможности выделения из руды в необходимых количествах рудной гали, предотвращения влияния на флотацию ионов и соединений железа, образующихся в пульпе при измельчении в обычных мельницах, более целесообразны при переработке руд с тонкой вкрапленностью минералов *схемы с рудно-галечным измельчением* (рис. 2.18). Такие схемы нашли применение на золотых («Онтарио», «Ренаби» и др.), медно-никелевых («Камбалда» и др.), урановых («Коукр», «Нордак»), полиметаллических («Бьютт», «Пюхасалми», «Керетти», «Каталахти» и др.) и других фабриках («Ренд», «Мирайсприит», «Нептун»). Наибольшее распространение получили двухстадиальные схемы с первичным и вторичным рудно-галечным измельчением (рис. 2.18, *а*), а также двухстадиальные схемы со стержневым или шаровым измельчением в I стадии и рудно-галечным измельчением во II стадии (рис. 2.18, *б*). Несмотря на снижение

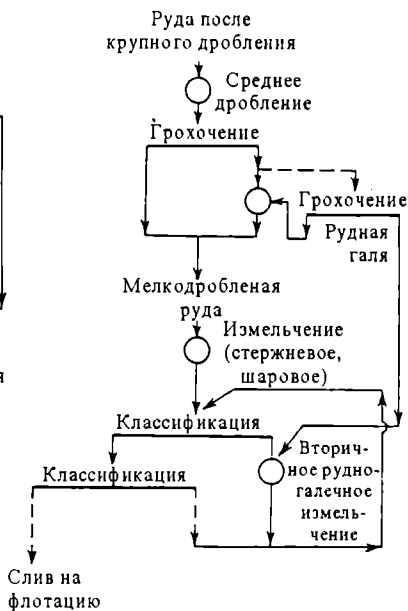
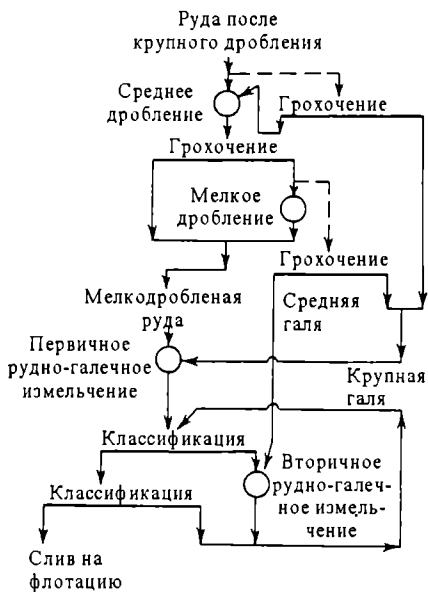


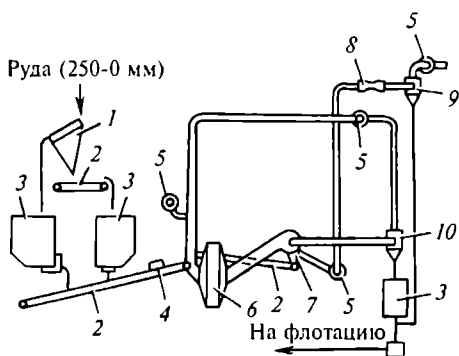
Рис. 2.18. Двухстадийные схемы с рудно-галечным измельчением

производительности мельниц на 30—50 % при переходе во II стадии с шарового на рудно-галечное измельчение, установка дополнительных мельниц (например, на фабриках Финляндии) окупается обычно за два года. Схемы с само- и полусамозмельчением находят все большее применение при переработке медных и медно-молибденовых руд, особенно на фабриках большой производительности. Использование их позволяет исключить из схемы рудоподготовки операции среднего и мелкого дробления, а также первую или обе стадии измельчения — в стержневых и шаровых (или рудно-галечных) мельницах. Кроме того, исключаются конвейерный транспорт и система обеспыливания, связанные с промежуточными стадиями дробления, а также бункерование (складирование) мелкодробленой руды.

Фабрика «Мангула» — одна из немногих фабрик в мире, на которой перерабатывают руды с применением сухого измельчения в мельницах типа «Аэрофол» (рис. 2.19).

Рис. 2.19. Схема цепи аппаратов рудоподготовительного отделения фабрики «Мангула»:

1 — вибрационный колосниковый грохот «Гризли»; 2 — ленточные конвейеры; 3 — бункеры; 4 — конвейерные весы; 5 — вентиляторы; 6 — мельница «Аэрофол»; 7 — горизонтальный воздушный классификатор; 8 — трубка Вентури; 9 — гидросепаратор; 10 — гидроциклоны

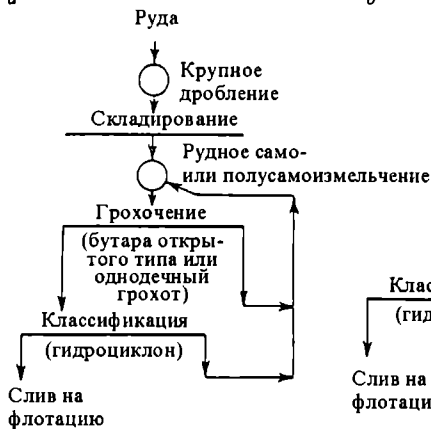


Одностадиальные схемы с мокрым рудным само- или полусамоизмельчением (рис. 2.20, а) также применяют сравнительно редко («Кобар», «Камото», «Гендерсон» и др.). Причинами этого являются невыполнение обязательных для этого условий: достаточное и относительно постоянное содержание в руде крупнокускового (+100 мм) твердого материала, выполняющего роль измельчающей среды, и отсутствие в руде более крепких, чем основная масса, разностей, вызывающих образование и аккумуляцию в мельнице рудного самоизмельчения гальки критических размеров, отрицательно влияющей на эффективность измельчения. Применение стальных шаров для предотвращения данного явления не всегда приносит желаемые результаты, так как шары интенсивно разрушают не только гальку и обломки промежуточных классов, но и крупнокусковую руду, увеличивая при этом содержание гальки критических размеров.

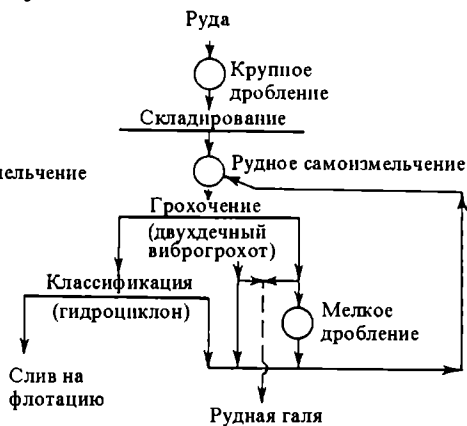
Большой гибкостью и универсальностью обладают схемы с дроблением кусков критического размера в разгрузке мельниц само- или полусамоизмельчения в короткокonusных дробилках (рис. 2.20, б, в). Они особенно предпочтительны при переработке крепких и вязких руд, например, на фабриках «Семилкамин» и «Эртсберг» (рис. 2.21). Возможность выделения рудной гали при этом позволяет организовать рудно-галечное доизмельчение, например, концентратов или промпродуктов.

Наибольшее распространение в мировой практике получили *двухстадиальные схемы с самоизмельчением* (рис. 2.22 и 2.23). Исходную руду по этим схемам часто классифицируют

а



б



в

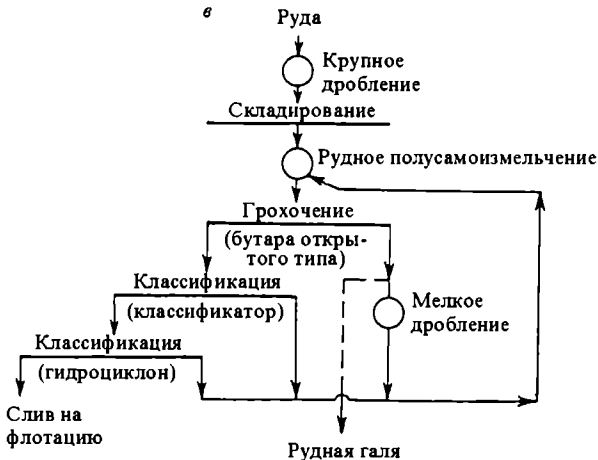


Рис. 2.20. Одностадийные схемы полного рудного само- и полусамозмельчения (а) и с операцией дробления кусков критической крупности в разгрузке мельницы (б, в)

на классы +100 (75) и -100 (75) мм для стабилизации питания мельниц само- или полусамозмельчения в I стадии. Во II стадии используют шаровые (см. рис. 2.22) или рудно-галечные (см. рис. 2.23) мельницы.

Схемы с шаровым измельчением во II стадии (см. рис. 2.22) нашли применение на крупных обогатительных фабриках («Айленд Коппер», «Лорнекс», «Пима» и др.).

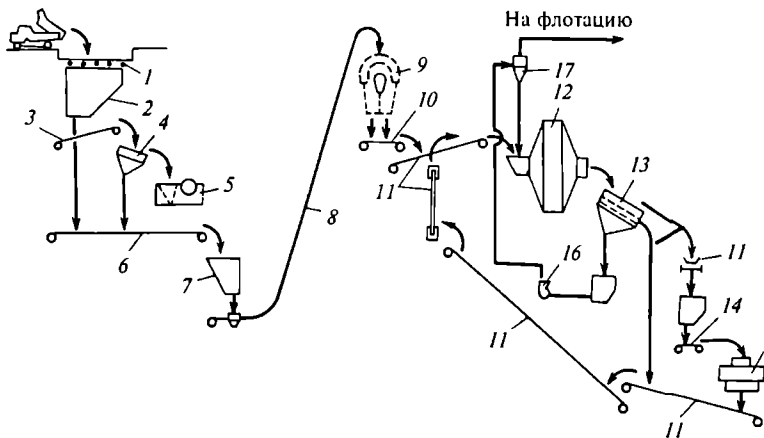


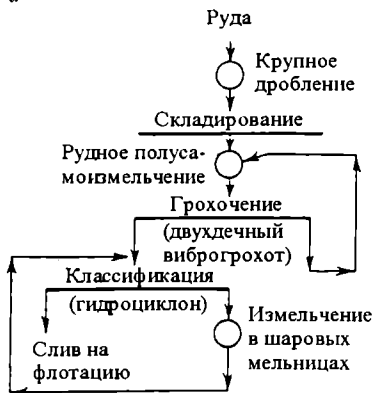
Рис. 2.21. Схема цепи аппаратов рудоподготовительного комплекса фабрики «Эртсберг»:

1 — предохранительная решетка; 2 — бункер; 3, 10 — питатели пластинчатые; 4 — грохот колосниковый; 5 — дробилка щековая; 6 — конвейер ленточный; 7 — бункеры крупнодробленой руды для погрузки в вагонетки канатной дороги; 8 — канатная дорога; 9 — скреперный склад; 11 — конвейеры цикла рудного самоизмельчения; 13 — грохот двухдечный вибрационный; 14 — питатель; 15 — дробилка конусная; 16 — насос песковый; 17 — гидроциклон

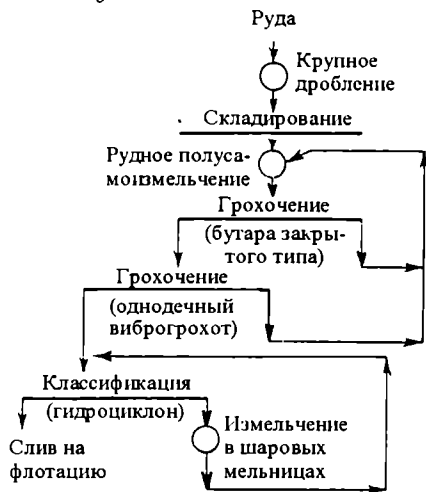
По схеме, изображенной на рис. 2.22, а, разгрузка мельницы рудного полусамоизмельчения подвергается грохочению на двухдечном вибрационном грохоте, верхний класс которого возвращается в мельницу ленточными конвейерами. Грохочение разгрузки мельницы рудного полусамоизмельчения по схеме, представленной на рис. 2.22, б, осуществляют в бутаре закрытого типа, нижний продукт которой насосом подают на однодечный вибрационный грохот, установленный выше мельницы. Это исключает необходимость в ленточных конвейерах и в отдельных насосах для нижнего продукта вибрационного грохота. Схема на рис. 2.22, в с включением между стадиями дробилки мелкого дробления — наиболее надежная в эксплуатации при переработке руд с неустойчивыми физическими свойствами.

Схемы с рудно-галечным измельчением во II стадии (см. рис. 2.23) применяют при измельчении медных («Айтик») и некоторых полиметаллических («Вассбо», «Байя Маре») руд. Из них схема, изображенная на рис. 2.23, а, предпочтительна, ко-

а



б



в

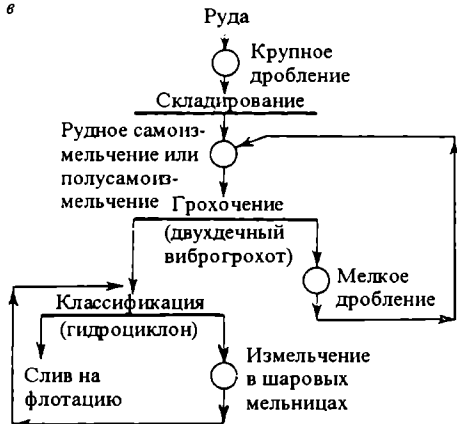


Рис. 2.22. Двухстадийные схемы с само- и полусамомизмельчением в I стадии и шаровым измельчением во II стадии

гда фракция критической крупности представлена мелкими классами, додрабливание которых в дробилке нецелесообразно. Схемы полного рудного самоизмельчения, осуществление которых возможно при наличии рудной галли, получаемой извне (см. рис. 2.23, б) или выделяемой из разгрузки мельницы рудного самоизмельчения (см. рис. 2.23, а), применимы для руд, не образующих в мельнице рудного самоизмельчения фракций критической крупности. Схемы, представленные на 2.23, б и в, целесообразно применять для руд, при

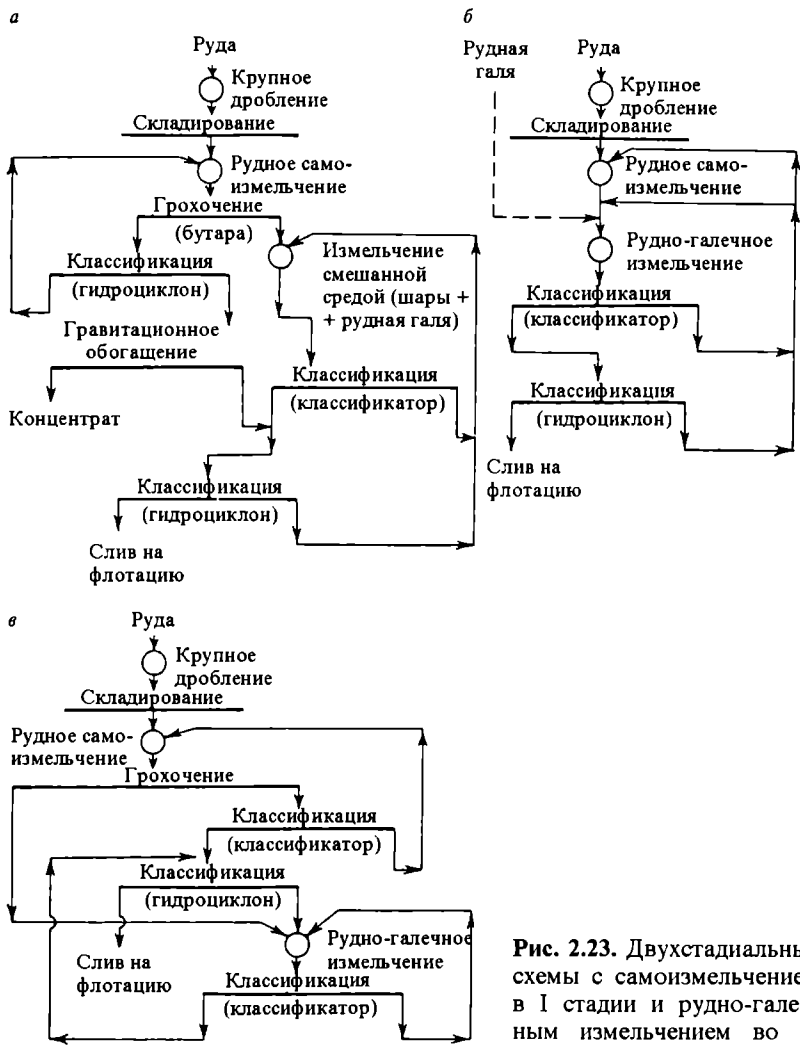


Рис. 2.23. Двухстадиальные схемы с самоизмельчением в I стадии и рудно-галечным измельчением во II стадии

самоизмельчению которых зерна критической крупности образуются в ограниченном количестве и полностью используются в качестве рудной галли во II (и III) стадии измельчения.

Дополнительная литература [2, 12, 16, 20, 36, 41, 46, 49].

3.1. Медные руды

3.1.1. Минеральный состав и технологические задачи при обогащении руд

Медь извлекают из сульфидных, окисленных и смешанных медных и медно-пиритных руд.

К промышленным сульфидным рудам относятся руды, содержащие более 0,3—0,4 % меди, которая не менее чем на 85—90 % представлена сульфидными минералами (халькопиритом, борнитом и халькозином). Неизменным спутником сульфидов меди в рудах является сульфид железа — пирит.

Окисленные и смешанные медные руды находятся в верхних горизонтах месторождений меди. К легкофлотируемым окисленным медным минералам относятся малахит, азурит, атакамит, куприт, тенорит; к труднофлотируемым — хризоколла, диоптаз, практически неизвлекаемые алюмосиликаты и фосфаты меди, а также медь, тесно связанная с гидроксидами железа и марганца.

Основным методом обогащения окисленных и смешанных руд является флотация. Гравитационные и магнитные методы обогащения играют подчиненную роль. При этом решаются задачи эффективного отделения сульфидных и окисленных минералов меди от породы, разделения сульфидов меди и железа, получения окисленных концентратов, повышения комплексности использования сырья за счет доизвлечения благородных металлов, магнетита и других ценных компонентов в отдельные продукты или концентраты. Из труднофлотируемых и «упорных» руд медь извлекают гидрометаллургическими методами или по комбинированным схе-

мам, предусматривающим использование методов металлургии и обогащения. Получаемые при обогащении медные концентраты содержат 15—40 % меди, пиритные концентраты — от 38 до 50 % серы и не более 1 % свинца и цинка.

3.1.2. Схемы и режимы обогащения сульфидных руд

Сульфидные медные руды в большинстве случаев характеризуются крайне неравномерной вкрапленностью минералов меди, что предопределяет необходимость использования многостадийных схем обогащения.

Сростки сульфидов меди как с пиритом, так и с минералами породы обычно удается выделить после сравнительно грубого измельчения руды: до 50—65 % класса $-0,074$ мм. Для раскрытия сростков необходимо доизмельчать или концентрат, или промежуточный продукт, или оба названных продукта обогащения до 80—95 % $-0,074$ мм (рис. 3.1). Однако схемы циклов флотации обычно просты.

В качестве собирателя при флотации сульфидов меди и железа наиболее часто используются ксантогенаты и аэрофлоты, а в качестве пенообразователей — сосновое масло, дауфрос. Если медь в рудах представлена в основном вторичными сульфидами меди, то в качестве собирателя используется смесь ксантогенатов или аэрофлотов с более сильными собирателями или аполярными маслами.

Реагентный режим флотации *пластовых руд* (рис. 3.1) обычно прост: флотацию ведут в слабощелочной среде, создаваемой известью (до 1 кг/т), в присутствии собирателя и пенообразователя. Применение высших ксантогенатов в контрольных операциях флотации обеспечивает более высокие технологические показатели по сравнению с низшими ксантогенатами и более полное извлечение в концентрат сопутствующих редких, цветных и благородных металлов.

Флотация сульфидных медных руд со *средним содержанием пирита* осуществляется по схеме коллективной флотации с последующим разделением коллективного концентрата на медный и пиритный или по схеме селективной флотации с последовательным выделением медного и пиритного концентратов. Более экономичной из них является схема коллективно-селективной флотации.

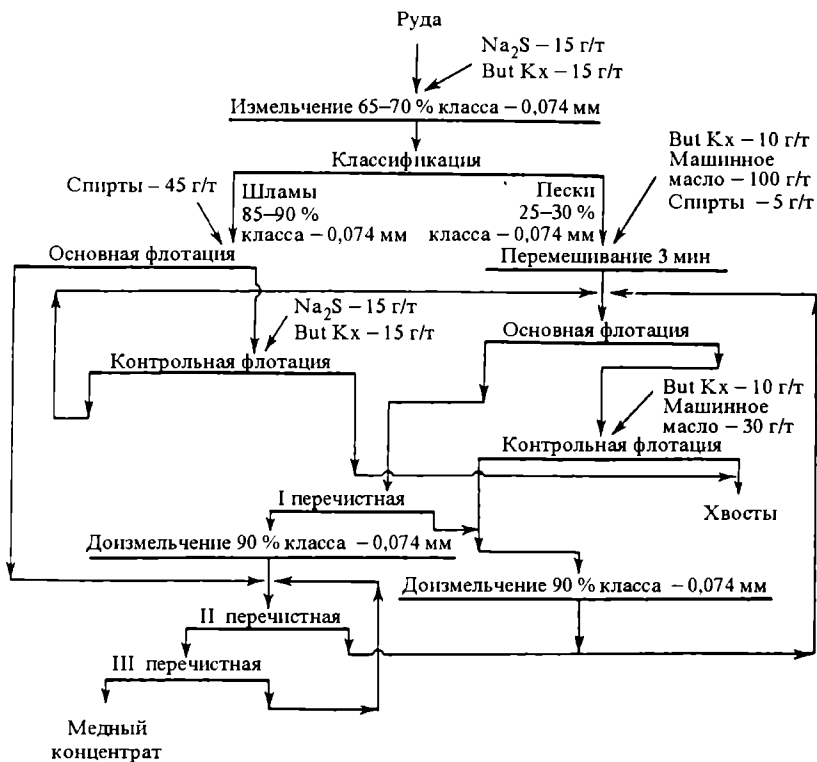


Рис. 3.1. Технологическая схема обогащения сульфидных медных руд Дезказганского месторождения

Значение рН при коллективной флотации не превышает 7,5, чтобы обеспечить эффективную флотацию сульфидов железа в концентрат. Селективная флотация руд и разделение коллективного медно-пиритного концентрата осуществляются обычно в известковой среде при рН меньше 10, чтобы обеспечить эффективную депрессию сульфидов железа. Расход извести при этом зависит от содержания пирита и степени затронутости руды процессами окисления и находится в пределах 1—5 кг/т.

Разделение сульфидов меди и железа при флотационном обогащении *сплошных медно-пиритных руд* ведут по селективной схеме в сильнощелочной среде (рН 10—12), создаваемой загрузкой извести (до 15—20 кг/т) обычно после аэрации

пульпы перед флотацией для окисления сульфоксидных соединений, солей двухвалентного железа и дополнительной депрессии пирротина и пирита. Хвосты медной флотации являются готовым пиритным концентратом, если содержание породы в исходной руде не превышает 10—15 %. В иных случаях пиритные концентраты получают перефлотацией хвостов медной флотации после их сгущения и последующего разбавления свежей водой или кислыми рудничными водами. Для повышения качества пиритных концентратов иногда практикуют обесшламливание их в гидроциклонах.

3.1.3. Схемы и режимы флотационного обогащения окисленных и смешанных руд

Различие сростков и вкрапленности сульфидов и оксидов меди, их флотационных свойств и склонности окисленных медных минералов к переизмельчению привело к широкому использованию на фабриках раздельной флотации сульфидных и окисленных минералов меди.

Коллективную флотацию сульфидов меди и железа проводят в слабощелочной среде (рН до 8,5), а значительную часть собирателя для гидрофобизации сульфидов подают обычно в мельницу. Получаемые коллективные медно-пиритные концентраты разделяют в известковой среде при рН больше 10. При значительной активации сульфидов железа солями меди и недостаточной эффективности депрессии их в известковой среде разделение коллективного концентрата проводят в слабощелочной среде (рН меньше 9) с добавками цианида (до 200 г/т).

Флотация окисленных минералов меди с оксигидрильными собирателями используется (например, на фабрике «Катанга») при кремнистой или глинистой породе в руде с небольшим содержанием карбонатов и гидроксидов железа в ней. При этом хорошо извлекается только малахит, гораздо хуже — куприт, совсем плохо — хризоколла и другие силикаты меди.

Флотация окисленных минералов меди с сульфгидрильными собирателями после предварительной сульфидизации является наиболее распространенным методом обогащения руд с карбонатной и сильноожелезненной породой, когда

применять жирные кислоты, их мыла и другие оксигидрильные собиратели практически нельзя. Наиболее распространенным реагентом-сульфидизатором на фабриках является гидросульфид натрия или оксид его с сернистым натрием. На всех фабриках сульфидизатор (0,3—2 кг/т) подают стадийно: в несколько приемов по фронту основной и контрольной флотации, чтобы получить более плотную пленку сульфида меди на поверхности сульфидизируемых минералов. Оптимальное значение рН пульпы при флотации окисленных медных руд после сульфидизации равно примерно 9. Извлечение окисленной меди обычно повышается в следующих случаях: при совместной загрузке ксантогената и аэрофлота, подаче до 40 % собирателя в мельницу, применении высших ксантогенатов, добавке к собирателю технических продуктов, содержащих аполярные углеводороды. Применение сильных собирателей (меркаптанов, высших ксантогенатов и др.) может обеспечить также увеличение извлечения присутствующих в руде благородных металлов. Депрессия флотации минералов породы чаще всего осуществляется загрузками жидкого стекла. Основные потери окисленной «свободной» меди наблюдаются в тонких классах, особенно при переработке сильношламистых руд. Для повышения эффективности переработки таких руд на ряде фабрик (см. рис. 3.1) используют схему с раздельной флотацией песков и шламов. На некоторых зарубежных фабриках («Банкрофт», «Нчанга» и др.) при флотации окисленных минералов меди после предварительной сульфидизации используется смесь сульфгидрильных и оксигидрильных собирателей.

3.1.4. Комбинированные схемы с предварительным кислотным выщелачиванием меди

Комбинированные схемы с предварительным кислотным выщелачиванием меди широко применяются в следующих случаях:

- переработка труднообогатимых руд, в которых медь представлена в основном «связанной» медью, в виде хризоколлы, фосфатов и алюмосиликатов меди, а также медью, связанной с гидроксидами железа и марганца или пропитывающей пустую породу, когда флотация не обеспечивает удовлетворительного ее извлечения;

- наличие в рудах минералов породы, исключающих возможность селективного отделения их от медных минералов, или растворимых минералов меди, не позволяющих без значительного усложнения технологической схемы получать приемлемые показатели обогащения;
- вовлечение в эксплуатацию бедных или забалансовых руд, вскрышных пород и хвостовых отвалов, сложный вещественный состав которых и низкое содержание меди делают практически невозможным применение для их переработки традиционных схем и процессов обогащения.

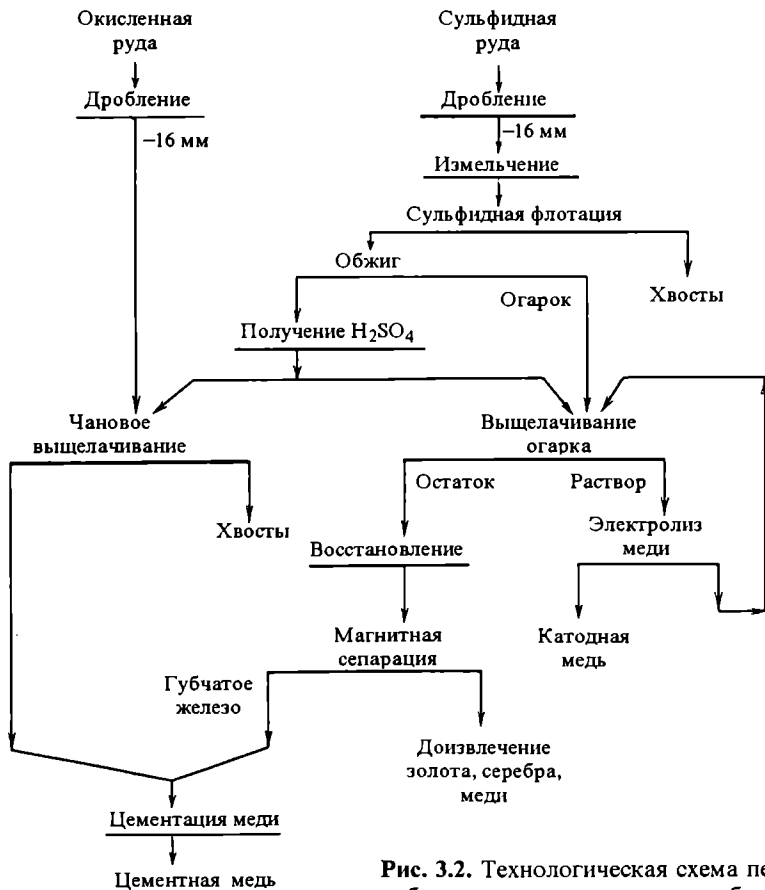


Рис. 3.2. Технологическая схема переработки руд на медном комбинате «Лейкшор»

Предварительное кислотное выщелачивание во всех этих случаях обеспечивает вполне удовлетворительное извлечение меди в раствор, если исходная руда или материал не содержат значительных количеств карбонатных и других кислоторастворимых минералов породы. Основным растворителем при выщелачивании окисленных медных минералов является серная кислота (1,5—15 кг/кг меди). Выщелачивание осуществляется подземным, кучным или чановым способами.

Для выделения меди из растворов выщелачивания при переработке окисленных и смешанных руд по комбинированным схемам используют: электролиз; цементацию железом; осаждение известью в виде гидроксида меди или сернистым натрием в виде сульфидов меди; сорбцию на твердых ионообменных смолах; жидкостную экстракцию с последующим электролитическим осаждением меди. Наиболее часто в настоящее время применяют цементацию железом и жидкостную экстракцию с последующим электролизом меди.

Примером комплексного использования сырья при одновременной переработке сульфидных и окисленных руд на предприятии является технология, принятая, например, на комбинате «Лейкшор» (рис. 3.2).

3.1.5. Комбинированные схемы с предварительным восстановительным обжигом руды и последующей флотацией

Комбинированные схемы с предварительным восстановительным обжигом руды и последующей флотацией образующихся зерен металлической меди используют для переработки окисленных медных руд, не пригодных к выщелачиванию вследствие высокого содержания в них кислоторастворимых карбонатов породы, для извлечения меди из труднообогатимых руд с высоким содержанием силикатов, сложных алюмосиликатов и алюмофосфатов меди и медьсодержащих гидроксидов железа.

Промышленное применение за рубежом (в Чили, США, Перу, Мавритании, Замбии, Японии и др.) получил сегрегационно-флотационный процесс. Он включает сегрегационный обжиг измельченной руды с добавками (0,5—2 %) твердого

углеродистого восстановителя (кокса, угля) и поваренной соли (NaCl) в течение 10—60 мин при температуре 700—850 °С. В результате протекающих реакций при обжиге медь восстанавливается до металлической с одновременным укрупнением восстановительных частиц до 80—10 мкм. Полученный огарок охлаждают без доступа воздуха и подвергают флотации с сульфгидрильным собирателем (100—300 г/т) и добавками пенообразователя. В богатый по меди концентрат, содержащий обычно 35—70 % меди при извлечении ее около 90 %, в процессе флотации извлекаются также имеющиеся в руде висмут и благородные металлы.

Сегрегационно-флотационный процесс обеспечивает наиболее высокое извлечение металлов при переработке труднообогатимых окисленных и смешанных медных руд. Однако он является одновременно наиболее сложным и дорогим процессом, требующим для своего осуществления значительных затрат на строительство обжигового цеха. Процесс обычно не экономичен, если руда содержит менее 3 % меди, и это существенно ограничивает возможность переработки больших количеств сложных по составу медных руд с его применением.

3.1.6. Комплексность использования медных руд

В медных и медно-пиритных рудах часто содержится золото. Улавливание свободного золота в цикле измельчения и классификации осуществляется посредством установки отсадочных машин, центробежно-гидравлических ловушек, щелевых (струйных) концентраторов (устанавливаемых на песках классификатора с уклоном 12—14° вместо пескового желоба), флотационных камер с ловушкой для золота. На шлюзах с ворсистой поверхностью извлекают мелкое золото из промпродуктов, на кордеревых шлюзах — из хвостов флотации и других продуктов. В цикле перемешивания черновой концентрат пропускают через короткоконусный гидроциклон или щелевой шлюз (концентратор). В песках гидроциклона или концентрате шлюза концентрируются трудно-флотируемые частицы золота (крупные зерна с покровными образованиями, пластинки со вкванными в их поверхность минералами породы, сростки и др.), с трудом перешедшие в черновой концентрат и легко теряемые при перемешивании.

Золото, связанное с сульфидами меди и неизвлеченное гравитационными методами, «свободное» золото выделяют обычно флотацией с применением сульфгидрильных собирателей в золотомедный концентрат или непосредственно из руды, подавляя пирит и другие сульфиды железа, или по схеме с предварительным получением коллективного золотомедно-пиритного концентрата и последующим разделением его на золотомедный и пиритный продукты.

На некоторых фабриках принимают специальные меры для извлечения имеющейся в рудах водорастворимой меди. Так, на фабрике «Маунт Морген» руду перед измельчением промывают в реечных классификаторах и из жидкой фазы их слива цементируют медь на железной стружке. В осадок извлекают до 2 % всей меди, получаемой на фабрике.

С целью повышения комплексности использования медно-магнетитовых руд их подвергают флотации и магнитной сепарации с получением медного и железного концентратов («Палабора», «Тоledo», «Филекс» и другие фабрики).

Хвосты обогащения на ряде фабрик сгущают и используют для закладки горных выработок или перерабатывают для извлечения из них минералов тяжелых, редких или радиоактивных металлов, фосфатов, вермикулита, кварцевых и других продуктов.

3.2. Медно-молибденовые руды

3.2.1. Минеральный состав и технологические задачи при обогащении руд

Основным типом медно-молибденовых руд являются медно-порфиновые руды. Молибден в них представлен молибденитом, медь — как первичными, так и вторичными сульфидами; нерудные минералы — в основном кварцем и различным соотношением других минералов: серицита, хлорита, талька, кальцита, флюорита, полевого шпата, турмалина и апатита.

При обогащении медно-молибденовых руд решаются задачи отделения сульфидных минералов от минералов вме-

щающих пород, разделения сульфидных минералов с получением одноименных концентратов, доизвлечения благородных металлов, окисленных минералов меди и комплексного использования несulfидной части руды в условиях водооборота и оптимизации процесса средствами автоматизации.

3.2.2. Схемы и режимы получения медно-молибденовых концентратов

Перерабатываемые медно-молибденовые руды содержат 0,2—2 % меди и 0,008—0,1 % молибдена и характеризуются относительно крупной вкрапленностью основной массы сульфидных минералов в породе при тесном взаимном проращении части сульфидов. Этим особенностям вещественного состава медно-порфириновых руд отвечает применяемая практически на всех обогатительных фабриках, перерабатывающих медно-молибденовые руды, схема коллективной флотации сульфидов с последующим их разделением (рис. 3.3). Она включает циклы рудной флотации, доизмельчения черного коллективного концентрата (обычно до 90—95 % класса $-0,074$ мм), получения медно-молибденового концентрата с выделением пирита в виде хвостов промпродуктового цикла и разделения медно-молибденового концентрата.

Повышению качества концентратов и извлечения в них металлов при переработке руд с высоким содержанием шламуемых минералов способствует применение схемы с раздельной флотацией песков и шламов (на Алмалыкской фабрике и др.), схемы обогащения с грубым помолом руды и дофлотацией сульфидов из песковой части хвостов флотации после ее доизмельчения (на фабрике «Эль Сальвадор» и др.) или без доизмельчения (на Балхашской фабрике и др.).

В качестве собирателя сульфидов меди и молибдена в коллективном цикле применяют ксантогенаты, дитиофосфаты, диксантогениды, минереки, реагент Z-200 и аполярные масла; в качестве пенообразователей — спиртовые реагенты, пенообразующее действие которых изменяется незначительно в присутствии аполярных собирателей (сосновое масло,

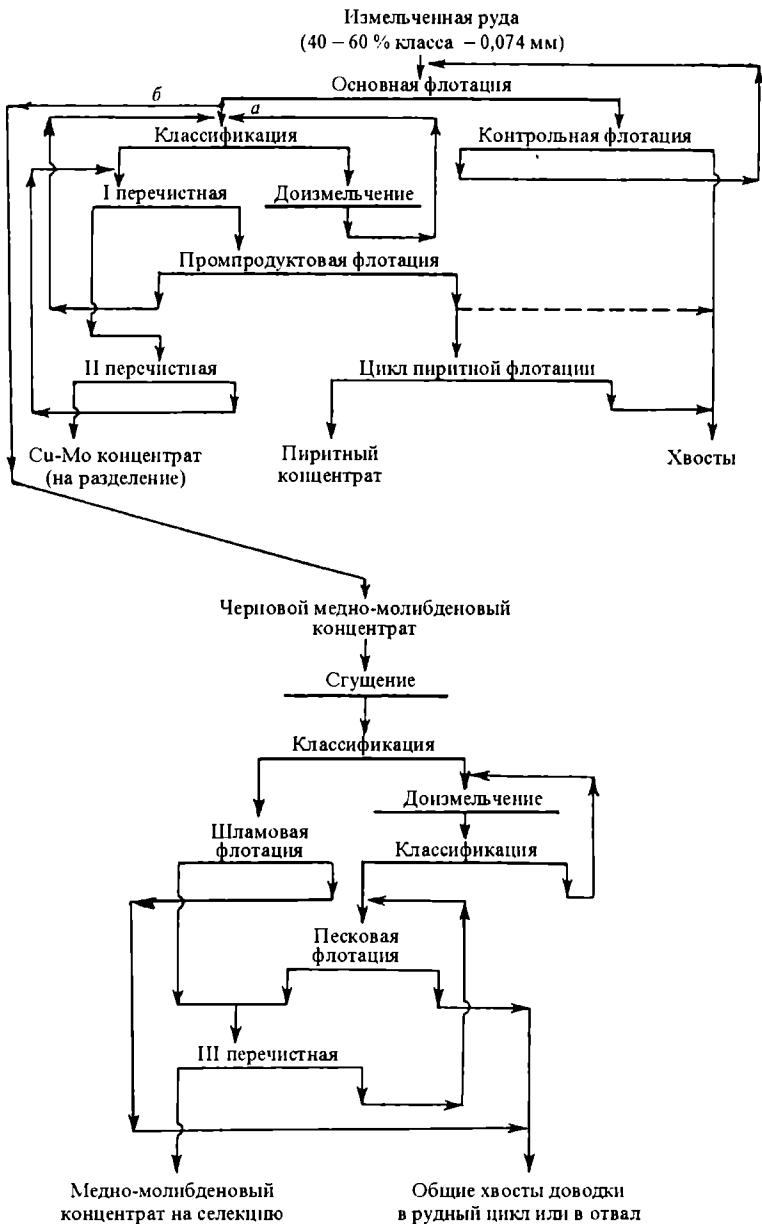


Рис. 3.3. Схема получения и доводки черновых медно-молибденовых концентратов

метилизобутилкарбинол, Т-80, ОПСБ и их сочетание). Повышению извлечения меди и молибдена в коллективный концентрат при флотации способствует применение подавителей пустой породы (жидкое стекло, гексаметафосфат натрия и др.).

Коллективная флотация всех сульфидов меди, молибдена и железа осуществляется в нейтральной или слабощелочной среде, создаваемой или содой, или небольшими загрузками сернистого натрия (0,1—0,3 кг/т), подаваемого для активации флотации окисленных медных минералов, пептизации шламов и улучшения физических свойств пульпы. Доводку коллективных медно-молибденовых концентратов проводят обычно в щелочной среде, создаваемой известью при рН от 8,5 до 11,5, обеспечивающей эффективную депрессию флотации сульфидов железа.

Получаемый коллективный медно-молибденовый концентрат содержит около 10—30 % меди и 0,1—0,9 % молибдена. Перед разделением он обычно сгущается и подвергается окислительной пропарке с известью (1 кг/т) в течение 1—4 ч при температуре 85—95 °С, обработке сернистым натрием, окислителями или низкотемпературному обжигу с целью удаления с поверхности минералов или разрушения большей части собирателя.

3.2.3. Режимы разделения медно-молибденовых концентратов

Для разделения коллективных медно-молибденовых концентратов практически на всех фабриках используют методы, основанные на депрессии сульфидов меди флотации молибденита. Выбор режима депрессии зависит в основном от вещественного состава коллективного концентрата.

При обогащении руд, в которых медь представлена в основном халькопиритом, разделение медно-молибденовых концентратов проводится обычно с применением сульфида, гидросульфида натрия в сильнощелочной среде (рН 10—12)

при высоких расходах реагента (0,5—20 кг/т коллективного концентрата), обеспечивающих высокую концентрацию сульфидных ионов в пульпе, благодаря чему достигается десорбция собирателя с поверхности сульфидов меди и железа и депрессия их флотации. Наиболее совершенными при этом являются технология «паровой» флотации при температуре 70—80 °С (на Алмалыкской фабрике и др.) и технология с использованием азота вместо воздуха или пара при обычной температуре (на Балхашской фабрике и др.).

На фабриках, перерабатывающих халькозиновые руды, депрессия сульфидов меди достигается посредством применения реагентов «Ноукс» и «Анимол Д» или ферро- и феррицианидов.

3.2.4. Комплексность использования сырья

Из медно-молибденовых руд с преобладанием халькопирита и содержанием меди в руде 0,2—0,7 % получают медные концентраты, содержащие 21—29 % меди при извлечении ее 75—90 %, а из руд с преобладанием халькозина и содержанием меди 0,4—1,6 % — медные концентраты, содержащие 29—50 % меди при извлечении ее 83—92 %. Из сравнительно богатых медно-молибденовых руд с содержанием молибдена 0,01—0,09 % получают молибденовые концентраты с содержанием 40—57 % при извлечении 30—90 %.

Одна из принципиально возможных схем безотходной переработки медно-молибденовых руд приведена на рис. 3.4.

Для улавливания и выделения «свободного» золота в различных точках технологической схемы используют гравитационные методы (отсадка), щелевые концентраторы, центробежные сепараторы, шлозовые поверхности в линии самоходного транспорта хвостов в хвостохранилище. Извлечение окисленного молибдена и меди осуществляется из растворов кучного выщелачивания руд слабым раствором серной кислоты.

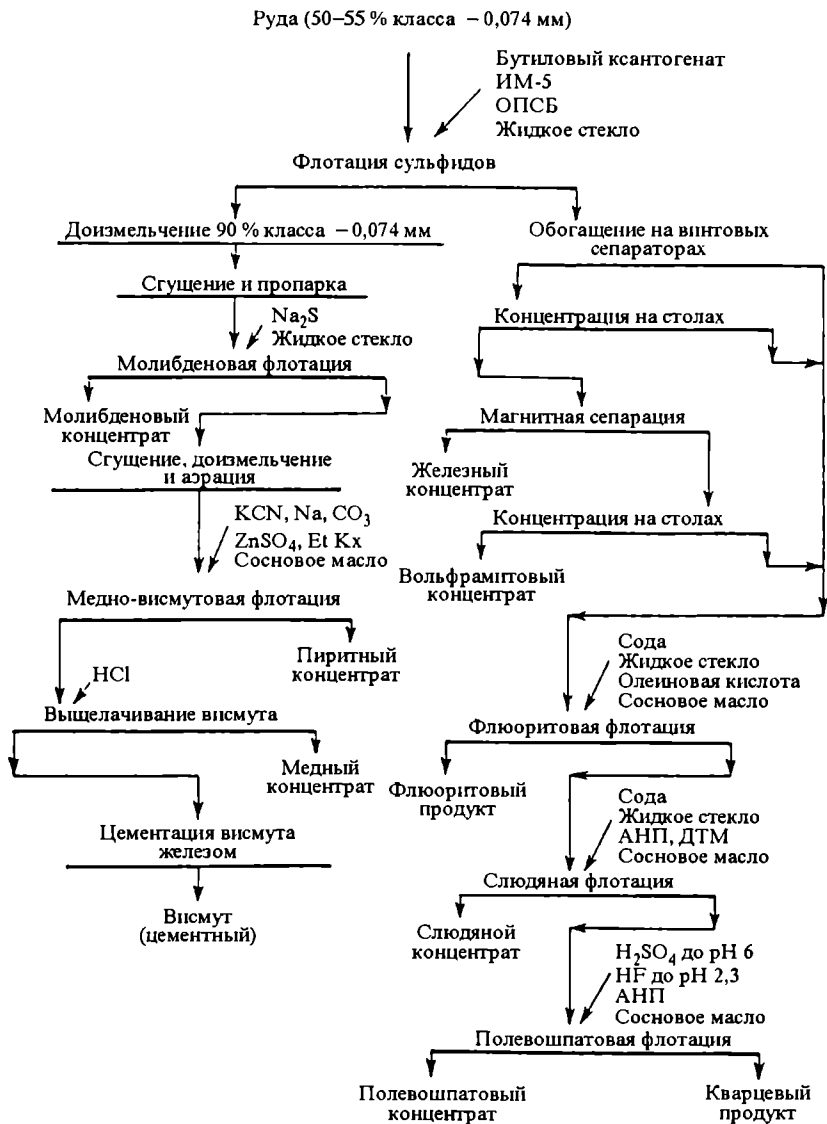


Рис. 3.4. Принципиальная технологическая схема безотходной переработки медно-молибденовых руд

3.3. Медно-никелевые руды

3.3.1. Минеральный состав и технологические особенности руд

Сульфидные медно-никелевые руды являются источником не только никеля и меди, но и серы, золота, серебра, кобальта, палладия, платины, селена, теллура и других редких и рассеянных элементов, тесно связанных с сульфидами основных металлов, иногда с породой. Сульфиды никеля в них представлены основным промышленным никелевым минералом — пентландитом, миллеритом и никеленосным пирротинном, имеющим магнитную (моноклинный пирротин) и немагнитную (гексагональный пирротин) разновидности; сульфиды меди — халькопиритом и его разновидностями кубической модификации. Нерудная часть состоит преимущественно из оливина, пироксена, плагиоклазов и вторичных образующихся при их окислении минералов: серпентина, талька, серицита, хлорита, слюд, а также глинистого вещества.

Вследствие тонкой вкрапленности сульфидов как в сплошных, так и вкрапленных рудах основным способом обогащения медно-никелевых руд является флотация, в процессе которой могут получать медные, никелевые, пирротиновые и медно-никелевые концентраты. Окисленные силикатные руды — гарниеритовые и особенно латеритовые — непосредственной переработке методами обогащения не поддаются и требуют разработки комбинированных схем, предусматривающих предварительную пиро- или гидрометаллургическую обработку руды перед операциями обогащения.

3.3.2. Схемы обогащения сульфидных руд

На фабриках применяют в основном три группы схем: флотации с получением коллективного медно-никелевого концентрата, коллективной флотации сульфидов с последующим разделением полученного концентрата на медный и никелевый и комбинированные магнитно-флотационные схемы с получением как коллективных, так и одноименных концентратов.



Рис. 3.5. Принципиальная технологическая схема обогащения медно-никелевых руд на фабрике «Замбейлз»

Схема коллективной флотации минералов меди и никеля из исходной руды без последующего разделения коллективного концентрата (рис. 3.5) обычно применяется, если отношение содержания меди к никелю в концентрате не превышает 2. Разделение металлов в этом случае осуществляется при металлургическом переделе концентратов. Если отношение содержания меди к никелю превышает 2, то коллективный концентрат подвергается разделению. В процессе селективной флотации получают медный, никелевый, никель-пирротинный и иногда самостоятельный пирротинный концентрат.

При использовании схем с предварительной коллективной флотацией минералов меди и никеля легче устранить загрязнение концентрата тугоплавкой породой, повысить комплексность использования сырья за счет попутного извлечения металлов платиновой группы, золота, серебра и кобальта в цикле коллективной флотации благодаря использованию сильных реагентов-собирателей без применения какого-либо специального оборудования или с использованием, например, шлюзов для улавливания крупных зерен металлов платиновой группы. По этой схеме легче осуществить стадийное обогащение с межцикловой флотацией в рудном цикле и раздельную флотацию песков и шламов при переработке шламистых медно-никелевых руд. По этим причинам схемы, предусматривающие предварительное получение коллективных медно-никелевых или медно-никелево-пирротиновых концентратов, получили в настоящее время широкое распространение на фабриках.

Комбинированные магнитно-флотационные схемы переработки медно-никелевых руд (рис. 3.6) применяют при наличии в рудах значительных количеств никеля и меди, тесно связанных с выделениями сильномагнитных (моноклинных) разновидностей пирротина.

Обогащение медно-никелевых руд осуществляют обычно по разветвленным схемам. Улучшению показателей селективной флотации минералов, снижению потерь металлов в пирротиновом концентрате и отвальных хвостах способствуют:

- применение предварительной концентрации руд, характеризующихся наличием крупных выделений сульфидов в них, с использованием методов гравитации (в тяжелых суспензиях, на отсадочных машинах, винтовых сепараторах и т. д.), магнитной сепарации и флотоотсадки;
- использование процессов самоизмельчения и рудно-галечного измельчения во второй стадии измельчения (см. рис. 3.6);
- применение раздельной флотации песков и шламов (см. рис. 3.5) и развитие стадийности обогащения в связи с легкой шламуемостью, окисляемостью и обычно неравномерной вкрапленностью сульфидов никеля и никелевого пирротина.

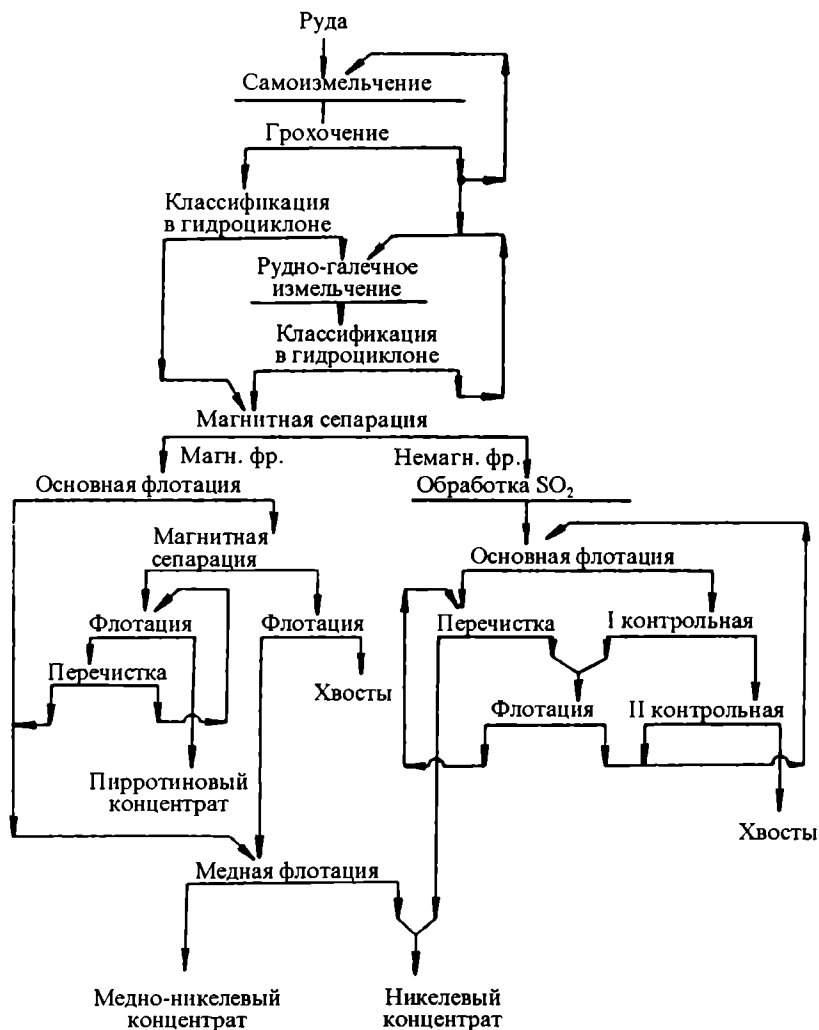


Рис. 3.6. Принципиальная технологическая схема обогащения медно-никелевых руд на фабрике «Камбалда»

Схемы циклов флотационного извлечения минералов никеля отличаются простотой: они состоят из одной, двух, редко трех операций, что объясняется легкой окисляемостью никельсодержащих минералов, приводящей к их депрессии.

3.3.3. Режимы обогащения сульфидных руд

Флотационное извлечение сульфидов меди и никеля и никеленосного пирротина в коллективный концентрат осуществляют обычно в слабощелочной содовой среде (рН 8—9) с применением ксантогенатов (100—200 г/т) и аэрофлотов (100—200 г/т). В качестве основных пенообразователей используют сосновое масло, флотол, дауфрос, метилизобутилкарбинол. Слабокислая (рН 3,5—5) среда, создаваемая щавелевой, сернистой кислотами или продувкой SO_2 (см. рис. 3.6), является более предпочтительной по сравнению со щелочной для активации флотации пирротина медным купоросом (до 50 г/т); она обеспечивает также наиболее эффективную депрессию флотоактивных силикатов органическими депрессорами (150—400 г/т) и улучшает флотируемость всех сульфидных минералов в этих условиях.

Разделение коллективного медно-никелевого концентрата ведется обычно в сильнощелочной известковой среде (рН 11) после его пропарки. Оптимальными условиями пропарки являются нагрев пульпы до 65—70 °С, концентрация свободного СаО около 300 г/м³ при переработке коллективных продуктов флотации жильных руд и 600—700 г/м³ при пропарке коллективных концентратов, полученных из вкрапленных руд.

Содержание меди в селективных медных концентратах достигает 30 %, а никеля в никелевых концентратах — 4—10,5 %. Коллективные медно-никелевые концентраты содержат 3—10 % меди и 7—15 % никеля при среднем извлечении в них 92,5 % меди и 82,1 % никеля. Извлечение металлов платиновой группы, золота, серебра и кобальта осуществляется попутно главным образом в цикле коллективной флотации.

3.3.4. Комбинированные схемы переработки окисленных никелевых руд

Комбинированные схемы переработки окисленных никелевых руд, включающие сегрегационный обжиг («процесс сегрегации»), используются при переработке «упорных» окисленных низкожелезистых гарниеритовых (с содержанием железа до 10 %) и высокожелезистых латеритовых (с содержанием железа

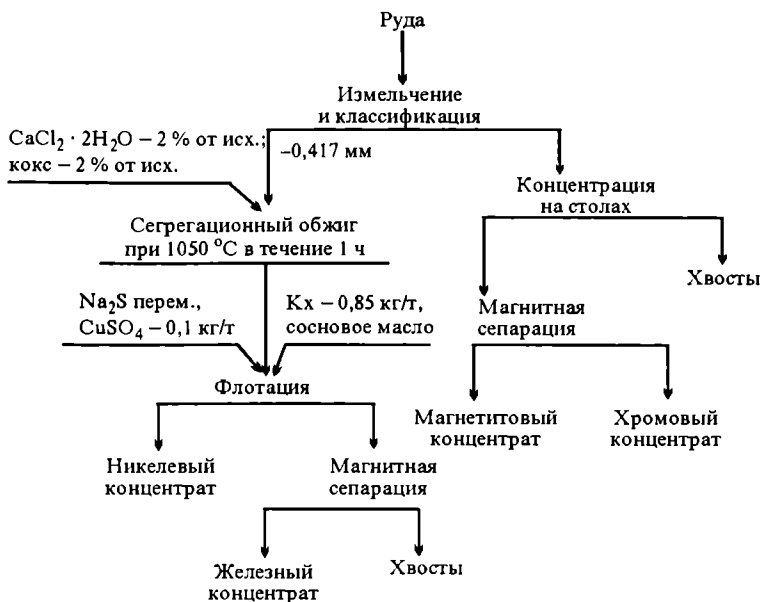


Рис. 3.7. Принципиальная технологическая схема процесса переработки латеритовой руды месторождения «Хомонхоф»

до 45 %) руд. Сущностью его является восстановление никеля до металлических частиц крупностью 40—120 мкм в процессе обжига измельченной (обычно до $-0,3$ мм) руды при температуре 900—1100 °С в течение 1—2 ч в присутствии хлористого кальция (3—10 % по массе) и твердого углеродсодержащего восстановителя (1—5 % по массе). Извлечение частиц восстановленного до металла никеля в никелевые или ферроникелевые концентраты после охлаждения и измельчения огарка до 50—100 мкм осуществляется методами магнитной сепарации (поскольку металлический никель ферромагнитен), флотации или их сочетанием. Для комплексной переработки латеритовых руд месторождения «Хомонхоф», содержащих 0,86 % никеля, 46,48 % железа, 0,31 % кобальта и 3,56 % хрома, фирмой «Фудай Сейтецу» (Япония) предложена технологическая схема (рис. 3.7), позволяющая получать богатый никелевый концентрат (52 % никеля), железосодержащий никелевый концентрат (12,9 % никеля), хромовый и магнетитовый концентраты, содержащие соответственно более 30 % хрома и 60 % железа.

3.4. Медно-цинковые руды

3.4.1. Минеральный состав и технологические задачи обогащения руд

Медно-цинковые руды зон первичного и вторичного обогащения представляют собой сложный комплекс сульфидов меди, цинка, железа и минералов вмещающих пород. Сульфиды меди в них представлены обычно халькопиритом, халькозином, ковеллином и борнитом; сульфиды железа — пиритом, марказитом и пирротинном; сульфиды цинка — различными разновидностями сфалерита (цинковой обманки), например, клейофаном (без примесей), марматитом (с примесью железа), вюртцитом (с примесью марганца), шибрамитом (богатым кадмием), минералами породы в рудах могут быть кварц, кальцит, хлорит, серицит, тальк, гранат, флюорит, апатит и многие др.

Ценными компонентами, представляющими промышленный интерес в медно-цинковых рудах, являются медь, цинк, сера, железо, благородные (золото, серебро) и редкие (кадмий, германий, индий и др.) металлы, рассеянные элементы и иногда несulfидные минералы-спутники. Основные задачи при обогащении медно-цинковых руд связаны с получением высококачественных медных, цинковых и пиритных концентратов с высоким извлечением в них соответственно меди, цинка и пиритной серы.

3.4.2. Схемы обогащения

При переработке медно-цинково-пиритных руд на фабриках используют как прямую селективную, так и коллективные схемы флотации.

Схема прямой селективной флотации с последовательным выделением медного, цинкового и пиритного концентратов используется при обогащении первичных вкрапленных и сплошных руд, характеризующихся небольшим количеством в них вторичных сульфидов меди, незначительной активацией сульфидов цинка и возможностью раскрытия минералов без чрезмерно тонкого измельчения (обычно при 60—70 % класса $-0,074$ мм).

Если в медно-цинковых рудах содержатся значительные количества вторичных сульфидов меди (как в большинстве руд месторождений СНГ), то лучшие результаты обогащения получают, как правило, при использовании различных вариантов схемы коллективно-селективной флотации (рис. 3.8).

При резко выраженной «природной» активации сульфидов цинка, большом и переменном количестве в руде растворимых солей меди и шламистого материала, сложного взаимопрорастания разделяемых сульфидов наиболее рациональна схема с предварительной коллективной флотацией всех сульфидных минералов (рис. 3.8, а). Основным недостаток — трудность разделения сульфидных минералов, поверхность которых покрыта собирателем, — преодолевается предварительной десорбцией собирателя и избытка пенообразователя активированным углем и сернистым натрием перед селективной флотацией коллективного концентрата.

Вариант схемы с двумя приемами коллективной флотации (рис. 3.8, б) используется (например, на фабрике «Хитачи»), когда цинковая обманка находится в руде в виде двух разновидностей: легкофлотируемой или природно-активированной и труднофлотируемой, требующей для своей флотации предварительной активации. В концентрат первого приема коллективной флотации, проводимой без добавок активатора, переходят все сульфиды меди, значительная часть пирита и легкофлотируемая часть сульфидов цинка. Во втором приеме коллективной флотации доизвлекают оставшиеся сульфиды цинка и железа после их активации медным купоросом. Отсутствие предварительной активации в первом приеме коллективной флотации существенно облегчает последующее разделение получаемого медно-цинково-пиритного концентрата. В свою очередь, отсутствие депрессоров при проведении обоих приемов коллективной флотации значительно повышает извлечение сульфидов цинка и железа из руды.

Довольно часто используется схема с предварительной селективной флотацией сульфидов меди и последующей коллективной флотацией сульфидов цинка и железа (рис. 3.8, в). Преимуществом ее перед вариантом коллективной флотации всех сульфидов является то, что сфалерит при флотации сульфидов меди остается неактивированным.

При неравномерной вкрапленности сульфидов меди, неблагоприятном соотношении меди и цинка (2 : 1), повышенном содержании вторичных сульфидов меди в руде эффективной оказывается схема (рис. 3.8, з) с предварительным выделением в начале рудного цикла части («активно флотирующихся») медных минералов в готовый концентрат с минимальными потерями в нем цинка, получением коллективного медно-цинкового концентрата из хвостов первой медной флотации и последующей его селекции на медный и цинковый концентраты.

Характерной особенностью всех вариантов схем обогащения медно-цинковых руд является многостадийность измельчения и флотации. При наличии в руде значительных количеств шламов используют предварительную промывку с последующим отдельным обогащением песковой и шламовой фракций (например, на фабриках «Микохата», «Хитачи»). Удаление растворимых солей и шламов на ряде обогатительных фабрик Японии («Каваяма», «Иошино», «Мотояма» и др.) осуществляется в процессе предварительного обогащения руд в тяжелых суспензиях. Для некоторых руд характерно настолько тесное взаимопрораствание сульфидов, что они могут быть переработаны только по комбинированным схемам, включающим операции флотации и гидро- или пирометаллургии.

3.4.3. Режимы флотации

Коллективная флотация сульфидов меди, цинка и железа на фабриках осуществляется с применением ксантогенатов и аэрофлотов в нейтральной, щелочной средах и при естественных значениях рН пульпы (рН 7,2—7,7). В качестве активатора сульфидов цинка при этом используют медный купорос. Для удаления избыточных количеств собирателя и пенообразователя из пульпы и улучшения условий последующего разделения коллективных концентратов применяют активированный уголь, сернистый натрий или их совместную загрузку.

Разделение коллективных концентратов и селективная флотация руд основаны обычно на депрессии сульфидов цинка и железа и флотации сульфидов меди в условиях цианидного или бесцианидного режима.

Цианидные режимы основаны на использовании одного цианида или сочетаний его с цинковым купоросом, сульфитом натрия или сернистым газом. Наиболее легко (с одним цианидом) разделение сульфидных минералов меди и цинка осуществляется, если сульфиды меди в рудах представлены в основном халькопиритом, присутствие которого обычно не вызывает сильной активации сульфидов цинка. При этом, как правило, используют схему прямой селективной флотации или вариант коллективно-селективной флотации, по которому халькопирит извлекается до активации и флотации сульфидов цинка (см. рис. 3.8, б, г). Если значительная часть меди в рудах представлена вторичными сульфидными и окисленными минералами, вызывающими сильную активацию сульфидов цинка, то для разделения сульфидов меди и цинка (например, на фабриках Японии и др.) применяют смесь цианида с цинковым купоросом при значениях рН пульпы 7,4—7,9, создаваемых известью. Для усиления депрессии сульфидов железа при высоком содержании пирита и пирротина в рудах применяется аэрация пульпы перед флотацией в аэраторах, работающих в замкнутом цикле с мельницами (на фабрике «Маттагами» и др.).

Сущностью бесцианидных режимов селективной флотации медно-цинковых руд и концентратов является использование различных сочетаний сернистого натрия, сульфоксидных соединений (сульфита натрия, бисульфита аммония, тиосульфата натрия и др.), цинкового купороса и извести при строго определенных значениях щелочности пульпы в циклах измельчения и флотации. Оптимальная щелочность пульпы в измельчении составляет 10—20 мг/л свободного СаО (рН 7—8), в основной медной флотации — 100—250 мг/л свободного СаО (рН 9—10). Гораздо реже при селекции минералов меди и цинка используют режимы, основанные на депрессии флотации сульфидов меди ферроцианидом на фабрике (например, «Принц Леопольд»).

Для активации сульфидов цинка при флотации их из хвостов медного цикла загружается медный купорос (0,1—0,3 кг/т). Повышению извлечения цинка и качества получаемых цинковых концентратов способствуют:

- аэрация пульпы с известью (рН более 11) перед цинковой флотацией в течение примерно 10 мин;
- подогрев пульпы в контактных чанах либо острым паром при флотации до 40—65 °С;
- введение в технологическую схему операции доизмельчения грубых цинковых концентратов или промпродуктов цинкового цикла;
- использование при флотации сульфидов цинка более селективных и эффективных собирателей и пенообразователей (гидролизированных аэрофлотов, этилового ксантогената и др.), понижающих флотуемость сульфидов железа.

Извлечению сульфидов железа из хвостов цинковой флотации предшествует нейтрализация действия извести. Как и при флотации медно-пиритных руд, для активации задепрессированного известью пирита применяют серную кислоту, соду, сернистый и кремнефтористый натрий, отходящие дымовые газы, сгущение с последующим разбавлением пульпы свежей водой.

Перефлотация пиритсодержащих хвостов флотации с применением различных реагентов-модификаторов в цикле пиритной флотации обеспечивает получение пиритных концентратов с содержанием в них 49—50 % серы при извлечении ее 97—98 %.

3.4.4. Комплексность использования сырья

Медные концентраты, получаемые в настоящее время на фабриках, содержат 17—31 % меди при извлечении 73—97 %; цинковые концентраты — 45—62 % цинка при извлечении 67—95 %. Для повышения извлечения золота фабрики («Каваяма» и др.) идут на усложнение схем, применение гравитационных аппаратов в циклах измельчения и флотации, вводят операции дофлотации сульфидов и золота из пиритных концентратов или огарков и т. д. Редкие и рассеянные элементы, как правило, связаны с сульфидными минералами, поэтому проблема комплексности использования сырья в цикле обогащения сводится к увеличению извлечения этих минералов в соответствующие концентраты и уменьшению

потерь их в хвостах флотации. Извлечение редких и рассеянных элементов в самостоятельные продукты возможно лишь на дальнейшей стадии переработки концентратов. Извлечение германия в отдельный продукт на фабрике «Принц Леопольд» достигается применением магнитной сепарации медного концентрата. Магнитная сепарация с целью получения пирротинового концентрата используется на фабрике «Каваяма».

На фабрике «Микохата» обогащение оловосодержащей (0,26 % олова) руды осуществляют по флотационно-гравитационной схеме с получением медного и цинкового флотационных концентратов и двух гравитационных крупно- и мелкозернистого оловянных концентратов на концентрационных столах из хвостов контрольной цинковой флотации. Общее извлечение олова составляет 59,61 %.

Извлечение барита из хвостов коллективной флотации осуществлено на фабрике «Иошино», хвосты обогащения фабрики «Хитачи» используют на руднике в качестве закладки.

3.5. Свинцовосодержащие руды

3.5.1. Минеральный состав и технологические задачи при обогащении руд

Свинцовые монометаллические и свинцово-медные руды, не содержащие других ценных компонентов, встречаются редко. Гораздо чаще свинец встречается совместно с цинком (свинцово-цинковые руды) или с медью и цинком (полиметаллические руды). В сульфидных рудах свинец представлен обычно галенитом, сульфиды железа — пирротин, марказитом и пирротин, цинк — различными разновидностями сфалерита, медь — первичными и вторичными сульфидами. В окисленных и смешанных рудах наряду с сульфидами каждый из металлов представлен большим количеством окисленных минералов.

Из всего многообразия свинцовых минералов к сравнительно легкофлотируемым относят только галенит, церуссит, англезит и вульфенит. Пироморфит, миметезит, ванадинит,

деклуазит, крокоит являются труднофлотируемыми, а пломбоярозит, биверит, коркит, бедантит — практически нефлотируемыми минералами. В свою очередь, из минералов цинка к сравнительно легкофлотируемым относят сфалерит, смитсонит и каламин. Монгеймит, сильноожеженный смитсонит (в виде плохо дифференцированной смеси с лимонитом), виллемит и адамин являются труднофлотируемыми, а алюмосиликатные соединения цинка, цинксодержащие глины и каолины — практически неизвлекаемыми минералами.

Вследствие особенностей вещественного состава руд основным методом их обогащения является флотация. Процесс гравитации используется обычно только в операциях предварительного обогащения. Если цинк в рудах представлен магнитным минералом — франклинитом, то он может быть достаточно эффективно извлечен магнитной сепарацией. Применение комбинированных схем, включающих операции обогащения и металлургии, целесообразно, если основная масса окисленных минералов цветных металлов в рудах тесно связана с минералами породы и практически не поддается флотационному обогащению. При обогащении решаются задачи эффективного отделения сульфидных и окисленных минералов свинца, меди и цинка от породы, разделения сульфидных минералов свинца, меди, цинка и железа, получения окисленных или сульфидно-окисленных свинцовых, медных и цинковых концентратов, повышения качества концентратов и комплексности использования сырья за счет доизвлечения благородных металлов, барита и пирита в отдельные продукты или концентраты, использования легкой фракции и крупнозернистой части хвостов обогащения в качестве строительных материалов и для других нужд народного хозяйства.

3.5.2. Схемы и режимы обогащения свинцовых и свинцово-медных руд

Технологическая и экономическая эффективности флотации при обогащении крупновкрапленных руд и руд, в которых минералы свинца (особенно труднофлотируемые) тесно связаны с гидроксидами железа, существенно повышаются за счет применения в начале процесса гравитационных методов

обогащения (разделение в тяжелых средах, отсадка, концентрация на столах или винтовых сепараторах) для получения товарных концентратов, выделения части породы в отвал или предконцентрации руды перед ее измельчением и флотацией. Промывка охристо-глинистых руд на вибрационных грохотах (рис. 3.9) или лог-уошерах с последующим удалением растворимых солей и первичных шламов позволяет значительно сократить расход реагентов, устранить затруднения с фильтрацией концентратов, улучшить технологические показатели обогащения.

Обогащение сульфидных свинцовых руд осуществляют обычно по простым схемам, обогащение свинцово-медных руд — по схеме с предварительной коллективной свинцово-медной флотацией. Флотационное обогащение смешанных свинцовых руд осуществляют по схемам с отдельной (см. рис. 3.9) или совместной флотацией сульфидных и окисленных минералов свинца.

Коллективную флотацию сульфидов свинца, меди и железа проводят обычно в содовой среде при pH 8—9. Основными собирателями являются ксантогенаты, а в большинстве случаев — их смесь с различной длиной углеводородной цепи. В качестве пенообразователя применяют реагенты типа соевого масла. Для депрессии сульфидов железа при селективной свинцовой или свинцово-медной флотации используют загрузки цианида в цикл измельчения или в операции перемешивания и основной флотации (см. рис. 3.9). Наиболее эффективным методом разделения свинцово-медных концентратов, содержащих борнит, халькозин и халькопирит, является цинк-цианистый метод, предложенный Ю.И. Еропкиным.

Флотация окисленных свинцовых минералов после предварительной сульфидизации с сульфидрильными собирателями является в настоящее время практически единственным способом их извлечения из окисленных и смешанных руд. В качестве сульфидизатора используют сернистый, гидросернистый натрий или их смесь. Число точек подачи сульфидизатора по фронту флотации возрастает с увеличением содержания свинца в руде, степени его окисления и на ряде фабрик

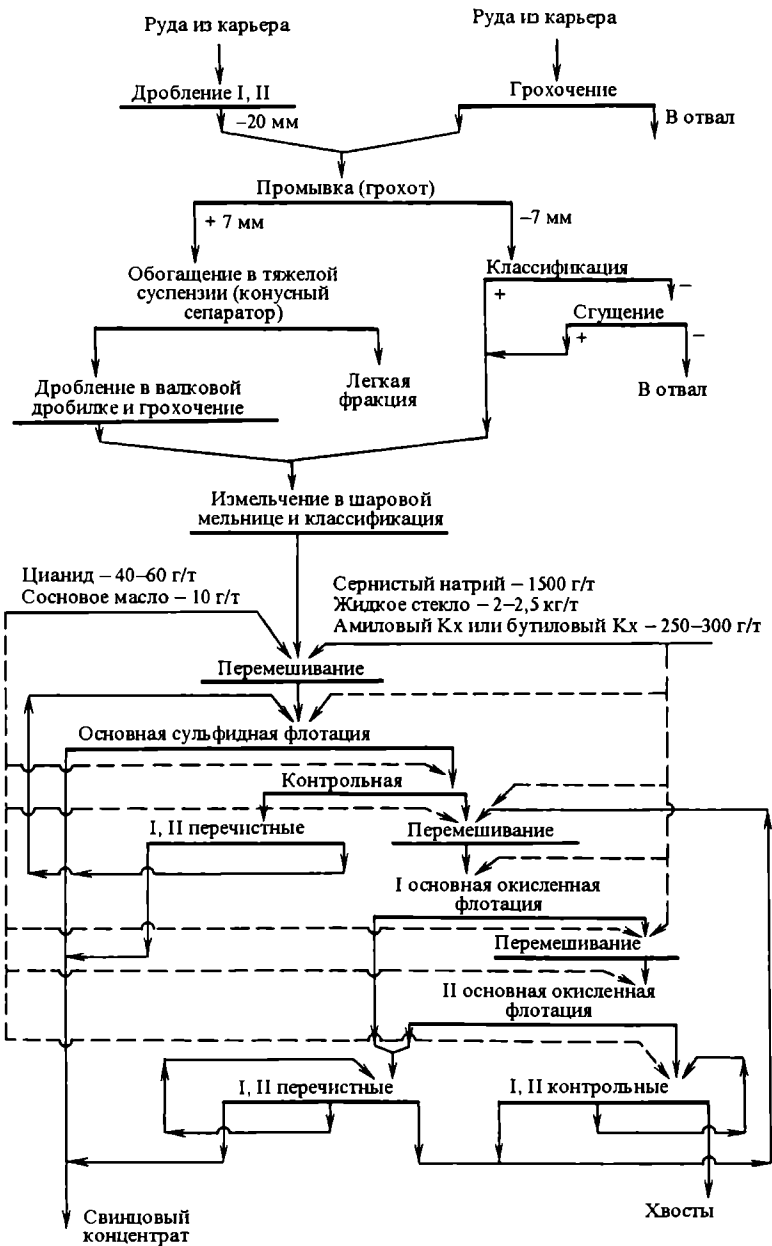


Рис. 3.9. Технологическая схема обогащения руд на фабрике «Меслула»

доходит до шести и более. Для пептизации шламов, предотвращения образования их покрытий на поверхности флотуемых минералов, сокращения расхода реагентов используют жидкое стекло, кремнефтористый натрий, тринатрийфосфат, реагент 610 (органический коллоид) и другие реагенты; для нейтрализации вредного действия растворимых солей загружают соли аммония (до 1 кг/т). Оптимальное значение рН сульфидизации и флотации окисленных свинцовых минералов можно принять равным 9÷10. Собиратели (ксантогенаты, аэрофлоты, производные меркаптобензотиазола в различном сочетании) подают обычно после сульфидизатора или вместе с ним. Целесообразность подачи их перед сульфидизатором возрастает с увеличением содержания в руде охристо-глинистых шламов. В качестве пенообразователей обычно используют сосновое масло, карбинол, дауфрос и другие реагенты.

3.5.3. Схемы и режимы обогащения свинцово-цинковых руд

Сульфидные, окисленные и смешанные свинцово-цинковые руды перерабатывают отдельно (рис. 3.10). При значительном количестве в рудах охристо-глинистых первичных шламов и растворимых солей их удаляют путем промывки крупнодробленной руды на грохоте или в бутаре, скруббере или лог-уошере. Наличие этой операции улучшает селекцию имеющихся в руде сульфидов и повышает качество сульфидных концентратов, обеспечивает более активную флотацию окисленных минералов свинца и цинка и позволяет существенно сократить расход реагентов. Удаление тонких глинистых шламов и растворимых солей не только перед свинцовой, но и перед окисленной цинковой флотацией является практически обязательной операцией при флотации сильно-железистых глинистых руд. При крупной вкрапленности минералов свинца и цинка или благоприятной текстуре руд в начале процесса в качестве обязательных используют их сортировку и предконцентрацию.

Для фабрик, перерабатывающих сульфидные свинцово-цинковые руды, базовой является схема прямой селективной

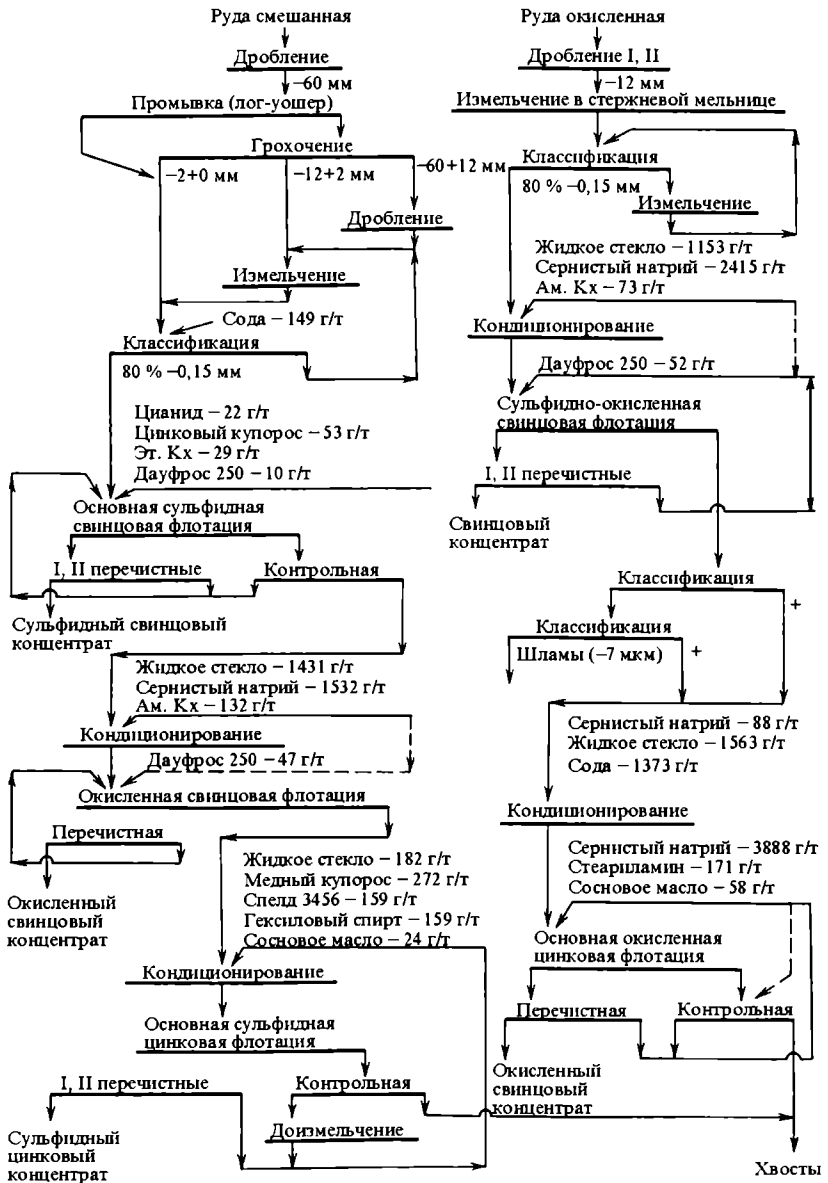


Рис. 3.10. Технологическая схема обогащения руд на фабрике «Бургеру»

флотации (см. рис. 3.10). Схема с предварительной коллективной флотацией всех сульфидов и последующим разделением коллективного концентрата целесообразна только для обогащения руд (некоторых месторождений Японии и СНГ), характеризующихся крупным включением сульфидов в породе и тонким взаимопрорастанием. Выбор схемы флотации окисленных и смешанных свинцово-цинковых руд зависит от соотношения и характера сульфидных и окисленных минералов свинца и цинка, наличия в рудах сульфидов железа. При незначительном количестве сульфидных минералов железа вначале обычно флотируют минералы свинца, затем сульфиды цинка (иногда вместе с сульфидами железа) и окисленные минералы цинка. При наличии значительных количеств пирита и марказита в рудах более предпочтительной становится схема последовательного извлечения сульфидов свинца, цинка, железа, окисленных минералов свинца и, наконец, цинка.

Селективную флотацию сульфидных минералов свинца из сульфидных и смешанных свинцово-цинковых руд и коллективных концентратов проводят обычно (например, на фабриках «Алмалыкская», «Миргалимсайская», «Буггеру» и др.) с применением в качестве собирателей ксантогенатов и аэрофлотов, а в качестве депрессоров сульфидов цинка и железа цианида (2—100 г/т) и цинкового купороса (30—700 г/т) в режиме Шеридана — Гриссвольда (см. рис. 3.10) при pH 7—9, создаваемых загрузкой соды (100—300 г/т). Осуществление дробной дозировки реагентов позволяет улучшить показатели селективной флотации, повысить качество концентрата и извлечение в него свинца. Этому же способствуют доизмельчение промпродуктов (на фабрике «Никарю» и др.), межцикловая свинцовая флотация руды совместно с разгрузкой мельницы, доизмельчающей песковую часть хвостов межцикловой флотации (фабрика «Алмалыкская» и др.), а также небольшие добавки сульфидизатора в измельчение или основную флотацию. Помимо улучшения флотации окисленного с поверхности галенита сульфидизатор усиливает депрессию сульфидов цинка за счет образования в объеме пульпы коллоидного сульфида цинка.

Коллективную цинково-пиритную флотацию проводят с применением ксантогенатов, аэрофлотов (50—200 г/т) и соды после предварительной активации сульфидов цинка медным купоросом (50—400 г/т) в слабощелочной или нейтральной среде (рН около 6,8—8), где она протекает значительно полнее и быстрее, чем в среде высокой щелочности. Улучшению условий активации сульфидов цинка в промышленных условиях способствует увеличение продолжительности перемешивания пульпы с медным купоросом и степени дисперсности медьсодержащих соединений в пульпе посредством применения, например, добавок комплексообразователей (цианида, аммиака и др.), а также повышение температуры пульпы.

Прямая селективная флотация активированных медным купоросом (0,1—0,3 кг/т) сульфидов цинка из хвостов свинцовой флотации, предшествующая флотации окисленных минералов свинца и цинка, осуществляется обычно в слабощелочной среде с применением смеси ксантогенатов и дитиофосфатов. Цинковую флотацию при разделении коллективных цинково-пиритных концентратов и при селективной флотации руды (при отсутствии последующих операций флотации окисленных минералов свинца) проводят в сильнощелочной (рН 10—12) известковой среде. Устранение вредного влияния известки при последующей флотации пирита достигается сгущением пульпы, понижением рН пульпы серной кислотой, продувкой сернистого газа. Иногда для активации флотации пирита используют соду (15—400 г/т).

Режимы и закономерности флотации окисленных свинцовых минералов при обогащении окисленных и смешанных свинцово-цинковых руд близки в значительной мере режимам и закономерностям флотации данных минералов при обогащении свинцовых и свинцово-медных руд (см. рис. 3.9 и 3.10).

Для извлечения окисленных минералов цинка из руд применяется метод Рея, заключающийся во флотации цинковых минералов первичными алифатическими аминами при рН 10,5—11,1 после перемешивания пульпы с сернистым натрием при обычной температуре (см. рис. 3.10).

3.5.4. Схемы и режимы обогащения сульфидных полиметаллических руд

На обогатительных фабриках используют в основном три варианта технологических схем: прямой селективной флотации — на австралийской фабрике «Лейк Джордж» (рис. 3.11) и др.; с предварительной коллективной флотацией всех сульфидов и последующим выделением коллективного концентрата — на Лениногорской фабрике (рис. 3.12) и др.; коллективно-селективной флотации — на фабриках Зырянская, «Таширо» (рис. 3.13), «Косака-Утинотай» и др. Широкое применение предварительной концентрации руд в тяжелых суспензиях, способствующей удалению из процесса до 30—50 % породы, и развитие стадильности схем измельчения и флотации (например, на фабриках Японии) позволяют значительно улучшить технико-экономические показатели работы фабрик.

Коллективную флотацию всех сульфидов проводят обычно в содовой среде с ксантогенатом, аэрофлотом или их смесью при рН 8—9 и интенсивном пенообразовании. Для повышения флотиремости сростков сульфидных минералов с породой на некоторых фабриках используют добавки аполярных масел.

Подготовка коллективного концентрата к разделению включает удаление избытка собирателя с его поверхности (десорбцию) и доизмельчение до необходимой крупности. На фабриках СНГ (Лениногорской, Алмалыкской и др.) десорбция собирателя с поверхности минералов коллективного концентрата достигается созданием в пульпе высокой концентрации сульфидных ионов и последующим удалением большей части жидкой фазы пульпы с перешедшим в нее собирателем путем классификации и сгущения (см. рис. 3.12). В Японии широко используется тепловая обработка пульпы паром при 60—70 °С. При небольшом избытке собирателя на поверхности коллективного концентрата на фабриках ограничиваются его сгущением или фильтрацией, перемешиванием или измельчением с активированным углем.

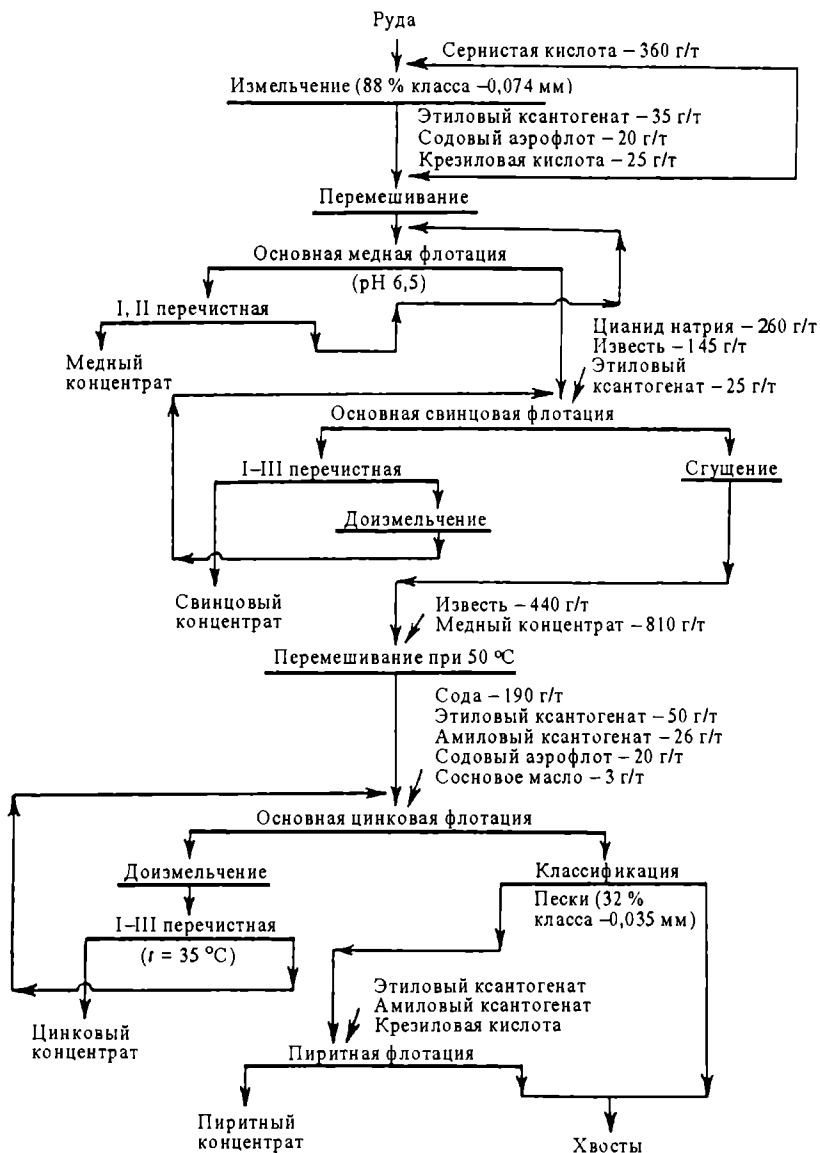


Рис. 3.11. Технологическая схема обогащения руд на фабрике «Лейк Джордж»

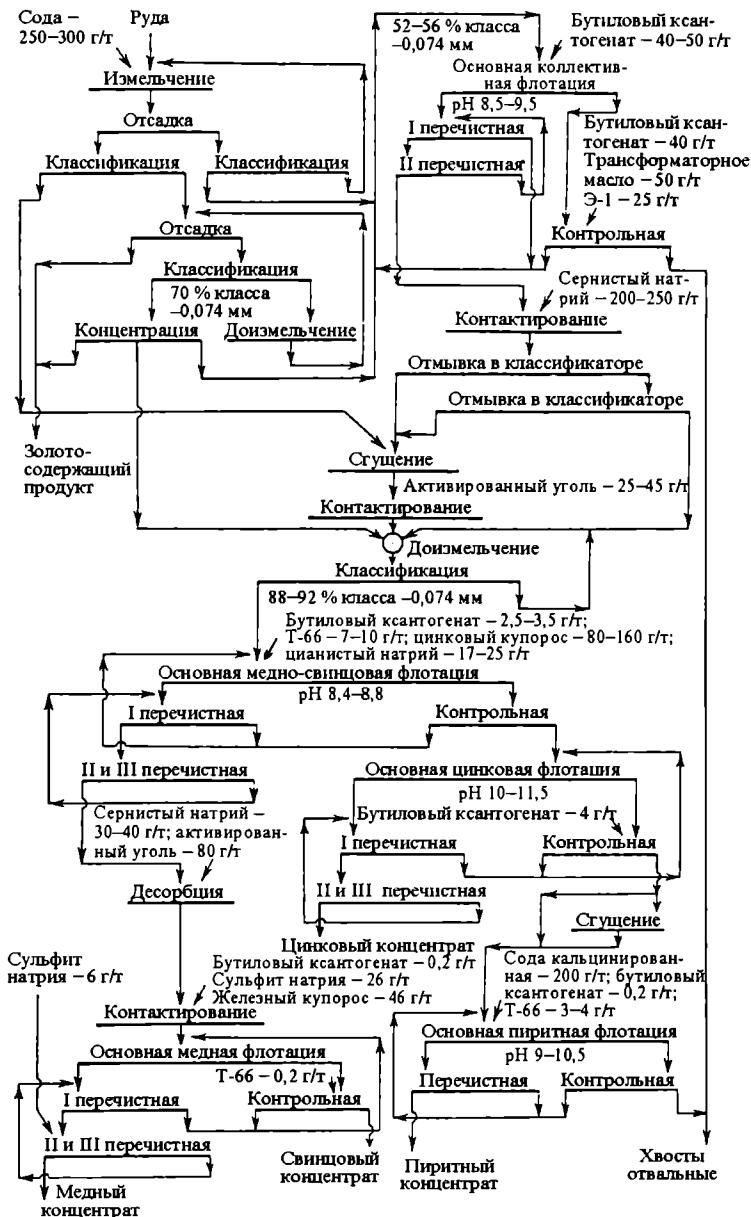


Рис. 3.12. Технологическая схема и режим обогащения руд на Лениногорской фабрике № 3

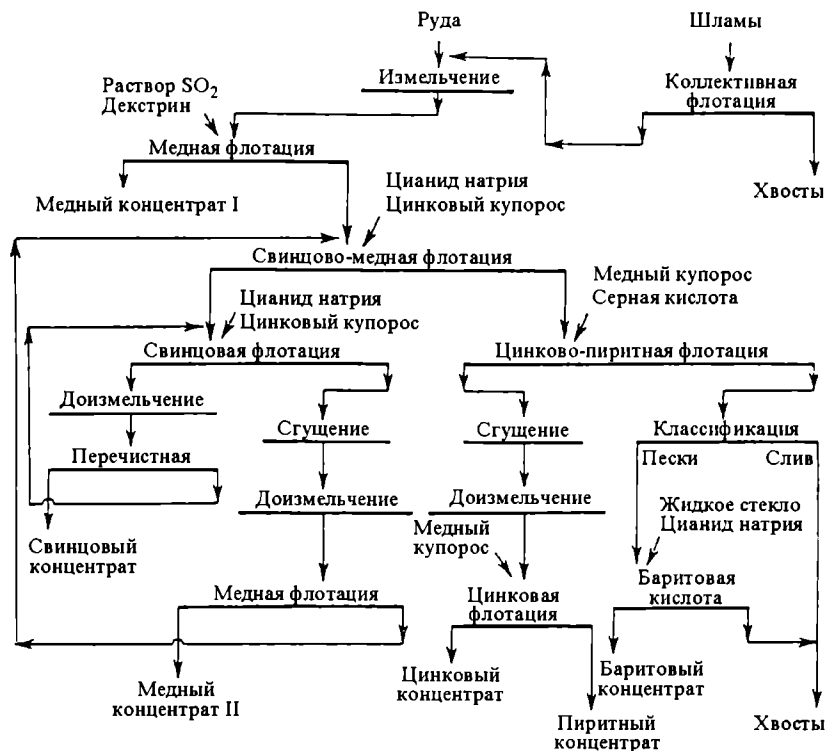


Рис. 3.13. Принципиальная схема обогащения руд на фабрике «Таширо» с выделением «медной головки»

При селективной флотации коллективных концентратов и руд в большинстве случаев вначале проводят при pH 7—9 свинцово-медную флотацию при депрессии сульфидов цинка и железа цианидом (2—100 г/т) и цинковым купоросом (350—1300 г/т) в режиме Шеридана — Гриссвольда. Однако в зависимости от флотационной активности сульфидов цинка и железа депрессия их флотации может достигаться также загрузками только цианида натрия или цинкового купороса, смеси цианида с декстрином или сульфитом натрия.

На фабрике «Косака-Утинотай» (рис. 3.14) свинцово-медную флотацию после кондиционирования пульпы с раствором SO₂ и аэрофлотом для более полной депрессии активированных сульфидов цинка и железа и предотвращения депрессии галенита проводят в слабокислой среде (при pH около 4).

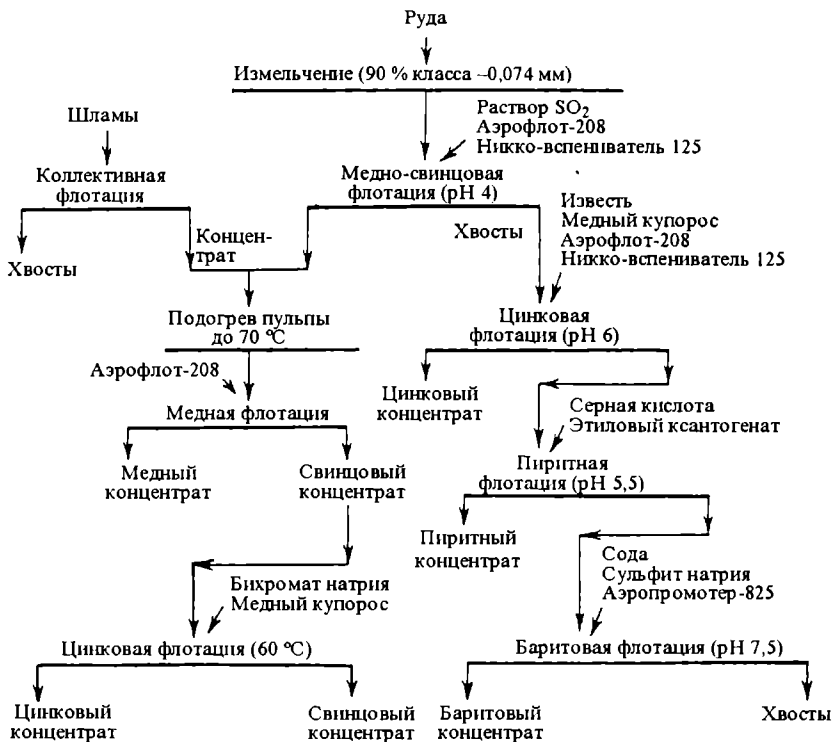


Рис. 3.14. Принципиальная схема обогащения руд на фабрике «Косака-Утинотай»

При небольшом содержании меди, представленной главным образом халькопиритом, и высоком содержании галенита в свинцово-медном концентрате для его разделения используют (на фабрике «Саргипали» и др.) метод, основанный на депрессии сульфидов свинца бихроматом при pH 7 и активной флотации сульфидов меди при pH не более 8.

Цианидный метод (на фабриках «Фурутобе», «Шаканаи», «Зырянская» и др.) обеспечивает более высокие показатели разделения свинцово-медных концентратов по сравнению с бихроматным. При pH около 10 цианид эффективно депрессирует флотацию халькопирита и теннантита, не оказывая влияния на флотированность, а иногда и активируя флотацию галенита. С целью повышения эффективности процесса разделения используют добавки сернистого натрия (на

Зыряновской, Белоусовской фабриках), извести (на Зыряновской фабрике), жидкого стекла, сульфита, декстрина или квебрахо (на фабрике «Фурутобе»). Наиболее эффективным методом разделения свинцово-медных концентратов (на фабриках Джекказганской, «Таширо» и др.), содержащих борнит, халькозин и халькопирит, является цинк-цианистый метод.

Недостатки цианидного метода (высокий расход цианида, растворение им золота, загрязнение сточных вод) привели к довольно широкому распространению на фабриках («Дойашики», «Иокота» и др.) методов разделения свинцово-медных концентратов, основанных на депрессии сульфидов свинца сернистой кислотой (раствором SO_2) в сочетании с бихроматом, крахмалом, декстрином (см. рис. 3.13) или бихроматом и декстрином при рН 5,8—7,5; разработан процесс «горячей флотации», основанный на флотации сульфидов меди и депрессии галенита путем повышения температуры пульпы примерно до 70 °С без добавок реагентов (см. рис. 3.14). Депрессию галенита сульфитом или тиосульфатом натрия с солью тяжелого металла (цинковым или железным купоросом, треххлористым железом или алюминием) при рН от 5,5 до 6,2 и флотацию сульфидов меди применяют на фабриках Казахстана (Лениногорской и Березовской).

Технология извлечения сульфидов цинка и железа из хвостов свинцово-медной флотации по схеме совместной флотации сульфидов цинка и железа с последующим разделением цинково-пиритного концентрата (на фабриках «Таширо», «Фурутобе», Березовской и др.) или по схеме прямой селективной флотации сульфидов цинка и железа (на фабриках Лениногорской, Белоусовской, «Косака-Утинотай», «Шаканаи» и др.) близка к технологии их извлечения из медно-цинковых и свинцово-цинковых руд.

По схеме прямой селективной флотации полиметаллических руд (на фабрике «Лейк Джордж» и др.) и коллективных концентратов (на фабрике «Шаканаи» и др.) вначале обычно флотируют сульфиды меди (см. рис. 3.11), подавляя флотацию остальных сульфидов сернистой кислотой в оптимальных условиях депрессии галенита (при рН 6,2—6,5) иногда с добавками цинкового купороса и декстрина (на фабрике «Шаканаи»). Затем в слабощелочной среде (рН 8,5—9), устраняющей депрес-

сирующее действие сульфоксидных соединений на галенит, проводят флотацию сульфидов свинца. Слабощелочная среда создается цианидом, усиливающим депрессию сульфидов цинка и железа. Глубокая депрессия сульфидов цинка преодолевается медным купоросом только при подогреве сгущенной пульпы до 50 °С. Их флотацию проводят в известковой среде при рН 11—11,5. Сульфиды железа извлекают из песковой части хвостов цинковой флотации.

3.5.5. Схемы и режимы обогащения и переработки окисленных и смешанных полиметаллических руд

Флотационное обогащение окисленных и смешанных полиметаллических руд

При флотационном обогащении окисленных и смешанных полиметаллических руд проводится обычно последовательное флотационное извлечение имеющихся в руде сульфидов в одноименные или коллективный сульфидный концентрат, окисленных свинцовых и медных минералов в окисленный свинцовый или свинцово-медный концентрат и окисленных цинковых минералов в окисленный цинковый концентрат. При наличии в рудах значительного количества окристо-глинистых шламов и растворимых солей они удаляются при промывке крупнодробленого рудного материала.

Комбинированные схемы переработки труднообогатимых руд

Схема с последовательной флотацией сульфидов и оксидов металлов. По данной схеме (рис. 3.15) получаемый из хвостов коллективной сульфидной флотации окисленный свинцовый концентрат, обычно загрязненный оксидами меди и цинка, подвергается серно-кислотному выщелачиванию. В результате четырехстадиального противоточного выщелачивания при обычной температуре в 7%-ном растворе серной кислоты при Т : Ж = 1 : 3 и общем времени выщелачивания 3 ч достигается эффективный переход меди и цинка в раствор. Расход серной кислоты не превышает 130 % теоретически необходимого.

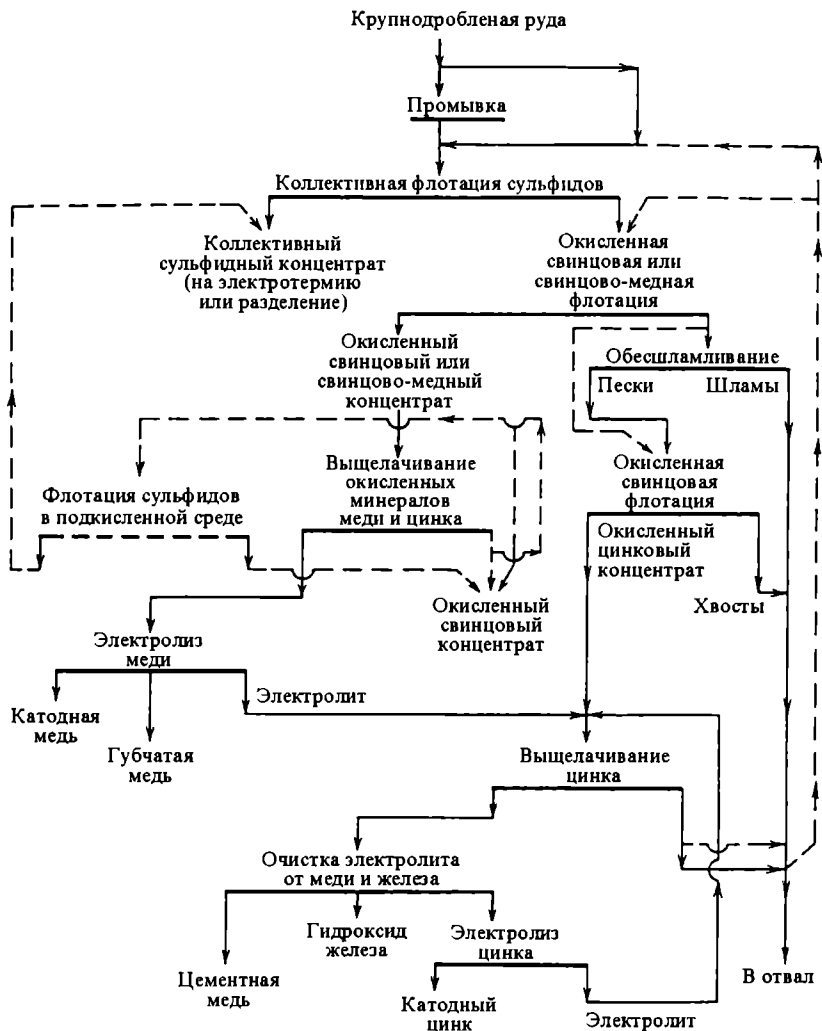


Рис. 3.15. Комбинированная схема с последовательной флотацией сульфидов и оксидов металлов

Медь из раствора выщелачивания может быть выделена электролизом в две стадии. В I стадии при плотности тока 100 А/м^2 получается катодная медь, во II стадии при плотности тока 300 А/м^2 — губчатая медь. Отработанный цинк содержащий электролит утилизируется при выщелачивании окислен-

ного цинкового концентрата. Раствор нейтрального выщелачивания окисленного цинкового концентрата после цементации меди пригоден для электролиза цинка из него.

Переработка окисленных и смешанных полиметаллических руд по такой схеме позволяет повысить качество свинцового концентрата, извлечение цинка и получить значительную часть меди в виде металла. При этом извлечение меди на 15—20 % выше, чем при применении только флотационных методов.

Рассматриваемой технологической схеме, включающей последовательную флотацию полезных минералов, присущи следующие недостатки:

- большой расход флотационных реагентов, высокая стоимость которых заставляет в ряде случаев отказываться от извлечения из руд, например, минералов окисленного цинка;
- необходимость тщательного контроля реагентного режима, что при отсутствии на фабрике необходимых систем автоматизации не всегда оказывается возможным вследствие резких изменений вещественного состава окисленных и смешанных медно-свинцово-цинковых руд;
- большие потери полезных минералов со шламами и недостаточно высокие технологические показатели обогащения.

Схемы и режимы с получением коллективных сульфидного и окисленного концентратов. Учитывая, что окисленные минералы свинца, меди и цинка легко флотируются оксигидрильными собирателями, наиболее рациональной представляется комбинированная схема (рис. 3.16), предусматривающая получение при переработке окисленных и смешанных полиметаллических руд сложного состава двух коллективных концентратов: сульфидного и окисленного.

Коллективная флотация сульфидов довольно легко осуществляется с помощью сульфгидрильных собирателей в слабощелочной среде. Высокое извлечение окисленных минералов свинца, меди и цинка из необесшламленных хвостов сульфидной флотации в коллективный окисленный концентрат обеспечивается применением таких собирателей, как олеиновая кислота или ректификат таллового мыла. Депрессию кварца и

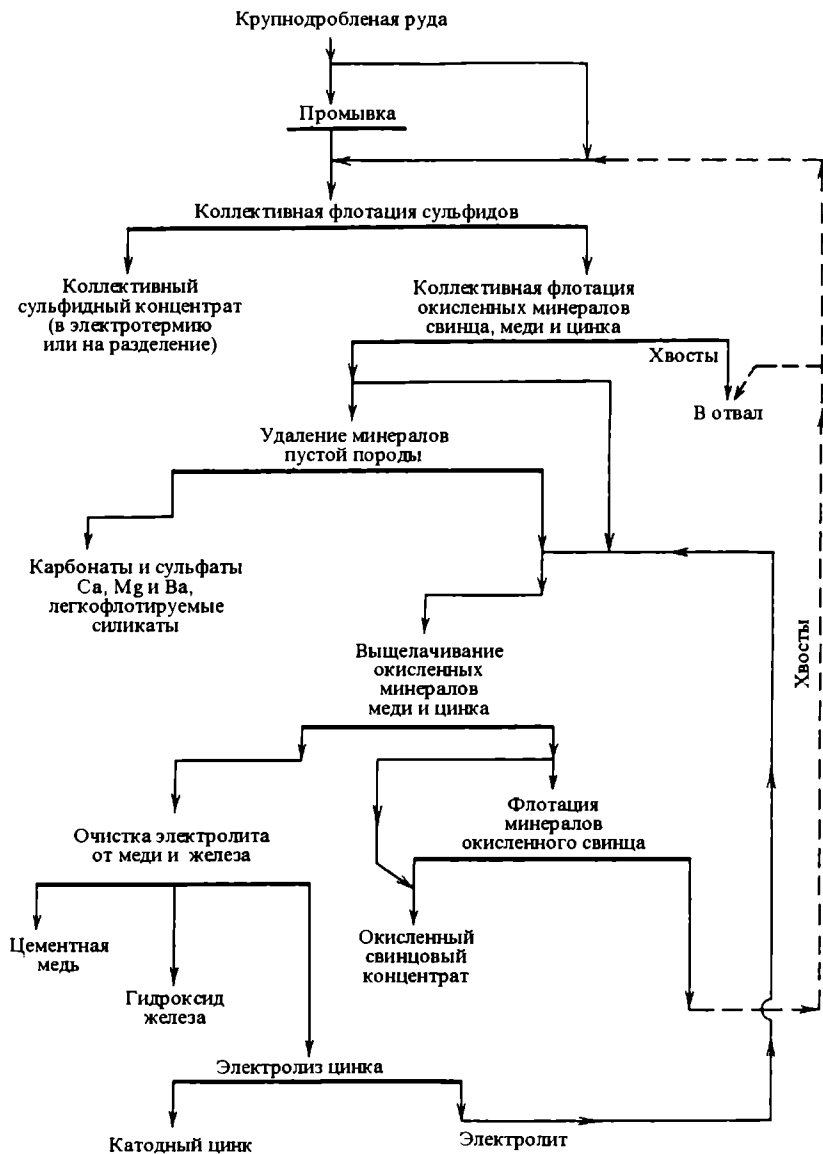


Рис. 3.16. Комбинированная схема с получением коллективных сульфидно- и окисленного концентратов

каркасных алюмосиликатов в процессе основной флотации с применением жирно-кислотных собирателей можно значительно усилить частичной заменой жидкого стекла сернистым натрием; депрессию карбонатной породы — применением полимеров акриловой кислоты.

Коллективный сульфидный концентрат направляют на разделение или металлургический передел; коллективный окисленный концентрат подвергается непосредственному выщелачиванию серной кислотой. При этом около 99 % как меди, так и цинка переходит в раствор, откуда их выделяют электролизом. Остаток выщелачивания, представленный свинцовыми минералами, направляется на свинцовую плавку. При незначительном содержании меди в растворе выщелачивания она может быть удалена из него в виде цементной меди цинковой пылью перед электролизом цинка. При такой технологии исключается необходимость обесшламливания, реагентный режим и управление процессом предельно просты, а извлечение металлов в конечную продукцию металлургических заводов максимально.

Несмотря на бесспорные достоинства такой технологии, она до настоящего времени не нашла промышленного применения. Объясняется это тем, что почти во всех окисленных и смешанных рудах цветных металлов значительные количества карбонатов, сульфатов и легкофлотируемых силикатов породы, которые так же, как и полезные минералы, охотно флотируются жирно-кислотными (оксигидрильными) собирателями и загрязняют коллективный окисленный концентрат. Качество концентрата при этом падает, расход серной кислоты при выщелачивании резко возрастает, усложняется промывка остатка выщелачивания, а имеющиеся легкофлотируемые силикаты породы и образующиеся в процессе выщелачивания сульфаты щелочно-земельных металлов (главным образом, гипс) понижают содержание свинца в остатке выщелачивания до 10—26 % и он становится непригодным для свинцовой плавки. Реагенты, применяемые для депрессии карбонатов, сульфатов и легкофлотируемых силикатов породы в процессе жирно-кислотной флотации, при больших расходах вызывают обычно депрессию и полезных минералов.

Рассматриваемую технологию можно применять, если использовать режим, обеспечивающий получение высококачественных монометаллических или коллективных окисленных концентратов даже при значительном содержании в рудах карбонатов и сульфатов пустой породы. По данному способу к черновому окисленному концентрату, полученному жирно-кислотной флотацией и загрязненному карбонатами, сульфатами и легкофлотируемыми силикатами породы, добавляют сернистый натрий и соду, после чего без удаления жидкой фазы пульпы и отмывки реагентов и при поддержании концентрации сульфидных ионов не менее 0,5—1 мг/л проводят флотацию минералов породы при депрессии окисленных минералов свинца, меди и цинка. Удаление 92—96 % породы из черного концентрата достигается при весьма незначительных потерях металлов.

Выщелачивание окисленных меди и цинка из коллективного окисленного концентрата (после удаления карбонатов, сульфатов и легкофлотируемых силикатов породы) серной кислотой протекает весьма эффективно при обычной температуре без предварительного обжига исходного материала. Эффективное выщелачивание окисленных минералов меди и цинка из концентрата может быть осуществлено и с помощью аммиачных смесей. Остаток выщелачивания пригоден для свинцовой плавки.

Могут быть случаи, когда из-за небрежного ведения процесса коллективной окисленной флотации или при резкопеременном составе руд в коллективный окисленный концентрат переходят не только карбонаты, сульфаты и легкофлотируемые силикаты породы, но и некоторое количество других породных минералов, не удаляемых при перефлотации черного окисленного концентрата сернистым натрием и содой. В таких случаях (особенно при незначительном содержании окисленных свинцовых минералов в руде) содержание свинца в остатке выщелачивания понижается.

При желании окисленные свинцовые минералы из остатка выщелачивания могут быть извлечены в высококачественный свинцовый концентрат перефлотацией данного продукта в условиях одного из следующих режимов: предварительной сульфидизации и флотации ксантогенатом (рис. 3.17, а);

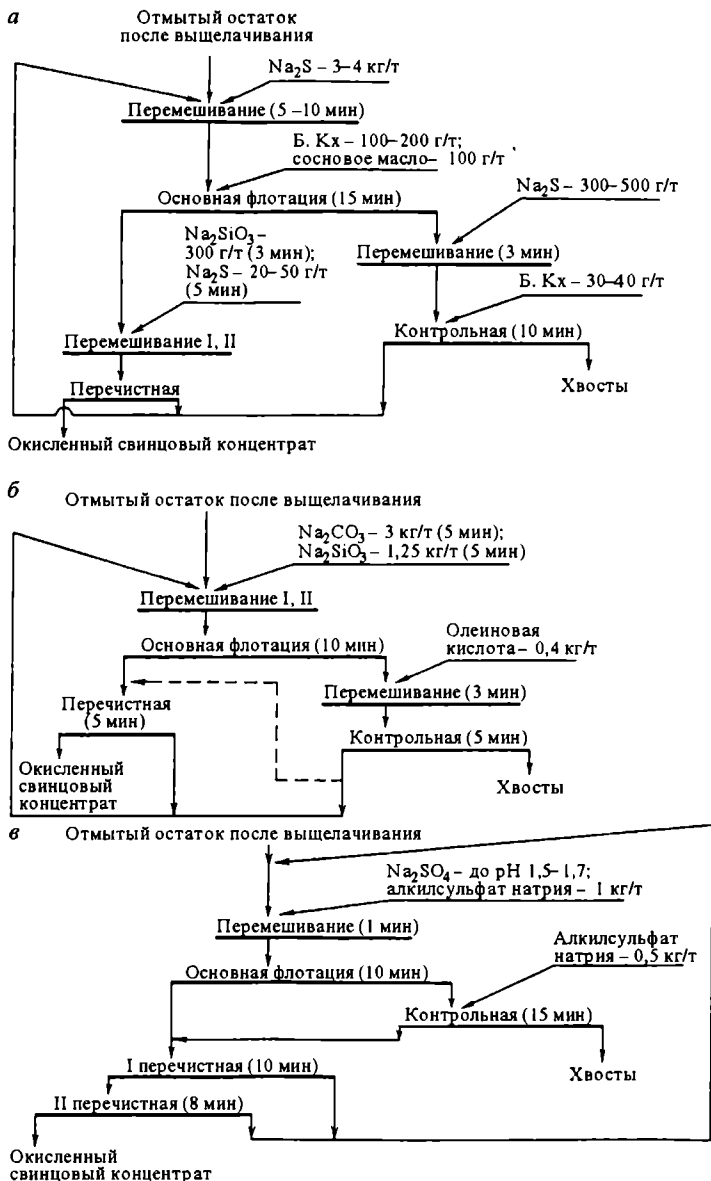


Рис. 3.17. Технологические схемы флотации окисленных свинцовых минералов из остатков выщелачивания с применением ксантогенатов (*а*), олеиновой кислоты (*б*) и алкилсульфата натрия (*в*)

предварительного перемешивания с содой и жидким стеклом и флотации олеиновой кислотой (рис. 3.17, б); флотации алкилсульфатом натрия при рН 1,5—1,7 (рис. 3.17, в). Обязательным условием при этом является предварительная отмывка остатка выщелачивания до рН, близкого к нейтральному. По любому из трех разработанных режимов можно извлечь 91—95 % свинца в одноименный концентрат, содержащий 47—60 % металла.

По сравнению со схемой, включающей последовательную флотацию полезных минералов (см. рис. 3.15), извлечение свинца по рассматриваемой технологии (см. рис. 3.16) выше на 3,7 %, меди — на 7,8 %, цинка — на 14,2 %. Достоинством ее является также отсутствие операций обесшламливания хвостов сульфидной флотации и их доизмельчение с 75 до 90 % класса $-0,074 \text{ мм}$.

Схемы и режимы с получением одного коллективного сульфидно-окисленного концентрата. Желательность и перспективность применения такой схемы обусловлены следующими обстоятельствами:

- раздельная флотация сульфидов и оксидов в соответствующие коллективные концентраты становится затруднительной при незначительном содержании или сульфидов, или оксидов металлов в исходной руде;
- в коллективном сульфидном концентрате по 10—12 % меди и цинка представлено обычно окисленными минералами, извлечение которых в металлы дешевле осуществить выщелачиванием;
- при коллективной сульфидно-окисленной флотации значительно (почти в 2 раза) сокращается количество флотационного и вспомогательного оборудования, а также уменьшается расход и количество применяемых флотационных реагентов.

В качестве собирателя при коллективной сульфидно-окисленной флотации могут использоваться олеиновая кислота или ректификат таллового масла, необходимый расход которого примерно в 2—2,5 раза меньше, чем олеиновой кислоты. При флотации руд с большим содержанием тонких классов материала целесообразно часть сульфидов предварительно извлечь флотацией с одним пенообразователем (сосновым маслом, ИМ-68, циклогексанолом).

Установлено, что после удаления из коллективного концентрата легкофлотируемых алломосиликатов карбонатов и сульфатов щелочно-земельных металлов, отделение сульфидов от окисленных свинцовых минералов можно осуществить в кислой среде (рН меньше 1,5) как в процессе выщелачивания коллективного концентрата, так и путем флотации осадка серно-кислотного выщелачивания после отмывки и репульпации его. В последнем случае для создания необходимого рН могут быть использованы серная, щавелевая или уксусная кислоты. Хорошей флотируемостью в этих условиях обладают только сульфиды. Окисленные свинцовые минералы практически полностью остаются в камерном продукте.

Результаты селекции не зависят от того, что применяли в качестве собирателя при получении коллективного сульфидно-окисленного концентрата: олеиновую кислоту, олеат натрия, смесь олеиновой кислоты и керосина или талловое масло. Флотация сульфидов протекает быстро и не требует ни собирателя, ни пенообразователя. Извлечение сульфидов свинца, меди, цинка и железа в концентрат, содержащий не более 14 % породы в основном в виде сростков, составляет более 95 % от операции. В зависимости от типа исходных руд содержание основных металлов в получаемых сульфидных концентратах изменялось в следующих пределах, %: свинца — 6—10, меди — 6,5—13, цинка — 21—28, но во всех случаях было выше, чем в «сульфидной головке», полученной из руды при использовании в качестве собирателя бутилового ксантогената.

Интенсивная флотация сульфидных минералов в рассматриваемых условиях обусловлена следующим:

- в процессе выщелачивания и при флотации в кислой среде (рН меньше 1,5) на поверхности сульфидов образуется гидрофобная пленка элементарной серы;
- гидрофобизация поверхности сульфидов усиливается физической сорбцией имеющейся в пульпе олеиновой кислоты. При общей плотности сорбции собирателя на поверхности сульфидов в один-два условных монослоя доля физически сорбированного собирателя составляет 90—95 %;
- олеиновая кислота при рН меньше 1,5 сохраняет пенообразующие свойства, обеспечивая необходимую диспергацию воздуха в пульпе и устойчивость пены.

Окисленный свинцовый концентрат получается в виде хвостов сульфидной флотации. При неблагоприятных условиях и низком содержании свинца в данном продукте окисленные свинцовые минералы можно извлечь в высококачественный концентрат флотацией, например, алкилсульфатом натрия (см. рис. 3.17, б).

Близость технологических показателей, которые получены при использовании схем, показанных на рис. 3.16 и 3.18, при эксплуатационных и экономических преимуществах второй схемы позволяет считать ее наиболее перспективной и экономически выгодной при переработке смешанных медно-свинцово-цинковых руд сложного и переменного вещественного состава. Единственным условием в этом случае является создание небольших флотационных установок при гидрометаллургических цехах полиметаллических комбинатов. Следует отметить, что сульфидно-окисленный медно-свинцово-цинковый концентрат может быть полностью переработан с высокой эффективностью и на электротермических установках.

Несколько иной вариант переработки сульфидно-окисленных полиметаллических концентратов предложен в Нипроруде (Болгария). Он предусматривает следующие операции: окислительный обжиг коллективного сульфидно-окисленного концентрата, серно-кислотное выщелачивание с получением раствора, содержащего медь и цинк, и твердого остатка, содержащего окисленный свинец, благородные металлы и минералы породы. Остаток подвергается выщелачиванию аминами, в результате чего свинец переходит в раствор в виде соответствующих комплексных аминосоединений.

Остаток от выщелачивания аминами имеет незначительное содержание свинца, меди и цинка, основную часть благородных металлов, минералы породы и высокое содержание железа. Карбонизация раствора аминного выщелачивания углекислым газом позволяет осадить свинец в виде основного карбоната, из которого восстановительной плавкой можно получить свинец высокой чистоты (99,99 % свинца).

Аминные растворы после осаждения из них свинца регенерируются (на 96 %) известью. Регенерированные растворы обладают такой же реакционной способностью, как и растворы аминов, не бывших в употреблении. Перешедшие в серно-

кислый раствор цинк и медь могут быть извлечены в виде чистых металлов, например, электролизом.

Технологические показатели по предлагаемой комбинированной флотационно-металлургической схеме, как и по схеме, приведенной на рис. 3.18, значительно выше показателей по чисто флотационной схеме. Например, в Италии установлена целесообразность применения комбинированных схем переработки, сочетающих флотацию с процессами металлургии, также для окисленных и смешанных полиметаллических руд.

3.5.6. Комплексность использования полиметаллических руд

Извлечение металлов в одноименные концентраты составляет, %: для меди — 67—92, свинца — 66—89, цинка — 73—94 при содержании меди в медном концентрате — 20—29, цинка в цинковом — 50—58, свинца в свинцовом — 50—74. Повышение комплексности использования руд достигается попутным извлечением или доизвлечением при их переработке пирита, барита (см. рис. 3.13, 3.14), олова, золота, серебра и некоторых других металлов и элементов как в виде отдельных продуктов, так и в составе основных концентратов.

3.6. Алюминийсодержащие руды

3.6.1. Типы алюминиевого сырья и технологические задачи при его обогащении

К алюминийсодержащему сырью и рудам относятся бокситы, алуниты, андалузитовые, кианитовые, силлиманитовые руды и нефелины. Для производства глинозема мы используем более бедное, чем за рубежом, алюминийсодержащее сырье, требующее сложной технологии и больших капитальных вложений. Содержание основного вещества (Al_2O_3) в бокситах, алунитах и нефелинах находится на уровне 20—30 %, поэтому эффективное их обогащение приобретает особо важное значение.

Основным источником получения алюминия являются бокситы. Получаемые при их обогащении концентраты, поступающие на производство глинозема (Al_2O_3) и глиноземного цемента, должны содержать не менее 28—30 % Al_2O_3 при отношении $\text{Al}_2\text{O}_3 : \text{SiO}_2 = 4 : 5,6$, а предназначенные для производства электрокорунда — не менее 49—52 % Al_2O_3 при отношении $\text{Al}_2\text{O}_3 : \text{SiO}_2 = (6 \div 15) : 1$.

Получаемые при обогащении алунитовые, андалузитовые, кианитовые, силлиманитовые и нефелиновые концентраты используются как в качестве исходного сырья алюминиевой промышленности, так и для производства силумина, огнеупорных и кислотоупорных изделий.

3.6.2. Обогащение бокситов

Основными загрязняющими примесями в низкосортных и некондиционных бокситах являются оксиды железа, титана, фосфаты, кремнезем, наряду с небольшим количеством циркония, хрома, ванадия, галлия и других металлов. Бокситы различных месторождений отличаются по своим основным характеристикам и вследствие этого технология их переработки также различна. Она представляет собой обычно сочетание процессов дезинтеграции материала, грохочения и классификации его, высокоградиентной сепарации, флотации, флокуляции и обезвоживания, в результате чего получают высокомолекулярный бокситовый концентрат, каолинитовый и иногда промежуточный продукты.

Если для каолинит-гиббситовых бокситов (рис. 3.19, а) достаточно обычных методов дезинтеграции (на грохотах, в бутаре), то для бокситов каолинит-бемитовых (рис. 3.19, б) и шамозит-гематит-бемитовых необходимы специальные методы механического и физико-химического диспергирования. Песковая часть является обычно готовым бокситовым концентратом. Повысить содержание глинозема в зернистых продуктах классификации можно магнитной сепарацией за счет удаления минералов железа (лимонита, гематита, сидерита).

Тонкозернистая часть каолинит-гиббситовых бокситов после сравнительно грубого измельчения (до $-0,15$ мм) и обесшламливания может поступать на флотационное обогащение (см. рис. 3.19, *a*) с применением смеси олеиновой кислоты с талловым и машинным маслами при рН 7,5—9,5 или в кислой среде, создаваемой серной кислотой, с использованием реагентов серии 800 в качестве собирателя и топливного масла для стабилизации пены. Если полученный таким образом концентрат содержит минералы титана или железа, то для их удаления могут быть использованы концентрация на столах или высокоградиентная магнитная сепарация. Иногда, чтобы перевести оксиды железа в магнитные разновидности, бокситы могут подвергаться предварительному обжигу.

Для обогащения тонкозернистой части каолинит-бемитовых бокситов более перспективна селективная флокуляция (см. рис. 3.19, *б*). Высокая степень физико-химического диспергирования по самым тонким классам ($-0,001$ или $-0,0005$ мм), необходимая для флокуляции, достигается использованием сочетания реагентов (соды, едкого натра, гексаметафосфата натрия, сульфитно-спиртовой барды и др.) и акустической обработки. Флокулянтom является гидролизованый ПАА. При селективной флокуляции осуществляется также сгущение продуктов обогащения.

При кондиционировании бокситовых концентратов флотационным методом удаление из них пиритной серы осуществляется с сульфгидрильным собирателем, органических примесей — с аполярным, карбонатов железа — с оксигидрильным собирателем. В результате с учетом применения концентрации на столах и магнитной сепарации можно попутно получить при обогащении бокситов каолинитовый, железный, титановый, пиритный продукты с промышленным содержанием в них металлов или элементов, т. е. обеспечить комплексное их использование. Наиболее распространенным и широко используемым методом переработки боксита является процесс Байера, представляющий собой выщелачивание измельченного (до $-0,5$ мм) боксита едким натром в автоклавах.

3.6.3. Обогащение других алюминийсодержащих руд

Извлечение алунита ($K_2SO_4 \cdot Al_2(SO_4)_3 \cdot 2Al_2O_3 \cdot 6H_2O$), андалузита, кианита и силлиманита (имеющих общую формулу $Al_2O_3 \cdot SiO_2$), нефелина ($Na[AlSiO_4]$) из руд в связи с их тонкой вкрапленностью осуществляют методом флотации.

Флотацию *алунитов* проводят после измельчения руды до 70—60 % класса $-0,074$ мм с олеиновой кислотой, дистиллированным талловым маслом или его жирно-кислотной фракцией в слабощелочной среде (рН 9,5—9,8), создаваемой содой или едким натром. Полученный алунитовый концентрат содержит 50—70 % алунита и перерабатывается по восстановительной или серно-кислотной схеме.

При флотации *андалузитовых* руд измельчение должно осуществляться в галечных мельницах, чтобы предотвратить активацию минералов породы железом. Флотации предшествует обесшламливание, если в руде присутствуют легкоизмельчаемые минералы пустой породы и шламы легкофлотируемых силикатов. Андалузит флотируют жирными кислотами (0,3—1,3 кг/т) в содовой среде (5—8 кг/т). Для депрессии кварца, слюды, железных титановых и некоторых других минералов загружают крахмал (0,1—0,2 кг) и сульфитный шелок (0,1—0,2 кг/т), активной частью которого является лигнинсульфоновая кислота.

При флотационном обогащении кианитовых руд песковая и шламовая части флотируются отдельно. Флотация кианита осуществляется жирными кислотами и их солями (0,5—1 кг/т) в слабощелочной среде, создаваемой содой (0,5—1 кг/т) или едким натром (0,2—0,3 кг/т) с небольшими добавками жидкого стекла (0,2—0,3 кг/т) для депрессии основной массы породы. Очистка кианитового концентрата от биотита и граната проводится в операциях перечистки его в слабокислой среде (рН 5,2—6,6). При наличии в руде сульфидов они удаляются в начале процесса.

При флотации *силлиманитовых* руд жирно-кислотными собирателями (0,2—0,6 кг/т) в качестве регуляторов флотации и депрессоров породы используют соду, едкий натр, пиро-

фосфат натрия и жидкое стекло. Флотация силлиманита осуществляется обычно после предварительного обесшламливания и удаления полезных и титансодержащих минералов.

Получаемые концентраты при флотационном извлечении из руд минералов андалузитовой группы содержат 55—57 % Al_2O_3 при извлечении 70—90 %.

Основным источником получения *нефелиновых* концентратов являются обесшламленные и сгущенные хвосты апатитовой флотации, содержащие помимо 70 % нефелина остатки апатита (3 %), эгирин (20 %), сфен, титаномагнетит и другие минералы. Кондиционный нефелиновый концентрат, содержащий не менее 29 % Al_2O_3 (и не более 60 % класса +0,088 мм), получается камерным продуктом коллективной флотации всех сопутствующих минералов заменителями oleиновой кислоты (талловым маслом, окисленным петролатумом и др.) в щелочной среде (рН 10—10,5), создаваемой едким натром. Коллективный концентрат с целью комплексного использования сырья должен подвергаться разделению.

Дополнительная литература [2 — 6, 10, 11, 19, 22, 24, 26, 32, 39, 44].

4.1. Классификация металлов и методы обогащения руд и россыпей

Условная классификация редких, редкоземельных и радиоактивных металлов предусматривает их распределение по следующим группам:

- *легкие редкие* — литий, цезий, бериллий;
- *тяжелые редкие* — титан, цирконий, олово, ниобий, тантал, молибден, вольфрам, висмут, кобальт;
- *рассеянные* — иридий, осмий, палладий, родий, рутений, рубидий, ванадий, галлий, индий, гафний, таллий, германий, селен, теллур, рений;
- *редкоземельные* — скандий, иттрий, лантан, лантаноиды (14 элементов от церия до лютеция);
- *радиоактивные* — радий, актиний, торий, протактиний, уран, полоний.

Все металлы, кроме рассеянных, встречаются в коренных или россыпных рудах, морских или прибрежных россыпях в виде самостоятельных минералов, обладающих свойствами, позволяющими (или не позволяющими) их разделять методами обогащения. При переработке руд коренных месторождений процессы дробления, измельчения с целью раскрытия минералов являются необходимыми; при переработке россыпей они могут не понадобиться, достаточной может оказаться операция их дезинтеграции. Основными методами обогащения руд и россыпей являются гравитационные и флотационные, которые могут быть дополнены магнитной, электрической и радиометрической сепарацией, а также методами химического обогащения.

4.2. Литиевые руды и гапургическое сырье

Наибольшее промышленное значение из литиевых минералов имеет сподумен ($\text{LiAl}[\text{Si}_2\text{O}_8]$), гораздо меньшее — лепидолит, амблигонит, циннвальдит и петалит. Промышленные руды содержат не менее 0,5 % Li_2O . Содержание Li_2O в рудах может быть ниже, если они содержат примеси тантала, ниобия, вольфрама, олова, монацита.

Кондиционные сподуменовые концентраты содержат 4—6 % Li_2O , амблигонитовые — 8 % Li_2O , циннвальдитовые и петалитовые — 3 % Li_2O . Низкое содержание лития в концентратах обусловлено малым его содержанием в минералах и близостью свойств минералов лития и породы.

Для извлечения литиевых минералов из руд используются следующие процессы:

- селективная добыча руды и ручная сортировка материала крупностью $-300 + 10$ мм для выделения крупновкрапленного сподумена (рис. 4.1, а), отличающегося по внешним признакам (главным образом по цвету) от минералов породы;
- обогащение в тяжелых суспензиях (рис. 4.1, б), основанное на различии плотностей сподумена ($3,2 \text{ т/м}^3$) и минералов породы ($2,6—2,7 \text{ т/м}^3$), используемое в случаях, когда сподумен подвергся выветриванию и по цветовым признакам не отличается от породы;
- термическое обогащение (декрипитация), включающее обжиг крупнодробленой руды при температуре $950—1180$ °С в течение 1 ч с последующим охлаждением. При этом α -модификация сподумена переходит в β -модификацию с изменением параметров кристаллической решетки, вследствие чего кристаллы сподумена растрескиваются и рассыпаются в порошок крупностью менее 0,2 мм, который затем отделяется от минералов породы избирательным грохочением или пневматической сепарацией (рис. 4.1, в);

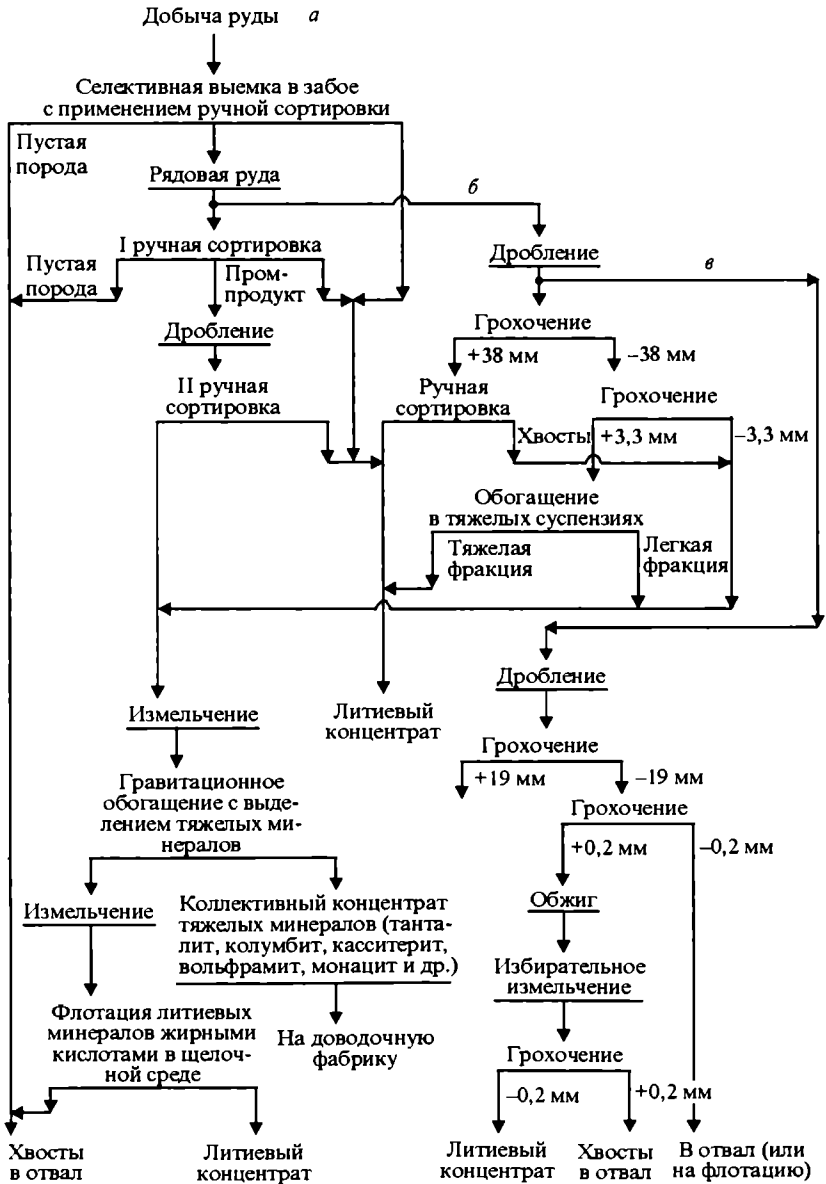


Рис. 4.1. Схемы обогащения литиевых руд

- комбинированная схема, включающая селективную добычу руды с обработкой ее по схеме (см. рис. 4.1, *а* или 4.1, *б*) с выделением 30—40 % бедной породы в отвал. Тяжелая фракция поступает на переработку флотацией для получения литиевого и бериллиевого концентратов (при наличии в руде берилла) и гравитационными методами с целью выделения имеющихся в руде танталита, колумбита, касситерита, монацита и других тяжелых минералов в коллективный концентрат с последующей доводкой его на магнитных и электрических сепараторах;
- флотация с анионными и катионными собирателями, являющаяся основным процессом при обогащении литиевых руд.

При флотации литиевых и комплексных литийсодержащих руд сподумен легко флотируется после предварительной щелочной обработки руды в плотной (50—70 % твердого) пульпе и последующей отмывки щелочного раствора и шламов (–15 мкм). Предполагается, что в результате щелочной обработки поверхность сподумена гидрофобизируется за счет удаления остатков кремнекислородных тетраэдров и тонких шламистых частиц. Крахмал, декстрин, сернистый натрий и жидкое стекло гидрофилизуют поверхность сподумена и приводят к депрессии его флотации, тогда как хлорная известь, депрессирующая берилл и полевые шпаты, не ухудшает флотируемости сподумена.

Флотационное обогащение сподуменовых руд осуществляется по одной из следующих схем:

- *прямая анионная флотация* (рис. 4.2, *а*) сподумена жирными кислотами и их мылами (0,2—0,5 кг/т) при pH 6,5—8,5 после предварительной щелочной обработки плотной пульпы (50—70 % твердого) едким натром (1—3 кг/т) при температуре 50—70 °С в течение 0,5—1 ч, обесшламливания и промывки. Депрессия сопутствующих минералов достигается связыванием активирующих ионов (например, железа) в щелочной среде в труднорастворимые соединения. Селекция улучшается, если в процессе щелочной обработки используются загрузки кремнефтористого натрия, жидкого стекла или гексаметафосфата.

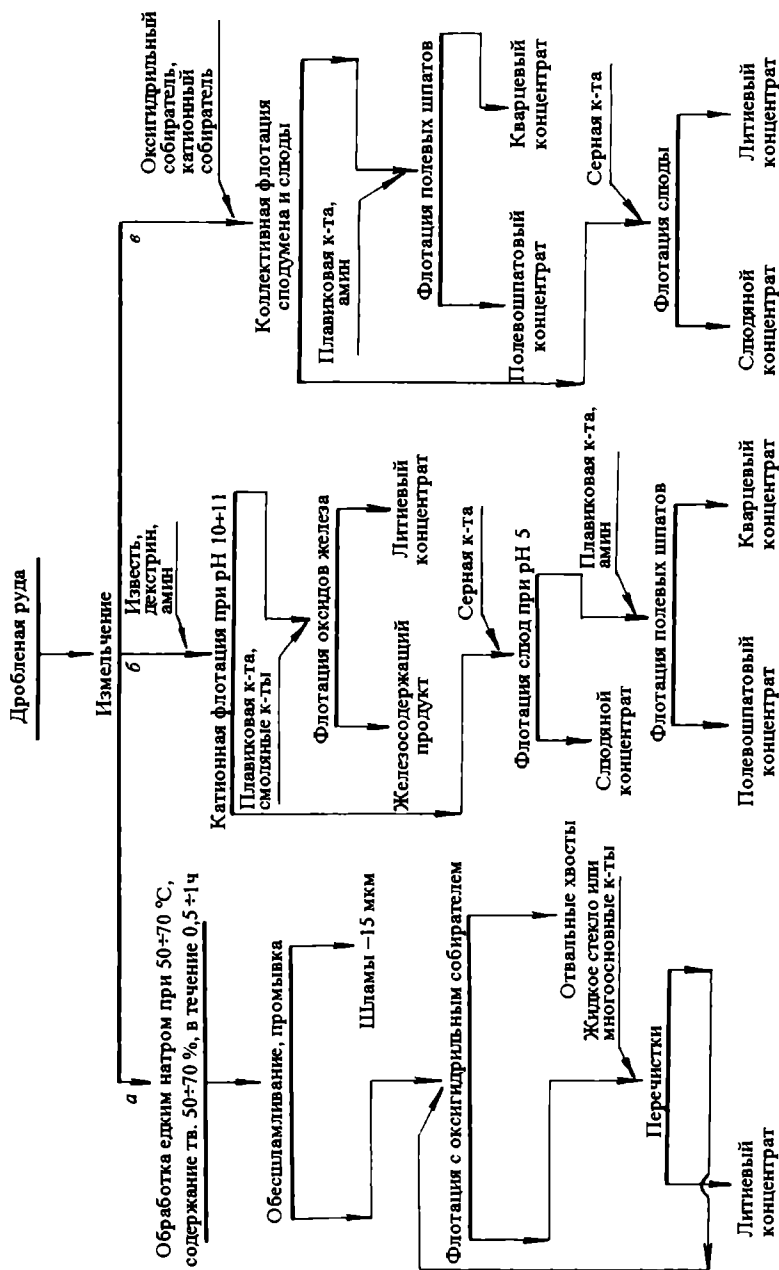


Рис. 4.2. Схемы флотационного обогащения слюдоменных руд

Перечистки черногого сподуменового концентрата проводят с добавлением жидкого стекла и квембрахо или молочной кислоты. Резкое повышение качества может быть получено при перефлотации концентрата в кислой среде с кремнефтористым натрием, однако оно сопровождается понижением извлечения сподумена;

- *обратная флотация* (рис. 4.2, б), по которой сначала флотируют кварц, полевой шпат и слюды катионными собирателями в щелочной среде (рН 10—11) при депрессии сподумена и минералов железа известью и декстрином. Сподуменовый концентрат получают камерным продуктом из хвостов катионной флотации после промывки, обесшламливания, перемешивания плотной пульпы (70 % твердого) с плавиковой кислотой (0,1—0,2 кг/т) и флотации минералов железа натриевыми солями смоляных кислот (0,5—1 кг/т). Пенный продукт катионной флотации также поступает на разделение: в слабокислой среде, создаваемой серной кислотой, из него удаляют слюды с получением слюдяного концентрата, затем после промывки, обесшламливания и обработки плавиковой кислотой и флотации с катионным собирателем пенным продуктом получают полевошпатовый, а камерным — кварцевый концентрат;

- *коллективная флотация* (рис. 4.2, в) сподумена и слюд смесью жирных кислот и катионного собирателя в слабощелочной среде с последующим разделением коллективного концентрата путем флотации слюды в сернокислой среде. Из хвостов коллективной флотации можно выделить полевошпатовый концентрат при флотации катионным собирателем в присутствии плавиковой кислоты. В камерном продукте остается кварц.

Конечные сподуменовые концентраты первого сорта содержат не менее 4 %, а второго сорта — не менее 3 % оксида лития. Извлечение лития в концентраты составляет 55—70 %. Важнейшим и необходимым условием переработки сподуменных руд является комплексное использование. По этой причине наиболее предпочтительными являются последние две схемы.

Важным источником получения дешевого лития является галургическое сырье: высокоминерализованные воды, геотермальные растворы, соляные рассолы и т. д. Для извлечения из них лития используют методы химического обогащения. Сущность метода, например, при обогащении соляных рассолов заключается в упарке рассола, дробной кристаллизации и получении различных солей. При этом литий выпадает в виде мельчайших частиц двойного фосфата лития (Li_2NaPO_4), который обрабатывают растворами мыла и флотируют с добавками пенообразователя.

4.3. Бериллиевые руды

Основным промышленным минералом является берилл $\text{Be}_3\text{Al}_2[\text{Si}_6\text{O}_{18}]$. Фенакит и бертрандит имеют подчиненное значение. Содержание оксида бериллия в рудах изменяется от 0,02 до 2 % (в США достигает 3 %). В кондиционных бериллиевых концентратах первого сорта содержание оксида бериллия должно составлять не менее 9,7 %, в концентратах второго сорта — не менее 6,2 %.

Основным методом обогащения мелко- и тонковкрапленных руд является флотация, поскольку все основные минералы бериллия немагнитны и по плотности не отличаются от минералов породы (актинолита, турмалина, топаза, кварца, полевых шпатов, флюорита и др.) и для их извлечения не могут быть использованы магнитные и гравитационные методы обогащения. При наличии в рудах крупных зерен берилла они извлекаются перед флотацией с применением:

- ручной выборки крупнозернистого (более 6—10 мм) берилла в забое и радиометрической сепарации в процессе дробления руд (рис. 4.3, а);
- избирательного измельчения, основанного на высокой твердости берилла, хризоберилла, фенакита и применяемого при наличии в руде мягких пород, например слюдяных сланцев, талька и др. (рис. 4.3, б).

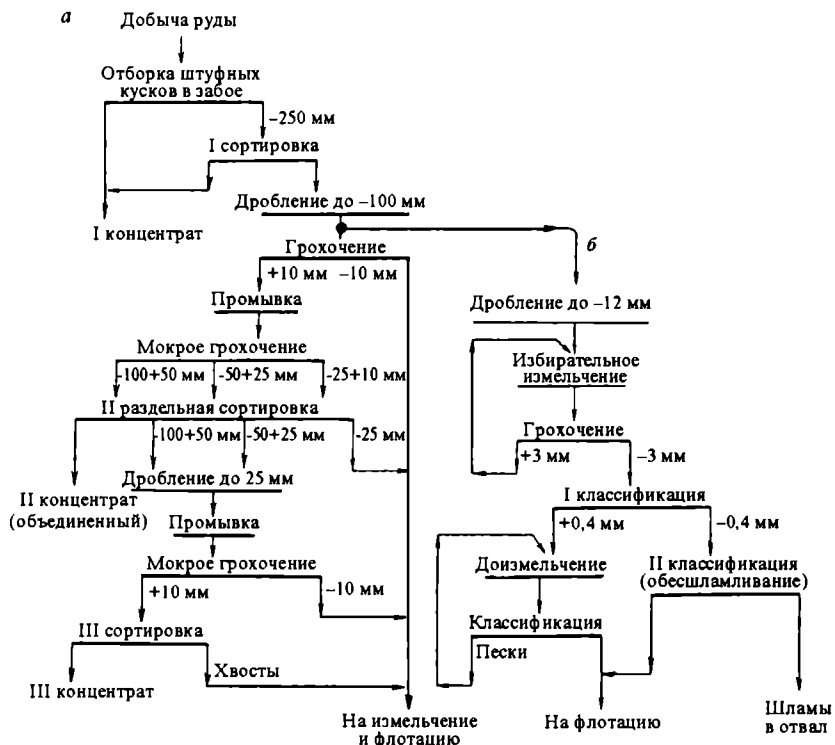


Рис. 4.3. Схемы обогащения бериллиевых руд методами сортировки (*а*) и избирательного измельчения (*б*)

Флотации берилла по *кислотной схеме* (рис. 4.4) предшествуют циклы:

- коллективной флотации сульфидных минералов сульфгидрильным собирателем в слабощелочной, нейтральной или слабокислой средах;
- флотации флюорита (при значительных количествах его в руде) небольшими добавками оксигидрильного собирателя с одновременной загрузкой жидкого стекла для депрессии силикатов;
- флотации слюды катионным собирателем (0,2—0,3 кг/т) в кислой среде (рН 3—4), создаваемой серной кислотой (2—4 кг/т), или сильнощелочной среде (рН 10), создаваемой содой или едким натром. Переходящая в концентрат

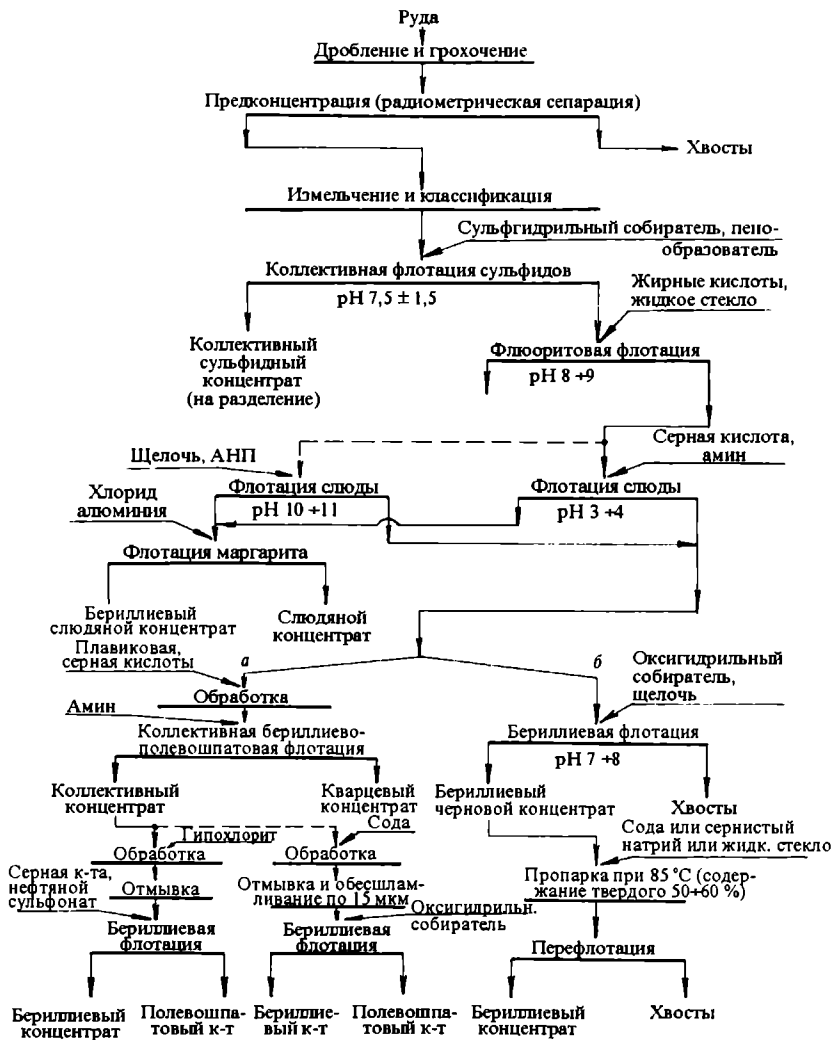


Рис. 4.4. Схемы флотации при обогащении бериллиевых руд

кальциевая слюда — маргарит, содержащая промышленные количества бериллия, может быть выделена в селективный концентрат при перефлотации коллективного слюдяного концентрата в кислой или щелочной среде в присутствии хлористого алюминия (0,5—0,7 г/л), обеспечивающего депрессию всех остальных слюд;

- обработки хвостов слюдяной флотации фтористоводородной (плавиковой) кислотой (1,5—2 кг/т) в смеси с серной кислотой (0,5 кг/т) для активации берилла и полевого шпата и депрессии кварца.

Последующее флотационное извлечение берилла из подготовленного таким образом материала осуществляется по коллективной или селективной схемам флотации.

Коллективная бериллиево-полевошпатовая флотация проводится с катионным собирателем (0,15 кг/т) и получением в камерном продукте кварцевого концентрата. Отделение берилла от полевого шпата проводится по двум вариантам:

- после трехкратной отмывки катионного собирателя с поверхности коллективного концентрата слабым раствором соды (0,04 кг/т руды) и обесшламливания по крупности –15 мкм путем флотации с анионным собирателем (0,1—0,2 кг/т);
- после обработки коллективного концентрата в плотной пульпе (50 % твердого) гипохлоритом (0,2—0,9 кг/т) и отмывки путем флотации берилла в кислой среде (до 2 кг/т серной кислоты) нефтяным сульфонатом.

Полученный берилловый концентрат может быть объединен с маргаритовым, а полевошпатовый концентрат, получаемый камерным продуктом, может быть подвергнут флотационному разделению на калиевую и натриевую разновидности в растворе соли натрия или калия по рассмотренной выше технологии.

Селективная флотация берилла из хвостов слюдяной флотации проводится жирными кислотами в щелочной среде с выделением в хвосты кварца и полевого шпата. Черновой берилловый концентрат обычно загрязнен актинолитом, амфиболами и другими минералами и поэтому требует доводки, которая осуществляется после пропарки с содой (примерно 0,5 кг/т), жидким стеклом или сернистым натрием (0,1—0,12 кг/т) при 85 °С.

Поскольку коллективная схема флотации берилла позволяет более комплексно использовать минеральное сырье, то селективная схема применяется только при высоком содержании в руде сильно разрушенного полевого шпата.

По *щелочной схеме* флотационное извлечение берилла из руды осуществляется после ее щелочной обработки. Если в руде присутствуют турмалин, гранат (более флотоактивные, чем берилл), то их удаляют до щелочной обработки путем флотации с малыми добавками жирных кислот в содовой среде. Обработка руды щелочными реагентами (едким натром или сернистым натрием) проводится для активации берилла, пептизации шламов и депрессии минералов породы в результате предотвращения активации их солями железа и других металлов. После щелочной обработки в плотной пульпе и удаления шламов и избытка щелочи путем промывки Натационированной водой до pH 8—8,5 берилл флотируется жирными кислотами (0,2—0,4 кг/т) в содовой среде. Для повышения эффективности действия собирателя его подают в пульпу в виде подогретой до 80—85 °С эмульсии.

Черновой концентрат, загрязненный слюдами, кварцем, полевыми шпатами, остатками турмалина, граната и другими минералами, после перечисток в содовой среде (pH 9,5) подвергают двукратной пропарке с содой или с содой и сернистым натрием для депрессии загрязняющих берилловый концентрат минеральных примесей.

Технологические показатели флотации берилла по кислотной и щелочной схемам близки: извлечение бериллия в концентрат составляет 70—80 %. Однако кислотная схема обеспечивает более высокую степень комплексности использования минерального сырья. Недостатком кислотной схемы является применение плавиковой и серной кислот, усложняющих обслуживание флотационного процесса, требующих применения кислотоупорного оборудования и более строгого соблюдения правил техники безопасности. Недостатками щелочной схемы являются необходимость подогрева пульпы и применение умягченной воды.

Комбинированные схемы переработки представляют собой комбинацию процессов флотации бедных руд и химико-металлургической переработки получаемых концентратов (и иногда богатых руд), предусматривающей окускование, обжиг при 820—980 °С и выщелачивание бериллия с последующим осаждением его из раствора в виде гидроксида (а затем и оксида бериллия).

4.4. Титановые и циркониевые руды и россыпи

В коренных и россыпных месторождениях основными титановыми минералами являются: ильменит (FeTiO_3), рутил (TiO_2), ильменорутит $[(\text{Ti}, \text{Nb}, \text{Fe})\text{O}_2]$, перовскит (CaTiO_3) и сфен $(\text{CaTiSi}_2\text{O}_5)$. Из минералов циркония промышленное значение имеют циркон (ZrSiO_4) и бадделит (ZrO_2). Титаноциркониевые россыпи обычно обогащают в два приема (рис. 4.5). Задачей первого из них является выделение всех тяжелых и других ценных минералов (ильменита, рутила, циркона, монацита, магнетита и др.) с максимальным извлечением в черновой коллективный концентрат обычно гравитационными методами (на винтовых сепараторах, струйных и конусных концентраторах и других сепараторах, устанавливаемых обычно на драгах).

Целью второго приема — доводки и разделения полученного коллективного концентрата — является получение высококачественных кондиционных мономинеральных концентратов. Принципиальная схема доводки (см. рис. 4.5, *а* и *б*) включает в себя, как правило, операции магнитного обогащения в слабом (для извлечения сильномагнитного ильменита) и сильном (для извлечения слабомагнитного монацита) полях и электростатического обогащения (для отделения непроводящих циркона и монацита). Взаимное расположение операций может меняться в зависимости от содержания и свойств минералов. Иногда для увеличения различия разделяемых минералов по электропроводности и магнитной восприимчивости исходный материал подвергают механической или ультразвуковой «оттирке» с целью снятия с них поверхностных пленок. В схемах используют узкую шкалу грохочения продуктов перед электрическим обогащением, включают операции обработки на аппаратах с повышенной эффективностью обогащения (концентрационные столы, центробежные концентраторы и т. д.). В последнее время стали широко использовать флотационный метод разделения тонкозернистых коллективных титаноциркониевых концентратов.

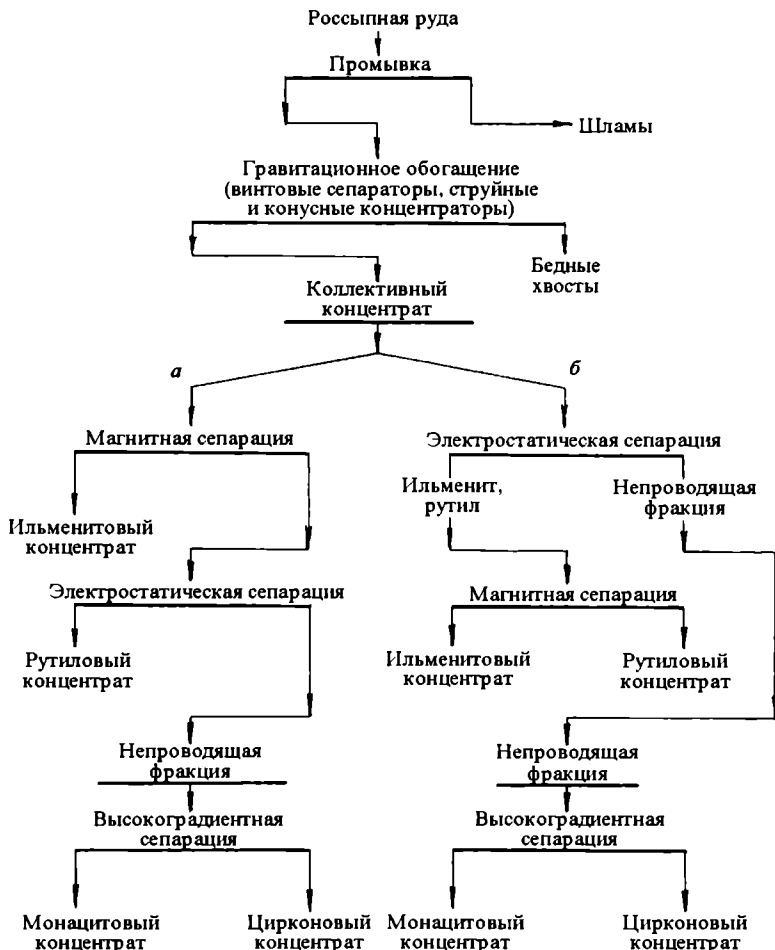


Рис. 4.5. Технологическая схема обогащения и доводки титаноциркониевых руд

Примером комплексного использования титаноциркониевых песков является технологическая схема обогащения (рис. 4.6), используемая на одном из предприятий бывшего СССР и позволяющая получать ильменитовый, рутиловый, ставролитовый, цирконовый и дистен-силлиманитовый концентраты, кварцевые формовочные и стекольные пески, глинистые хвосты, пригодные для производства керамики, гончарных изделий, бентонитовой и формовочной глины.

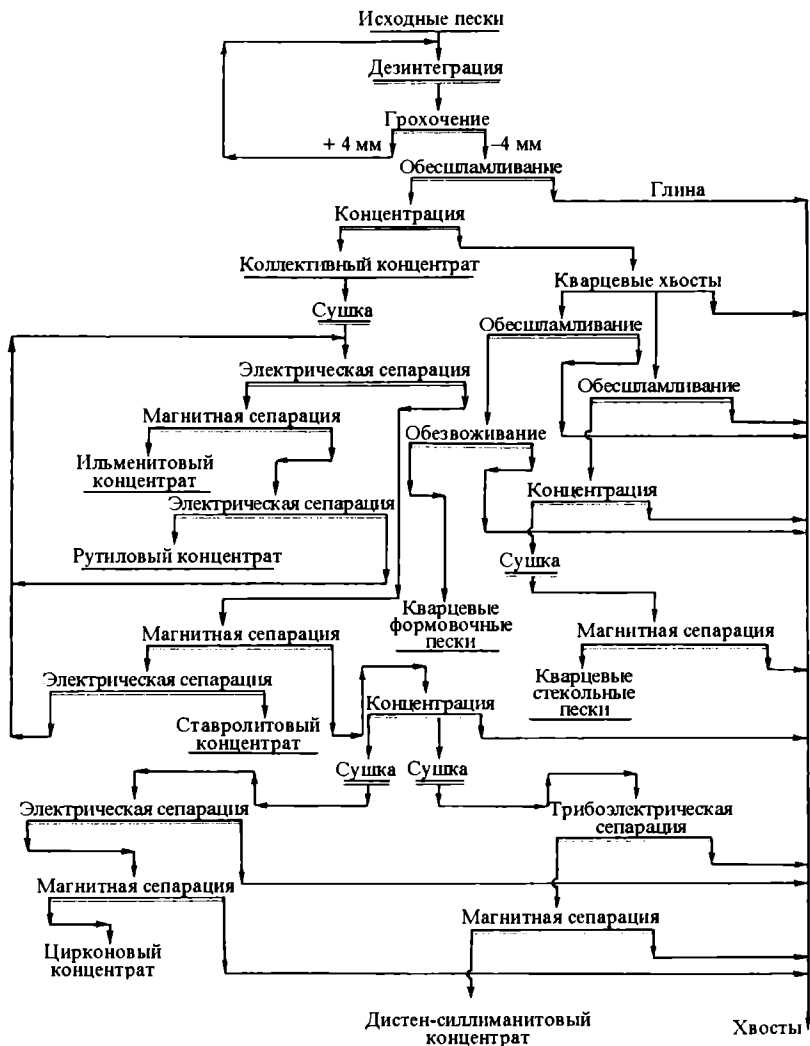


Рис. 4.6. Схема комплексной переработки титаноциркониевых песков

При обогащении титаномагнетитовых руд используют комбинацию методов обогащения: магнитную сепарацию в слабом поле (для извлечения магнетита и титаномагнетита) и сильном поле (для выделения породы в отвал), концентрацию на столах (для извлечения тонковкрапленного ильменита), флотацию (для извлечения тонковкрапленного ильменита).

Флотацию титановых и циркониевых минералов применяют также при переработке продуктов гравитационного и магнитного обогащения коренных руд и россыпей, для доводки и разделения коллективных титаноциркониевых концентратов.

Титановые и циркониевые минералы флотируют жирнокислотными собирателями предельного и непредельного рядов, их смесями, техническими продуктами (мылонафт, окисленный петролатум) часто с добавками аполярных масел. Оптимальные значения рН флотации всех минералов находятся в области, близкой к нейтральной. Они могут быть сфлотированы и алкилсульфатами, но только в кислой области. Для повышения селективности процесса при флотации рутила используют сочетание жирных кислот с аминами. Наиболее флотоактивным является циркон, затем рутил, несколько хуже флотируется ильменит.

Для депрессии минералов породы применяют фтористый натрий, небольшие расходы жидкого стекла или обрабатывают пульпу значительными расходами соды и жидкого стекла, избыток которых удаляют в процессе предварительного обесшламливания пульпы. Обесшламливание, как и предварительное удаление сульфидных минералов, является обязательной операцией, от тщательности проведения которой зависит качество концентратов.

Флотацию *ильменита* из хвостов магнитной сепарации титаномагнетитовых руд проводят при рН 6—6,5 в основной флотации и рН 5—5,5 в перечистных операциях. Значения рН регулируются серной кислотой. Для депрессии породы (граната и апатита) используются фтористый натрий или хромпик (до 0,2 кг/т).

Флотации *перовскита* обычно предшествует удаление кальцита, поскольку перовскит флотируется жирными кислотами после обработки его серной кислотой, последующей отмывки (для удаления солей кальция и магния) и доведения значений рН до оптимальных, равных 5,2—6. Кислотную обработку и последующие отмывки в ряде случаев можно исключить, если в качестве собирателя использовать реагент ИМ-50 (до 0,5 кг/т). Флотация в этом случае осуществляется в слабокислой среде (рН 5—6,5). Депрессия минералов производится загрузками жидкого стекла (до 0,2 кг/т).

Для разделения наиболее часто встречающейся ассоциации рутил-циркон-ильменит разработаны следующие методы:

- депрессия рутила и ильменита в содовой среде жидким стеклом (до 0,5 кг/т) или крахмалом (до 0,1 кг/т) и флотация циркона жирно-кислотным собирателем (до 5 кг/т). После нейтрализации щелочности серной кислотой (до рН 7) флотируются рутил и ильменит;
- флотация циркона жирно-кислотным собирателем при рН 8—9 после обработки коллективного концентрата газообразным азотом, глубоко депрессирующим ильменит и рутил;
- флотация циркона мылом при рН 11—11,5 после предварительной промывки коллективного концентрата кислотой;
- флотация циркона при рН 1,5—2 после предварительной обработки коллективного концентрата раствором мыла (0,2—1 кг/т) и последующей промывки кислотой (10—15 кг/т);
- флотация рутила и ильменита при рН 5,5—6 оксигидрильным собирателем (0,5—1 кг/т) или при рН 2 катионным собирателем при депрессии циркона кремнефтористым натрием (2—3 кг/т). Последующее разделение рутила и ильменита может быть достигнуто путем депрессии ильменита щавелевой кислотой (0,2 кг/т) и флотации рутила при рН 3,5—4.

Получаемые ильменитовые концентраты содержат 38—45 % TiO_2 , не более 53,6 % Fe_2O_3 и 2,5 % SiO_2 . Рутиловые концентраты должны содержать не менее 94 % TiO_2 . Вредными примесями в концентратах являются сера и фосфор. В цирконо-вых концентратах содержание минералов циркония должно быть не менее 75—80 %.

4.5. Оловянные руды и россыпи

Оловянные концентраты, содержащие до 60 % олова, получают из россыпей и коренных руд, среднее содержание олова в которых составляет 0,4—0,8 % (в СНГ — 0,42 %). Оловосодержащие руды являются комплексными и кроме

олова содержат медь, цинк, свинец, вольфрам, висмут и др. Олово в рудах и россыпях чаще всего бывает представлено на 80—95 % окисленным минералом — касситеритом (SnO_2) и на 5—20 % — смешанным сульфидом, например сульфосолястинином ($\text{Cu}_2\text{FeSnS}_4$).

Рудоподготовка. В настоящее время около 30 % олово-содержащих руд подвергается предконцентрации в тяжелых суспензиях. Предконцентрация может осуществляться также радиометрической сортировкой на установках типа «Сортерс» и отсадкой. Для предконцентрации исходный материал разделяется на классы -50 (25)+6 и $-6+0,5$ мм. Последний подвергается предконцентрации в тяжелосредних гидроциклонах. В качестве суспензоида (утяжелителя) используют смесь ферросилиция с магнетитом в соотношении 1 : 1. В процессе предконцентрации удаляется до 70 % пустой породы.

Дробление руд до 6—16 мм осуществляется в 2—3 стадии с замкнутым циклом в последней стадии. Чтобы избежать переизмельчения касситерита, в первой стадии измельчения используют стержневые мельницы, работающие в замкнутом цикле с вибрационными или дугowymi грохотами. Вторая и третья стадии измельчения осуществляются в шаровых мельницах. Для классификации материала используют грохоты тонкого грохочения и вертикальные грохоты (типа ЦГС и др.). Поскольку касситерит имеет большую плотность, между мельницей и классификатором может быть установлена отсадочная машина для извлечения крупных зерен касситерита и богатых его сростков.

Схемы обогащения. При обогащении оловянных руд и россыпей применяются три вида схем: гравитационно-флотационные, флотационно-гравитационные и обогатительно-металлургические.

По первой из них (рис. 4.7) применение в начале процесса гравитационного обогащения приводит к получению коллективных оловосодержащих концентратов, доводка которых проводится флотационным методом с оксигидрильным собирателем.

В качестве гравитационных методов обогащения используются отсадка и концентрация на столах, в струйных желобах и орбитальных шлюзах. Обязательной операцией перед обогащением является разделение исходного материала

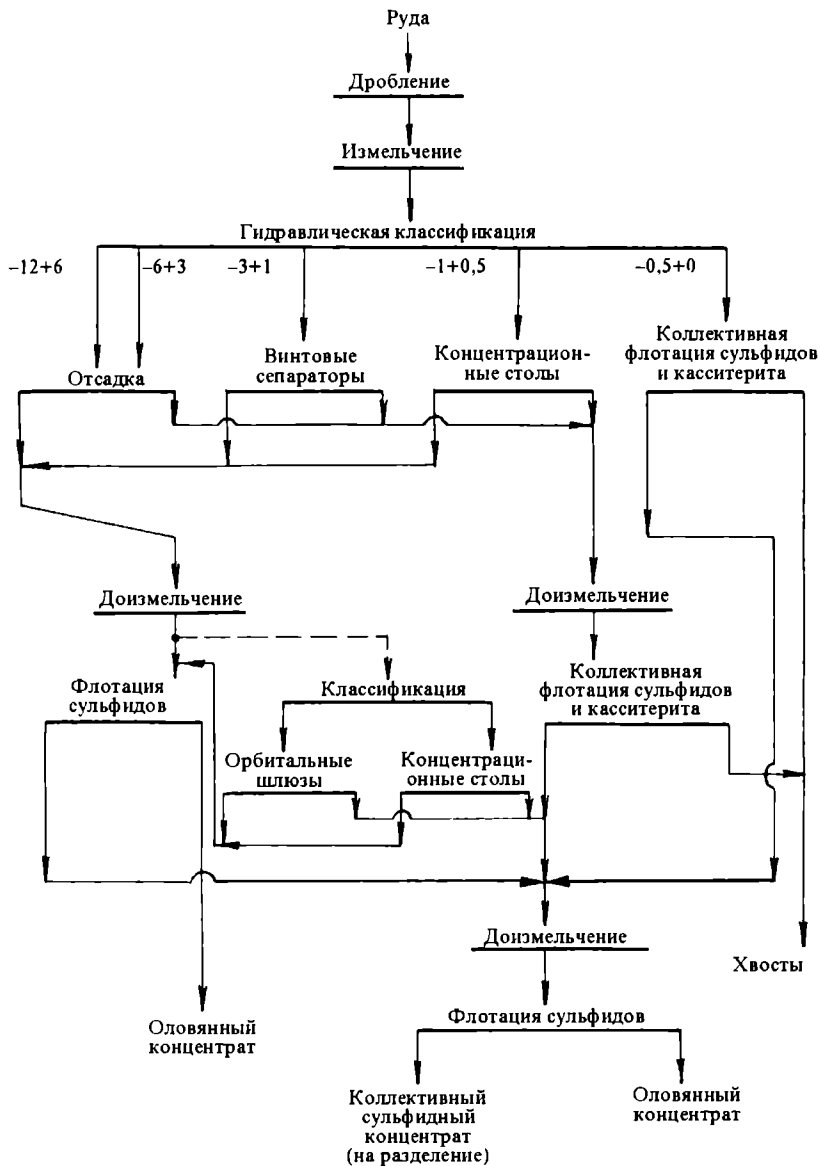


Рис. 4.7. Гравитационно-флотационная схема обогащения оловянных руд

на большое (до 18) число классов по равнопадаемости в гидравлических классификаторах. Для классов $-12+6$; $-6+3$; $-3+1$ мм в качестве первой операции обогащения применяется отсадка. После доизмельчения продуктов отсадки материал подвергается гидравлической классификации и поступает на песковые и шламовые концентрационные столы. Для класса $-3+1$ мм вместо отсадки может применяться обогащение в струйных желобах. Тонкие классы поступают на орбитальные шлюзы типа «Бартлез-Мозли». Получаемый коллективный концентрат загрязнен обычно сульфидами, минералами вольфрама, турмалином, оксидами железа и сростками с силикатными минералами породы. Для удаления сульфидов из оловянного концентрата и разделения их, доизвлечения оловянных минералов из шламов и хвостов гравитационного обогащения используется флотация.

По флотационно-гравитационной схеме (рис. 4.8) руда после грубого измельчения подвергается флотации с извлечением всех ценных компонентов в коллективный концентрат. Полученный концентрат и хвосты доизмельчаются и поступают на гравитационное обогащение. Для флотации грубозернистых материалов в начале процесса могут использоваться машины пенной сепарации; в качестве гравитационных аппаратов — концентрационные столы и орбитальные шлюзы. В результате получают черновой оловянный концентрат, загрязненный сульфидами, минералами вольфрама, турмалином, оксидами железа. В дальнейшем сульфиды свинца, меди, цинка и пирит удаляются из него с помощью флотации; пирротин и минералы железа, вольфрама — магнитной сепарацией; турмалин — электрической сепарацией.

Обогатительно-металлургические схемы используются при переработке бедных, труднообогатимых руд. Получаемый при обогащении бедный оловянный концентрат (1,5—7 % Sn) поступает на фьюмингование (возгонку олова в пыль при высоких температурах). Содержание олова в возгонах составляет не менее 50 %.

Режимы флотации. Трудности флотационного процесса обусловлены, во-первых, тем, что основные разделяемые минералы — касситерит и кварц — без предварительной активации не флотируются.

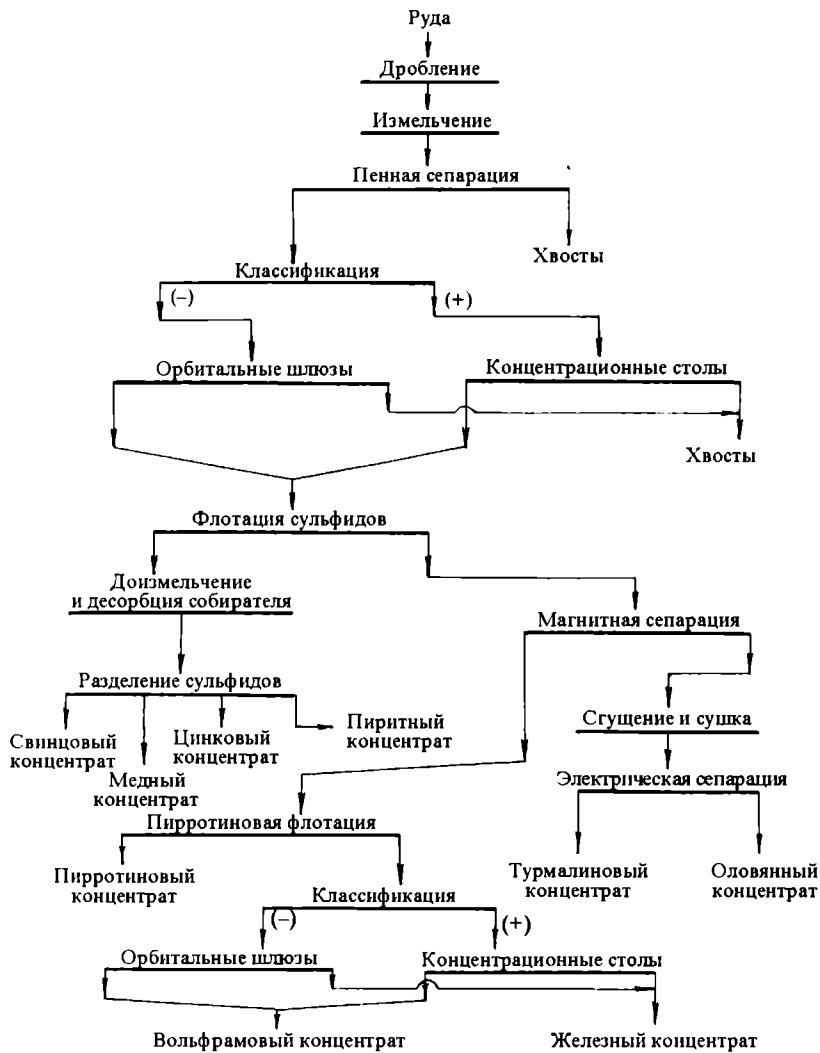


Рис. 4.8. Флотационно-гравитационная схема обогащения полиметаллических оловянных руд

Для активации используют соли тяжелых металлов, однако при этом происходит нивелирование флотационных свойств касситерита и кварца. Во-вторых, степень активации и характер активирующих катионов изменяются в зависимости от вещественного состава руды и ее происхождения.

Проблема селективной флотации касситерита решается как подбором селективных собирателей, так и избирательной дезактивацией минералов породы в слабокислой или кислой среде вследствие различной прочности закрепления активирующих катионов на поверхности касситерита и кварца и, следовательно, различной скорости удаления (выщелачивания) их с поверхности минералов в кислой среде. В зависимости от характера активирующего катиона при обогащении руд для дезактивации используют соляную, серную, лимонную, щавелевую и другие кислоты. Дезактивирующее действие кислот усиливается загрузкой депрессоров пустой породы (жидкого стекла, кремнефтористого натрия, гексаметафосфата и др.).

Необходимыми условиями селективной флотации касситерита являются обесшламливание исходного питания, при котором удаляются растворимые соли, и предварительное удаление сульфидов флотацией с сульфгидрильными собирателями при рН 6—6,5. Вместе с сульфидами теряется часть олова (в виде станина), выделить которое из коллективного сульфидного концентрата очень сложно. В качестве собирателя при флотации касситерита применяют жирные кислоты и мыла, арсоновые и фосфоновые кислоты, органические производные сульфоянтарной кислоты, ИМ-50.

Жирные кислоты эффективны при переработке простых типов руд, порода которых представлена главным образом кварцем. Основную флотацию в этом случае проводят при рН 5—5,7, перечистную — при рН 4,2—4,8. Более щелочная среда ухудшает депрессию породы, а более кислая — снижает флотуемость касситерита. С использованием жирных кислот может осуществляться «агломерационная» флотация. Для этого загружают в пульпу повышенные расходы аполярных масел, вызывающие селективную флокуляцию тонких частиц касситерита и образование агломератов, хорошо флотирующихся в обычных условиях. Образование агломератов достигается перемешиванием плотной пульпы с реагентами в течение 40 мин. Повышение качества оловянных концентратов, полученных с использованием жирно-кислотных собирателей, можно осуществить методом обратной флотации. Для этого полученный черновой концентрат сначала обжигают при температуре 300 °С, вызывающей полное сгорание собирателя, а затем проводят обратную флотацию. Оловянный кон-

центрат, содержащий 40—60 % олова, получают при этом каменным продуктом.

Арсеновые кислоты $\text{RAsO}(\text{OH})_2$ являются селективными по отношению к касситериту собирателями и применяются при тех же значениях pH, что и жирные кислоты, обеспечивая по сравнению с ними более высокую селективность, но обладают рядом недостатков: не обеспечивают хорошей флотуемости крупных частиц касситерита; характеризуются большим расходом (до 800 г/т) при высокой стоимости (в 15 раз дороже жирных кислот); токсичны. Недостатки арсеновых кислот вызвали широкое применение фосфоновых кислот $\text{RPO}(\text{OH})_2$, обладающих достаточной селективностью при флотации касситерита в широком диапазоне значений pH (2—10). Оптимальное значение pH 2—3. В случае применения загрузок жидкого стекла и кремнефтористого натрия для усиления депрессии минералов породы расход собирателя снижается, а селективность флотации возрастает. Оптимальная температура пульпы при флотации 40 °С. В тех же условиях используются для флотации касситерита органические производные сульфоянтарной кислоты («Алкопол-540», «Аэрозоль-22»).

В странах СНГ для этих целей используют реагент ИМ-50 по следующей схеме: сначала удаляют сульфиды при помощи собирателя — ксантогената, затем загружают жирные кислоты — собиратели — для получения коллективного концентрата. Коллективный концентрат после десорбции собирателя с поверхности минералов активированным углем в подкисленной среде поступает на перефлотацию с небольшими загрузками ИМ-50 для получения оловянного концентрата. Повышение эффективности депрессии минералов породы при этом достигается загрузками щавелевой кислоты. Получаемые при флотации оловянные концентраты содержат до 16 % олова и направляются на фьюмингование.

4.6. Танталонийобиевые руды и россыпи

В настоящее время примерно 70 % тантала и ниобия получают из россыпей, около 30 % — из коренных руд. Промышленное содержание их в рудах зависит от содержания и количества ценных минералов-спутников и составляет

0,1—0,5 %. Если в россыпях или руде присутствуют примеси титана, циркония, олова, монацита, то промышленное содержание тантала и ниобия в них снижается до 0,03 %.

В природе существует около 130 минералов тантала и ниобия. Все они сложны по своему химическому составу. К основным минералам ниобия относятся колумбит $(\text{Fe}, \text{Mn})\text{Nb}_2\text{O}_6$, пирохлор $(\text{Na}, \text{Ca})_2(\text{Nb}, \text{Ti})_2\text{O}_6[\text{OH}, \text{F}]$, лопарит $(\text{Na}, \text{Cl}, \text{Ca})(\text{Nb}, \text{Ti})\text{O}_3$; к основным минералам тантала — танталит $(\text{Fe}, \text{Mn})\text{Ta}_2\text{O}_6$ и микролит $(\text{Na}, \text{Ca})_2(\text{Ta}, \text{Ti})_2\text{O}_6[\text{OH}, \text{F}]$. Содержание Nb_2O_5 в кондиционных пирохлоровых концентратах составляет 30 %, в лопаритовых — 8 %. Танталовые концентраты первого сорта должны содержать 50—60 % Ta_2O_5 и не более 10 % Nb_2O_5 , концентраты второго сорта — не менее 40 % Ta_2O_5 .

Из-за высокой плотности минералов тантала и ниобия основным методом их извлечения при обогащении руд и россыпей является гравитационный с применением отсадки, винтовых сепараторов, концентрационных столов и шлозов. Учитывая естественную радиоактивность некоторых руд, в процессе их предконцентрации применяют радиометрические сепараторы. В результате гравитационного обогащения получают черновые концентраты, содержащие минералы тантала, ниобия, титана, циркония, олова, бериллия, монацита. В цикле доводки и разделения полученных черновых концентратов используют флотацию, магнитную и электрическую сепарацию, химическое и гравитационное обогащение. Необходимость комплексного использования сырья требует применения сложных схем его переработки и обогащения.

В цикле рудоподготовки россыпи и прибрежные пески подвергаются дезинтеграции и промывке, а коренные руды — предконцентрации радиометрическим методом или разделением в тяжелых суспензиях. Это позволяет освободиться от глины, крупной гали, не содержащих ценных компонентов (в случае промывки), и от 30—40 % породы после крупного дробления (в случае предконцентрации). Порода используется в качестве закладки на руднике или для строительных нужд.

В цикле обогащения материал подвергается сначала разделению на 4—5 классов крупности по равнопадаемости, а затем крупные классы обогащаются отсадкой, средние — на винтовых

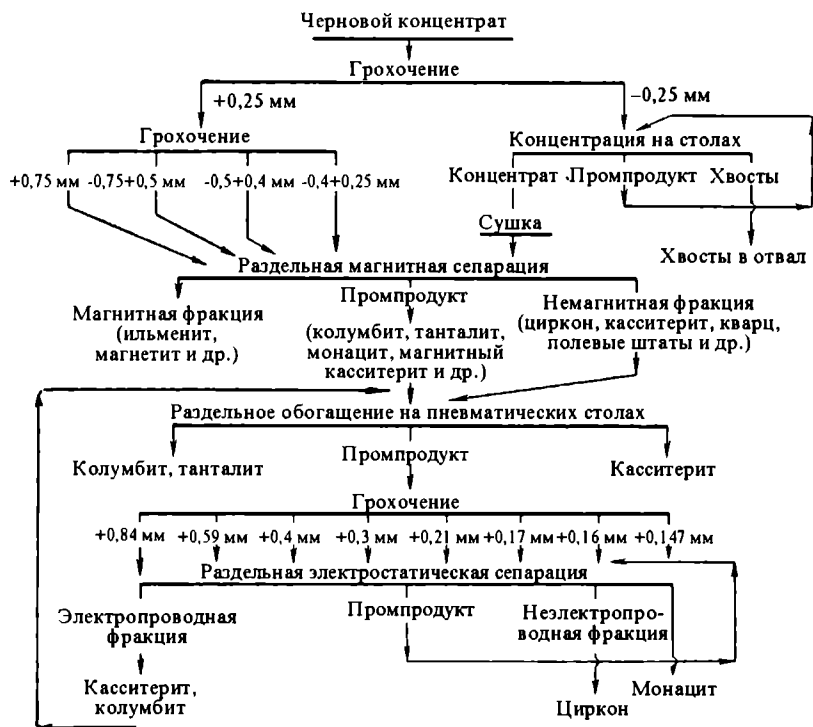


Рис. 4.9. Технологическая схема доводки и разделения черновых концентратов гравитационного обогащения танталониобиевых россыпей (песков)

сепараторах и концентрационных столах, мелкие — на шлозах. В результате гравитационного обогащения получают черновой концентрат и хвосты, которые поступают на флотацию для дообогащения, так же как и тонковкрапленные коренные руды.

Технологическая схема доводки и разделения черного концентрата, полученного при обогащении танталониобиевых россыпей (песков), изображена на рис. 4.9. Она включает в себя три группы операций: магнитную сепарацию в слабом поле, концентрацию на столах и электростатическую сепарацию материала, разделенного на узкие классы крупности. Магнитная сепарация позволяет выделить магнетит и ильменит, концентрация на столах — колумбитовый и касситеритовый концентраты, электростатическая сепарация — получить цирконовый и монацитовый концентраты.

Комплексность сырья и близость флотационных свойств разделяемых минералов при переработке тонковкрапленных руд требуют применения сложных схем флотации. В первых циклах обычно осуществляют удаление аполярных, сульфидных минералов, слюд, минералов щелочно-земельных металлов. Дальнейшие циклы включают флотацию основных ценных оксидов и силикатов, доводку полученных концентратов и их разделение, в процессе которых используют операции кислотной и щелочной обработок различных продуктов, отмывки и обесшламливания. В качестве примера на рис. 4.10 приведена принципиальная схема флотации пироклороцирконовых руд, разработанная в ВИМСе (Россия).

По данной схеме измельченная и обесшламленная руда подвергается предварительной флотации кальцита (жирнокислотным собирателем) и затем слюды (катионным собирателем). После отмывки хвостов от жидкого стекла и солей жесткости Na-катионированной водой флотируют олеиновой кислотой пироклор, циркон, сфен, ильменит, магнетит, гранат, эгирин при депрессии полевых шпатов сернистым натрием. После кислотной обработки получаемого пенного продукта и отмывки выщелоченных с поверхности катионов Fe^{3+} и Al^{3+} флотацией с алкилсульфатом в присутствии серной кислоты и хлористого натрия удается освободиться от основной массы породы, главным минералом которой является эгирин. Отделение циркона, ильменита и магнетита от пироклора и остатка породных минералов осуществляют также алкилсульфатом, но в присутствии кремнефтористого натрия. Отделяя ильменит и магнетит от циркона магнитной сепарацией, получают богатый цирконовый концентрат и титаномагнетитовый продукт. Пироклоровый концентрат получают в результате перефлотации хвостов цирконовой флотации с добавками катионного собирателя и алкилсульфата (см. рис. 4.10).

В последние годы широкое применение при флотации руд редких металлов получил комплексобразующий собиратель — реагент ИМ-50. Принципиальная технологическая схема флотации ниобийсодержащих минералов с ИМ-50 из пироклоровых руд и продуктов гравитационного обогащения, разработанная в Механобре, изображена на рис. 4.11, а.

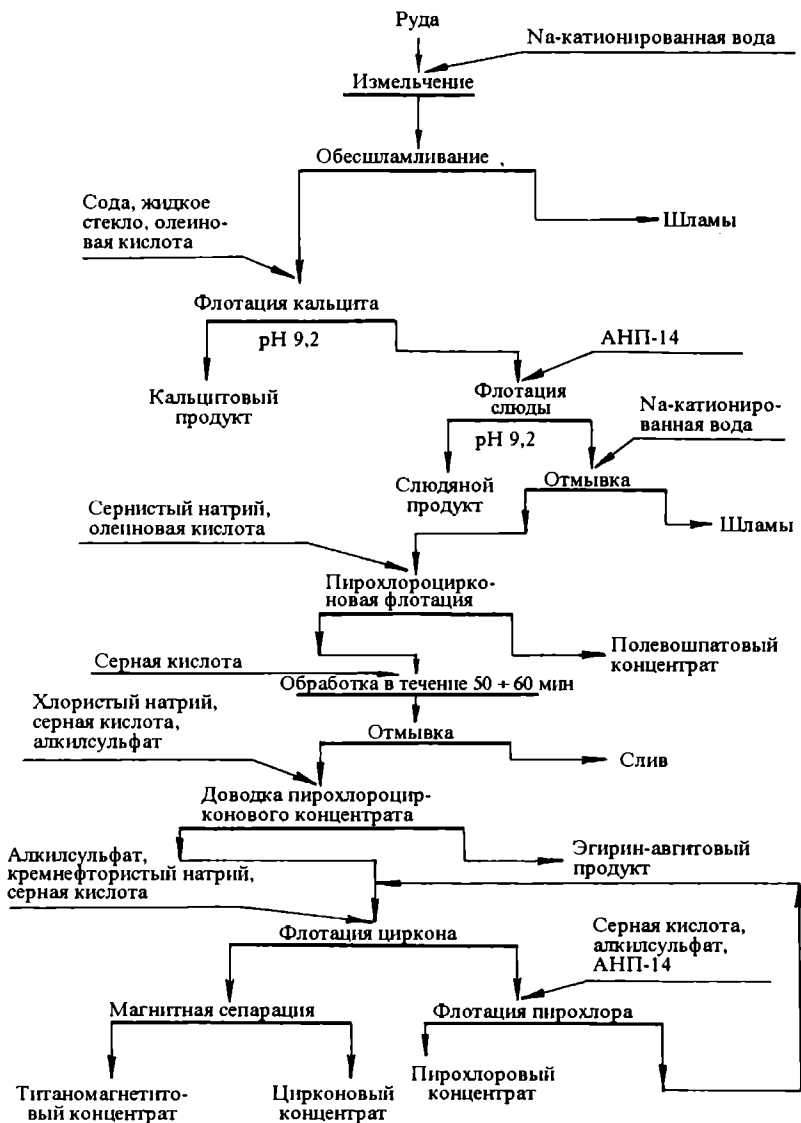


Рис. 4.10. Принципиальная технологическая схема флотации пирохлороцирковых руд

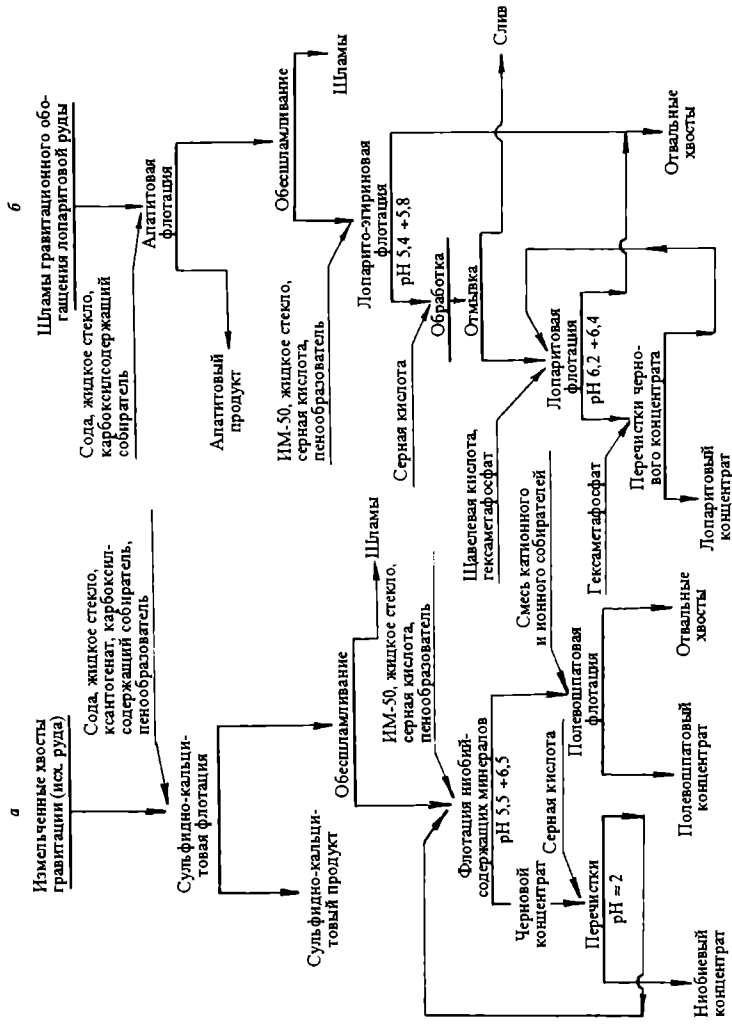


Рис. 4.11. Принципиальные схемы флотации ниобийсодержащих минералов из пирроловых руд и хвостов их гравитационного обогащения (а) и шламов гравитационного обогащения лопаритовых руд (б)

В соответствии со схемой предусматривается после удаления карбонатов и сульфидов получение ниобиевого продукта (концентрата) для химико-металлургической переработки и кондиционного полевошпатового концентрата. Ниобиевый продукт содержит, помимо пирохлора, минералы титана (ильменорутил, ильменит, сфен), циркон и в принципе может быть разделен на пирохлоровый, титановый и цирконовый концентраты. В свою очередь, разделением сульфидно-кальцитового продукта можно получить кальцитовый и сульфидный концентраты.

Принципиальная схема флотации лопарита с реагентом ИМ-50 из шламов гравитационного процесса приведена на рис. 4.11, б. Она позволяет отделить лопарит и эгирин от основной массы пустой породы после предварительного удаления апатита. Флотационное отделение лопарита от эгирина проводят после кислотной обработки и отмывки путем депрессии эгирина загрузками щавелевой кислоты и гексаметафосфата.

4.7. Вольфрамсодержащие руды и россыпи

Главным источником получения вольфрама являются вольфрамсодержащие руды скарнового, штокверкового типов и россыпи. Среднее промышленное содержание WO_3 в рудах составляет 0,1—0,4 %. К основным минералам вольфрама относятся вольфрамит $(Fe, Mn)WO_4$, ферберит $FeWO_4$, гюбнерит $MnWO_4$, шеелит $CaWO_4$. Всем этим минералам свойственны хрупкость, склонность к переизмельчению, большая плотность (от 5,6 для шеелита до 7,5 т/м³ для вольфрамита). Минералами-спутниками в вольфрамсодержащих рудах являются сульфиды цветных металлов, касситерит, минералы титана. Пустая порода представлена в основном кварцем, полевыми шпатами, флюоритом CaF_2 , апатитом $Ca_5(PO_4)_3(OH, F)$, баритом $BaSO_4$, кальцитом $CaCO_3$, слюдами (флогопитом, биотитом, мусковитом).

Вольфрамит, гюбнерит и ферберит извлекают из руд гравитационными методами, шеелит — флотационными. Вольфрамитовые концентраты содержат 30—50 % WO_3 , из них кон-

центраты первого сорта — 50 % WO_3 ; шеселитовые концентраты — 50—60 % WO_3 . Во всех концентратах жестко ограничено содержание фосфора, серы, мышьяка и других элементов, резко понижающих качество легированных сталей и сплавов.

Особенности рудоподготовки и обогащения (рис. 4.12) вольфрамсодержащих руд обусловлены особенностями физических свойств вольфрамовых минералов. К основным из них относится стадийность дробления, измельчения и обогащения. Минералы вольфрама извлекают по мере раскрытия их из сростков с минералами породы; применяют аппараты, обеспечивающие избирательность дробления и измельчения в стержневых и шаровых мельницах с грохочением (на грохотах тонкого грохочения) или классификацией после каждой стадии, чтобы исключить переизмельчение.

Первичное обогащение гравитационными методами завершается получением:

- богатого коллективного концентрата тяжелых минералов, поступающего на доводку и разделение различными методами;
- богатого промпродукта, который подвергается додрабливанию, измельчению и обогащению;
- бедного промпродукта, который додрабливается с целью получения отвальных хвостов и богатого промпродукта;
- шламов, направляемых на флотационное извлечение вольфрамовых минералов, и отвальных хвостов.

К особенностям гравитационного обогащения следует отнести:

- использование предконцентрации с применением тяжелых суспензий, радиометрических и винтовых сепараторов, отсадки в совокупности с избирательным дроблением;
- предварительное обесшламливание и гидравлическая классификация на несколько классов равнопадаемости перед концентрацией материала на столах, в шлюзах, винтовых сепараторах, конусных и центробежных концентраторах или отсадкой;
- широкое использование различных гравитационных аппаратов для доизвлечения ценных минералов из хвостов и шламов.

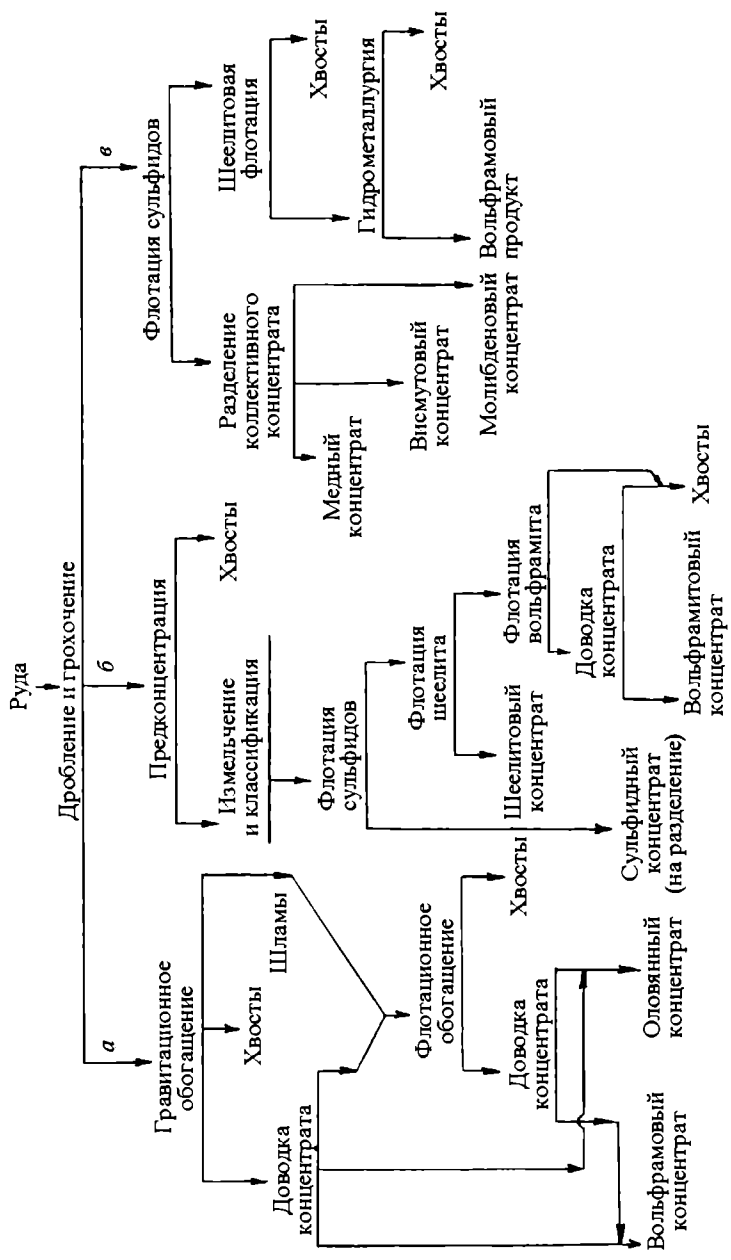


Рис. 4.12. Принципиальные схемы обогащения крупно- и агрегатно-вкрапленных россыпных оловянно-вольфрамовых руд (а), тонковкрапленных сульфидно-шешитно-вольфрамовых руд (б) и тонковкрапленных сульфидно-шешитовых руд (в)

Основной особенностью цикла доводки богатых коллективных гравитационных концентратов является использование совокупности различных методов обогащения. При этом магнитная сепарация в слабом поле применяется для выделения из концентрата сильномагнитных минералов — магнетита, пирротина, титаномагнетита и ильменита; в сильном магнитном поле удаляются лимонит, гранат, биотит, эпидот. Целью электрической сепарации является отделение проводящих минералов (ожелезненного касситерита) от непроводящих (шеелит). Флотогравитация используется для удаления сульфидов после перемешивания с ксантогенатом и тяжелыми маслами. Получаемый при этом коллективный сульфидный концентрат после предварительной десорбции избытка ксантогената и масла направляется на разделение флотационными методами. Для извлечения вольфрамсодержащих минералов из шламов гравитационного обогащения и при переработке шеелитовых руд используется флотация.

Все основные минералы вольфрама флотируются собирателями типа жирных кислот (0,1—0,4 кг/т) при значениях рН 9—10, создаваемых содой (1—5 кг/т). Для депрессии минералов породы, представленных силикатами (кварцем, полевыми шпатами, слодами), используют жидкое стекло, кремнефтористый натрий, бихромат ($\text{Na}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$), декстрин. При наличии сульфидов в руде они удаляются путем предварительной флотации с сульфгидрильными собирателями. Получаемые затем с оксигидрильными собирателями флотационные вольфрамовые черновые концентраты загрязнены минералами кальция (кальцитом, апатитом, флюоритом), силикатами (топазом и слодами), остатками сульфидов и направляются после предварительного сгущения до 50—60 % твердого на доводку концентрата.

Доводка черновых шеелитовых концентратов, содержащих 3—5 % WO_3 , и некоторое количество окисленного молибдена (представленного повелитом CaMoO_4 или изоморфной примесью молибдена в кристаллической решетке шеелита), осуществляется по методу Петрова. Сущность данного метода заключается в избирательной десорбции собирателя с поверхности кальциевых и силикатных минералов породы в процессе пропарки черновых концентратов в 3—4 %-ном растворе жидкого стекла при температуре 83—90 °С в течение 30—60 мин. При

этом минералы породы депрессируются, а шеелит и сопутствующий ему повелит сохраняют свою флотуемость. После разбавления продукта пропарки холодной водой до 25—30 % твердого и двух-трех перечисток получают кондиционный концентрат. Если черновой концентрат содержит значительное количество барита, флюорита, апатита, целестина или легкофлотуемых алломосиликатов, то полная их депрессия в условиях метода Петрова не достигается и концентрат направляется в дальнейшую обработку с целью удаления вредной примеси фосфора (в виде апатита), серы (в виде барита) и фтора (в виде флюорита).

До настоящего времени фосфор из шеелитового концентрата удаляют растворением апатита соляной кислотой HCl. Однако это приводит к частичному растворению шеелита, повелита и переводу части вольфрама и молибдена в раствор, из которого они удаляются затем гидрометаллургическим путем. В то же время известно, что минералы с анионами SO_4^{2-} (целестин, барит), PO_4^{3-} (апатит), F^- могут быть отделены от минералов с анионами WO_4^{2-} , MoO_4^{2-} , SiO_3^{2-} флотационным путем по методу Гроссмана. Для этого концентрат перемешивается в кислой среде (при pH 1,5—2), которая создается соляной, серной, щавелевой или фосфорной кислотами. Соединения собирателя на поверхности минералов с анионами WO_4^{2-} , MoO_4^{2-} , SiO_3^{2-} при этом разрушаются. Кроме того, на их поверхности за счет выщелачивания катионов кальция образуется коллоидная вольфрамовая, молибденовая или кремниевая кислота, приводящая к депрессии минералов (шеелита, повелита и силикатов). Минералы с анионами SO_4^{2-} , PO_4^{3-} и F (барит, апатит, флюорит) при этом флотуруются хорошо и могут быть отделены от вольфрамовых, молибденовых и силикатных минералов алкилсульфатом (0,2—0,3 кг/т), обеспечивая получение в камерном продукте кондиционного вольфрамового концентрата. Если получаемые шеелитовые концентраты содержат много кремния, то их подвергают перефлотации в нейтральной среде с извлечением вольфрамсодержащих минералов в пенный продукт. Силикатные минералы при этом остаются в хвостах.

Из руд, содержащих 0,1—0,4 % WO_3 и 0,03—0,1 % Мо, получают кондиционные концентраты с извлечением 80—90 % WO_3 . Эти концентраты содержат также 8—10 % окисленного молибдена при извлечении его 60—70 %.

При доводке флотационных вольфрамитовых концентратов вместо метода Петрова может быть использована перифлотация черного концентрата в слабокислой среде при pH 5—6 или после предварительной пропарки с кремнефтористым натрием. В обоих случаях качество концентратов резко возрастает за счет депрессии силикатных минералов и флюорита. Для дальнейшего удаления вредных примесей можно воспользоваться методом Гроссмана. Для извлечения вольфрама из шламов гравитационного обогащения Механобром предложен реагент ИМ-50. Применение его позволяет уже на стадии основной флотации получить богатый вольфрамовый концентрат за счет удаления флюорита, слюды, эпидота. При значительных количествах флюорита оптимальное значение pH при флотации составляет 5—6, в обычных условиях — 8—9. Применение кремнефтористого натрия заметно повышает качество концентрата. Окончательная доводка концентрата осуществляется с ИМ-50 в кислой среде (pH 1,5—2) для депрессии породы. При флотации шламов, содержащих 0,1—0,4 % WO_3 , получают концентраты, содержащие 30—50 % WO_3 при извлечении вольфрама 60—75 %.

Гидрометаллургическая переработка некондиционных вольфрамовых концентратов включает в себя обычно автоклавно-содовое выщелачивание при температуре 190—225 °С с последующим осаждением из раствора молибдена в виде трисульфида, вольфрама — в виде искусственного шеелита или вольфрамита натрия.

4.8. Руды и россыпи редкоземельных металлов, тория и урана

Известно около 40 минералов со сравнительно высоким содержанием в них редких земель и тория (R_2O_3), из которых основное промышленное значение имеют при обогащении россыпей монацит, ксенотим, а при обогащении коренных руд — бастнезит, паризит и эвксенит. Все названные минера-

лы имеют повышенную плотность 4300—5500 кг/м³, обычно слабомагнитны и обладают низкой электропроводностью. При обогащении получают концентраты, содержащие 27—65 % R₂O₅.

Технология обогащения россыпей аналогична технологии обогащения титаноциркониевых россыпей, из которых монацит и некоторые другие редкоземельные минералы часто извлекаются попутно. Все минералы редкоземельных металлов и тория при гравитационном обогащении переходят в тяжелую фракцию. Выделение монацита и эвксенита из полученного коллективного концентрата в процессе их разделения с ильменитом, гранатом и колумбитом осуществляется с использованием магнитной сепарации в слабом и сильном полях, пневматической либо гидравлической классификации и электрической сепарации в электростатических сепараторах (рис. 4.13).

В связи с близкими значениями магнитной восприимчивости и электропроводности у многих минералов, содержащихся в тяжелой фракции, доводку обязательно ведут на узких классах крупности, что повышает эффективность разделения. При этом монацит извлекается в непроводящую слабомагнитную фракцию в зависимости от напряженности магнитного поля, выделяемую либо в магнитный, либо в немагнитный продукты. При переработке некоторых коренных руд монацит извлекают флотацией из хвостов сульфидной флотации или выделяют из тяжелой фракции, получаемой гравитационными процессами из хвостов сульфидной флотации (рис. 4.14). Монацит при этом извлекается в щелочной среде с использованием оксигидрильных собирателей типа олеиновой кислоты или олеата натрия либо катионных собирателей типа алифатических аминов. Селективно-действующими модификаторами при этом являются едкий натр и сернистый натрий, не влияющие до определенных расходов на флотацию монацита, но депрессирующие флотацию пирохлора и циркона.

Технология переработки комплексных бастнезитовых руд (наиболее распространенных в Китае) включает (рис. 4.15) операции магнитного обогащения, коллективную карбонатную флотацию, сгущение и обесшламливание пенного продукта, селективную флотацию минералов кальция и бария и, наконец, бастнезитовую флотацию. В цикле селекции коллективного концентрата используется комбинация соды, кремнефтористого натрия, жидкого стекла и гидроксамовой кислоты.

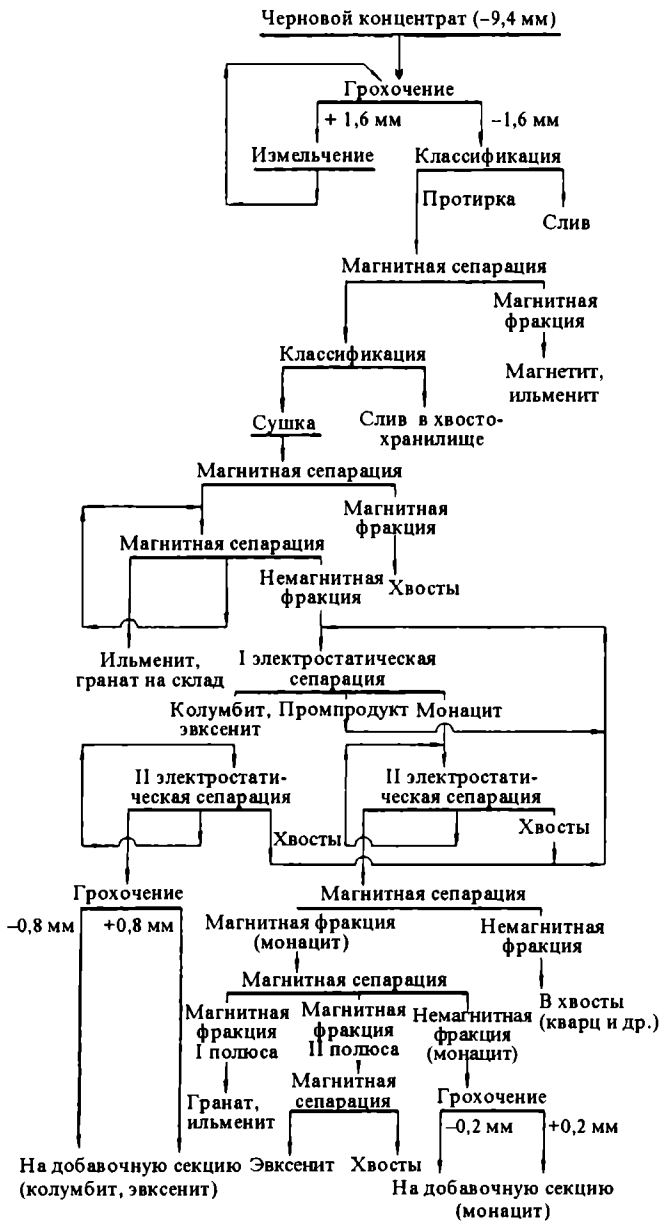


Рис. 4.13. Схема доводки и разделения эвксенито-монацитовых черновых концентратов



Рис. 4.14. Принципиальная схема обогащения комплексных монацитовых руд



Рис. 4.15. Принципиальная схема обогащения бастнезитовых руд

Селективное выделение бастнезита из руд возможно также с использованием сульфосукцината («Аэропромотера-845») при рН 2—4 в присутствии депрессора (жидкого стекла или его смеси с хлористым алюминием) при температуре пульпы 45—50 °С. На фабрике «Маунтин Пасс» концентрат, содер-

жащий 55—60 % R_2O_3 , получают флотацией с использованием жирно-кислотного собирателя и лигносульфоната для депрессии минералов породы (барита, кальцита, апатита, гематита). Одновременно депрессируется галенит. Температура пульпы при основной флотации 70 °С, предварительная обработка ее перед флотацией проводится при температуре кипения.

Обогащение комплексных руд, содержащих редкие металлы иттриевой группы, осуществляют, как и при обогащении бастнезитовых руд, по магнитно-флотационным схемам. При наличии в рудах сильномагнитных минералов их обычно выделяют магнитной сепарацией в слабом поле до проведения редкоземельной флотации. В качестве реагентов-собирателей для редкоземельных минералов используют комплексообразующие органические соединения, обладающие комплексообразующим (хелатным) эффектом (например, производные алкилгидроксамовых кислот, сульфоянтарной кислоты и др.). Для отделения минералов редкоземельных металлов от кальцита, барита, кварца используют соду, жидкое стекло, сернистый натрий при температуре в операциях кондиционирования от 60 до 90 °С. Поскольку эффективность разделения в перечистных операциях не очень высока, то концентраты основной флотации подвергают многократным перечисткам.

Известно более 100 урановых и урансодержащих минералов: оксиды, силикаты, титаны, танталониобаты, титанотанталониобаты, сульфаты, карбонаты, сульфат-карбонаты, фосфаты, арсенаты, ванадаты, молибдаты, органические урансодержащие соединения. Наиболее распространенными минералами являются уранинит и настуран (урановая смолка, урановая смоляная обманка). Минералы обладают высокой плотностью (4800—10 000 кг/м³), что позволяет при наличии достаточно крупной вкрапленности извлекать их гравитационными процессами.

Обогащение *урановых* руд является обычно подготовительной стадией перед их химической переработкой и наиболее широко применяется в следующих случаях:

- переработка бедных руд с целью последующего снижения расхода реагентов на их химическую переработку и транспортировку;

- переработка комплексных руд, содержащих (кроме урана) золото, серебро, цветные, редкие и другие металлы, с целью извлечения всех ценных компонентов в самостоятельные концентраты. Сопутствующие ценные минералы могут быть извлечены из урановых руд с помощью обогатительных процессов не только перед выщелачиванием, но и после выщелачивания урана, особенно при очень тонкой вкрапленности и тесной ассоциации минералов урана с другими ценными минералами;
- разделение руды на продукты различного состава, например, на карбонатный флотационный концентрат и силикатные хвосты с целью последующей химической переработки их щелочным и кислотным методами соответственно;
- удаление вредных примесей (карбонатов, сульфидов, оксидов железа, апатита, хлорита и др.) с целью снижения расхода реагентов при гидрометаллургической переработке, сокращения числа операций при очистке урана и улучшения качества готового продукта;
- извлечение пирита и других сульфидов железа для производства серной кислоты, которая используется для выщелачивания урана.

Наибольшее значение при этом имеют следующие методы обогащения:

- радиометрическая сортировка кусков руды крупностью от 25 до 250 мм по кусковой, порционной и поточной сортировке;
- гравитационные методы обогащения (на концентрационных столах, винтовых сепараторах, отсадочных машинах, гидроциклонах) для извлечения первичных урановых минералов — уранинита, урановой смолки и т. п., имеющих высокую плотность и сравнительно крупную вкрапленность. Обогащение в тяжелых суспензиях также применяется обычно для руд, содержащих первичные урановые минералы;
- флотация, применяемая для извлечения в пенный продукт урановых минералов, сульфидов или минералов породы (кальцита, апатита, сульфидов железа и т. п.), часто представляющих самостоятельную ценность или препят-

ствующих эффективному протеканию последующих гидрометаллургических процессов извлечения урана из руд. При флотации карнотитовых руд она используется для получения карбонатной и силикатной фракций, которые затем отдельно выщелачивают содой и кислотой соответственно. Минералы урана флотируют жирными кислотами или их смесью с аминами в слабокислой (рН 5—5,7) или слабощелочной (рН 7—7,5) средах. В качестве депрессоров минералов породы используются кремнефтористый натрий и жидкое стекло;

- избирательное измельчение, применяемое преимущественно для вторичных урановых минералов, обладающих малой твердостью и легкой шламуемостью. Разделение урансодержащих шламов и крупнокусковатой породы затем можно осуществлять на грохотах или в классификаторах, гидроциклонах и т. п.

Химические (гидрометаллургические) процессы являются основным методом переработки урановых руд и первичных концентратов. Они основаны на применении кислотного выщелачивания (преимущественно разбавленной серной кислотой) для руд с низким содержанием карбонатов, а также содового выщелачивания (щелочным раствором карбоната и бикарбоната натрия) урана из руд, содержащих в значительных количествах карбонатные минералы. Кислотное выщелачивание дает более высокое извлечение, чем щелочное, хотя и обладает меньшей селективностью.

После выщелачивания уран извлекается из растворов или путем осаждения в виде малорастворимых соединений, или методом ионного обмена, или экстракцией органическими жидкостями. В результате химического обогащения руды получают химический урановый концентрат. В дальнейшем из химических концентратов на аффинажных заводах получают металлический уран или чистые соединения урана.

Гидрометаллургическую обработку руд осуществляют двумя способами: чановым и кучным выщелачиванием. Чановое выщелачивание проводится на тонкоизмельченной руде либо в аппаратах с перемешиванием пульпы сжатым воздухом (пачуках), либо в агитационных чанах. Кучное выщелачивание осуществляется на крупнокусковом материале, что

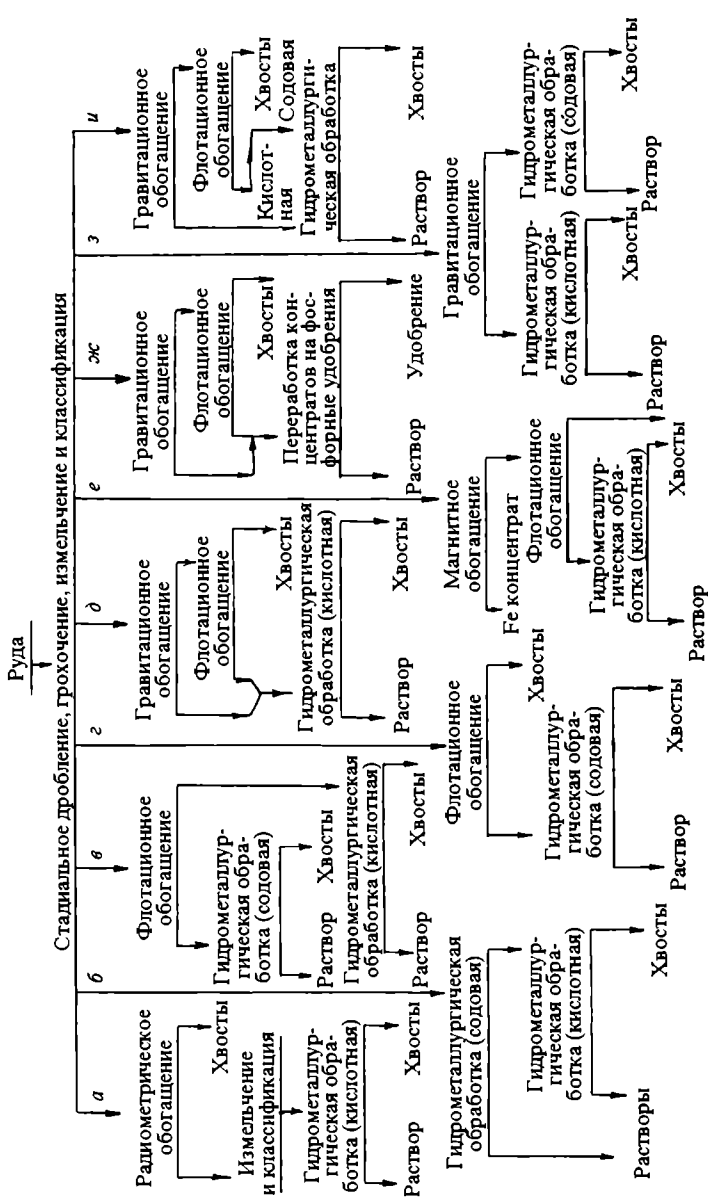


Рис. 4.16. Принципиальные схемы переработки урановых руд: силикатных и алюмосиликатных (*a*), карбонатных с низким (*b*), средним (*c*) и высоким (*d*) содержанием карбонатов, сульфидных (*d*), железосодержащих (*e*), фосфатных (*ж*), ураноносных углей и битумов (*з*), углистых и битуминозных сланцев и песчаников (*и*)

требует значительно меньших капитальных расходов, хотя и дает более низкие технологические показатели. Поэтому кучное выщелачивание все чаще применяют для обработки бедных и забалансовых руд. Урансодержащие растворы после тщательной очистки от взвешенных частиц обрабатывают обычно по сорбционной технологии.

Технология обогащения зависит от типа минералов, их вкрапленности и равномерности распределения урана в руде.

Схемы переработки — обычно комбинированные с включением операций радиометрического, гравитационного, флотационного, магнитного обогащения и гидрометаллургической обработкой продуктов обогащения кислотным или содовым способом. Варианты сочетаний процессов в зависимости от типа руд и их вещественного состава приведены на рис. 4.16.

Дополнительная литература [4, 5, 23, 27, 33, 39, 44].

5.1. Минералы золота и их технологические свойства

Золото в природе чаще всего встречается в виде самородного металла, интерметаллических соединений и минералов, содержащих золото, серебро, медь, железо, ртуть, висмут, платину, палладий, иридий, родий, и минералов — теллуридов золота. Кроме того, золото встречается в виде соединений с органическими кислотами.

Самородное золото никогда не бывает химически чистым и содержит до 50 % примесей. Присутствие посторонних примесей в золоте резко влияет на его качество и свойства. Например, мышьяк, свинец, платина, кадмий, висмут, теллур придают золоту хрупкость, что приводит к переизмельчению и ошламованию золота в процессах рудоподготовки. Кроме того, зерна самородного золота могут быть покрыты пленками («рубашками») оксидов железа и породных минералов, что существенно затрудняет извлечение золота при амальгамации и цианировании.

Самородное золото имеет высокую плотность — от 15,5 до 19,7 т/м³. Высокой плотностью обладают также минералы золота. В зависимости от крупности самородное золото классифицируют на крупное (более 2 мм), мелкое (0,05—2 мм), пылевидное (5—50 мкм) и тонкодисперсное (менее 5 мкм). Поведение зерен самородного золота и золотосодержащих минералов в процессах обогащения зависит от их состава и вкрапленности.

Крупновкрапленные золотосодержащие минералы, а также крупное и мелкое самородное золото хорошо извлекаются с помощью гравитационных процессов, но плохо флокусируются и медленно цианируются. Пылевидное и частично

мелкое золото плохо извлекается с помощью гравитационных процессов, но хорошо флотируется и хорошо цианируется, если не связано с теллуридами. Тонкодисперсное золото плохо извлекается не только гравитационными процессами, но и флотацией, если оно не связано с минералами-носителями. Такое золото вполне удовлетворительно извлекается только в результате гидрометаллургической обработки.

Золото, тесно связанное с сульфидами, хорошо извлекается с помощью процессов, рассчитанных на извлечение сульфидов (флотация, отсадка, концентрация на столах и т. д.). Выделение золота из сульфидных продуктов осуществляется обычно после разрушения самих сульфидов обжигом либо биохимическим способом.

Схемы и режимы переработки руд существенно зависят от минерального состава руд, их разрушаемости, наличия или отсутствия примесей, осложняющих извлечение золота, а также от размеров частиц золота. Эти и некоторые другие свойства руд в основном определяются их происхождением, по которому месторождения золотых руд подразделяют на две основные группы — коренные и россыпные. Из коренных месторождений добывают примерно 75 % золота, из россыпных — 25 %.

5.2. Золотосодержащие россыпи

В состав россыпей входят валуны, галька, песок, сцементированные цементом, состоящим из глин, карбонатов и оксидов железа. Массовая доля цемента в них может достигать до 70 %. Золото, содержащееся в цементе, имеет овальную или круглую форму.

Разработку месторождений золотосодержащих россыпей ведут обычно открытым способом, применяя дражный, экскаваторный или гидравлический метод добычи. Наиболее часто используют драги. Гидравлический способ применяют при разработке крутопадающих россыпей, размываемых гидромониторами. Экскаваторы или бульдозеры используют при разработке небольших месторождений, пески которых доставляются на установку гидротранспортом или конвейером. При разработке глубоких погребенных россыпей используют подземный шахтный способ.

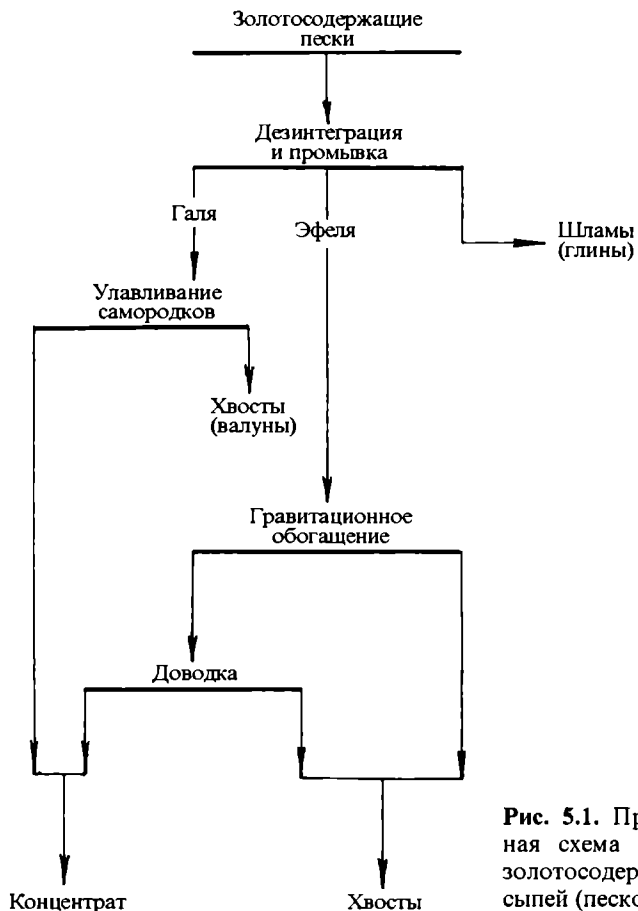


Рис. 5.1. Принципиальная схема обогащения золотосодержащих россыпей (песков)

Типовая схема обогащения золотосодержащих россыпей (песков) приведена на рис. 5.1

Для дезинтеграции песков и промывки используют различные аппараты (скрубберы, бутары, скруббер-бутары, барабанные грохоты), из которых наиболее распространены скруббер-бутары. В результате дезинтеграции и промывки пески обычно делятся на несколько классов крупности, самый крупный из которых (валуны) выбрасывается сразу или после операции улавливания из него самородков. Самородкоуловители представляют собой короткие шлюзы с крупными трафаретами обычно из металлических рельсов; используют

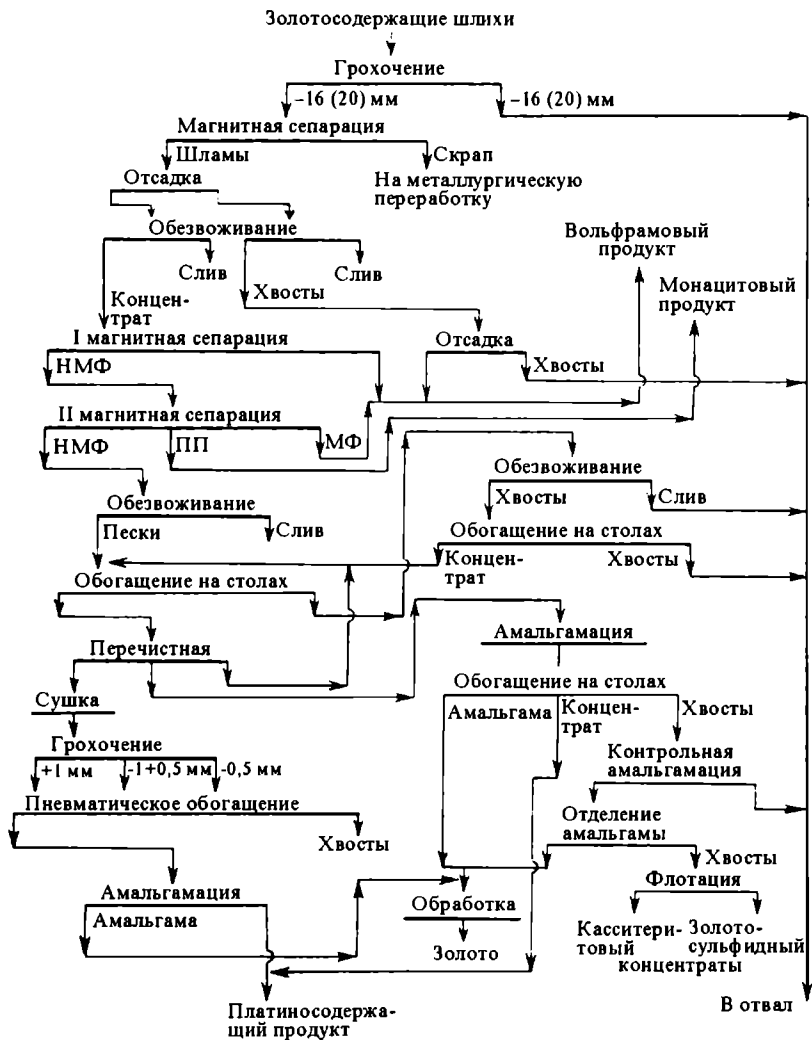


Рис. 5.2. Схема комплексной доводки золотосодержащих шлихов:
 МФ — магнитная фракция; НМФ — немагнитная фракция; ПП — промпродукт

также специальные аппараты (типа «Сортекс»), срабатывающие на металлическую массу более 30—40 г. Остальной материал (эфеля), разделенный на классы крупности, поступает на гравитационное обогащение с применением разнообразно-

го оборудования в зависимости от крупности и свойств извлекаемого золота. Чаще всего применяют шлюзы, винтовые сепараторы, отсадочные машины, концентрационные столы, конусные и центробежные концентраторы. Первичные концентраты со шлюзов глубокого и мелкого наполнения, отсадочных машин и винтовых сепараторов подвергаются доводке с использованием гравитационных, магнитных, флотационных методов и амальгамации (рис. 5.2).

В результате доводки получают золото и концентраты сопутствующих минералов, обеспечивая тем самым комплексное использование сырья.

5.3. Коренные золотосодержащие руды

5.3.1. Общая характеристика руд и методов их переработки

При переработке коренных руд схема обогащения определяется крупностью зерен самородного золота, составом и характером вмещающих пород, наличием и характером сопутствующих минералов. В соответствии с этим в схемах применяют различные комбинации процессов цианирования, гравитационного обогащения, флотации и радиометрической сепарации. Отличительной особенностью рудоподготовки является широкое использование процесса самоизмельчения золотых руд. Преимущества его связаны с уменьшением потерь золота со скрапом измельчающих тел, снижением расхода цианида в случае цианирования измельченных продуктов и повышением извлечения золота при цианировании.

По технологическому признаку руды классифицируют следующим образом:

- на классы — по наличию в рудах других промышленно-ценных компонентов (золотые, золотомедные, золотоурановые и т. д.);
- на подклассы внутри классов — по окисленности минералов, входящих в состав руд (первичные, частично окисленные, окисленные);
- на разновидности внутри подклассов — по наличию и виду компонентов, осложняющих технологию извлечения золота (сурьмянистые, углистые, медистые, шламистые, селенистые, марганцовистые, мышьяковистые, теллуристые).

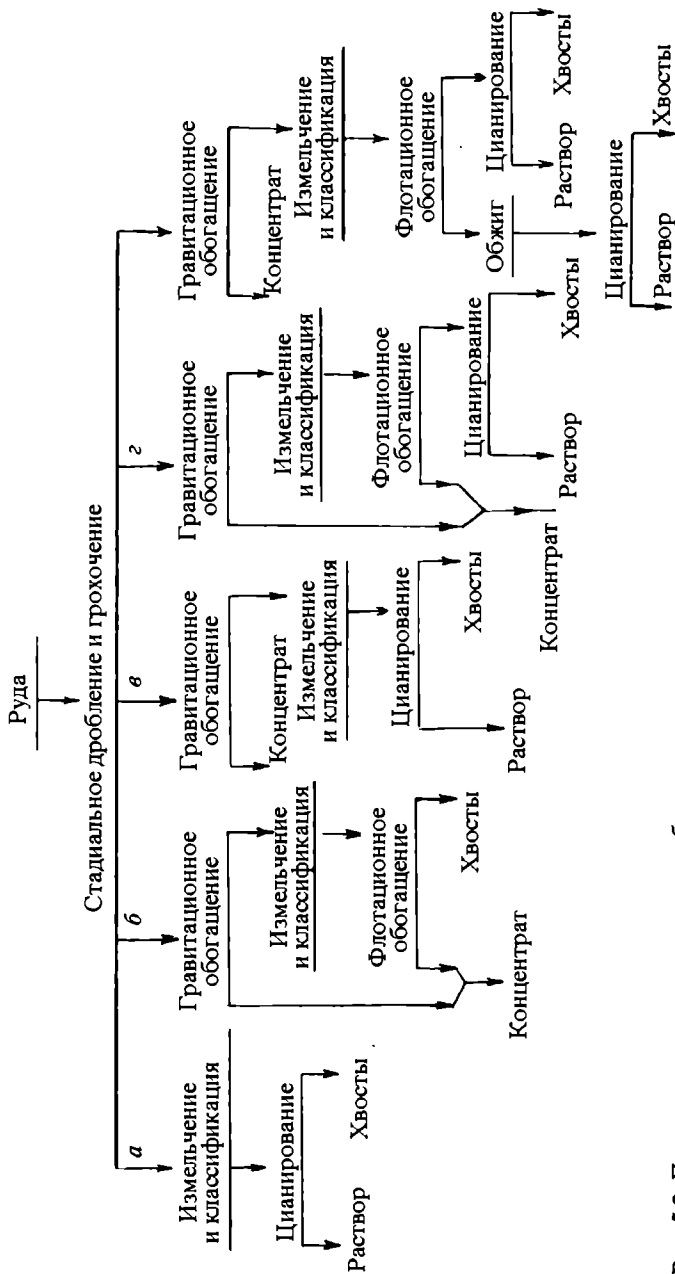


Рис. 5.3. Принципиальные схемы переработки золотосодержащих руд:
a — с тонкодисперсным золотом; *б* — с крупным и мелким золотом, связанным с сульфидами;
в — с крупным и тонкодисперсным золотом; *г* — с крупным, мелким и тонкодисперсным золотом; *д* — с крупным, мелким и тонкодисперсным золотом, частично связанным с сульфидами

Внутри каждой разновидности на схему обработки оказывает также влияние вкрапленность золота (крупная, мелкая, тонкодисперсная или полидисперсная). При наличии крупновкрапленного золота для его извлечения применяют обычно гравитационное обогащение; мелкое золото извлекается флотацией вместе с сульфидами; тонкодисперсное выделяется только гидрометаллургией (обычно цианированием). При наличии полидисперсной вкрапленности применяют сочетание гравитационных процессов с флотацией и гидрометаллургией. Радиометрическое обогащение используют в тех случаях, когда золото в рудах ассоциирует либо с кварцем (например, фотометрическая сепарация лежалых хвостов в ЮАР), либо с ураном (авторадиометрическая сепарация).

Наиболее часто применяемые при переработке коренных золотосодержащих руд принципиальные технологические схемы приведены на рис. 5.3.

5.3.2. Технология обогащения золотосодержащих руд

Большая часть добываемых в настоящее время золотосодержащих руд относится к сульфидному типу руд, содержащих пирит, арсенопирит и, в виде примесей, небольшие количества меди, реже свинца, сурьмы, теллура и др.

Все сульфидные руды в настоящее время успешно обогащаются флотацией или комбинированным методом.

Наиболее высокое извлечение золота и сопутствующих ценных компонентов при обогащении руд достигается включением гравитационного обогащения в циклы измельчения и флотации, стадийным измельчением и флотацией руд, применением рудно-галечного измельчения и обогащения продуктов в отдельном цикле с дополнительным их измельчением (на Дарасунской, Тасеевской, Березовской и других фабриках).

Важным достоинством гравитационного обогащения является не только выделение до цианирования (или флотации) крупных зерен золота, но и извлечение труднорастворимых (и труднофлотируемых) форм золота, имеющих окисленные или минеральные покровные образования. Оно позволяет также

попутно извлекать другие тяжелые минералы — осмистый иридий, сульфидные минералы цветных металлов, пирит и др.

В качестве гравитационных аппаратов используют отсадочные машины, струйные концентраторы, винтовые сепараторы, концентрационные столы и шлозы, короткоконусные гидроциклоны и центробежные аппараты.

Отсадочные машины, струйные (конусные) концентраторы и винтовые сепараторы устанавливают обычно в начале процесса для извлечения крупнозернистого золота и его спростков с другими минералами. Общим недостатком их является неудовлетворительное извлечение золота крупностью менее 0,1—0,15 мм. Эксплуатационные трудности конусных концентраторов — зарастание рабочих поверхностей конусов солями и скрапом и трудная доступность рабочих поверхностей для очистки, а винтовых сепараторов — забиваемость разгрузочных щелей. Наиболее эффективными являются винтовые сепараторы с фибергласовым желобом, футерованные полиуретановым материалом, с переменным (увеличивающимся до 400 мм к низу) шагом витков, специальным профилем винтового желоба, не требующим подачи смывной воды в желобе.

Концентрационные столы и шлозы используют, как правило, для перемелывания доизмельченных грубых концентратов или обогащения мелкозернистых, шламовых золотосодержащих продуктов. Лучшие результаты в рудном цикле достигаются на столах с малой высотой рифлей — 5 мм, а в цикле доизмельчения грубых концентратов, где содержание свободного золота выше, с большей их высотой — 10 мм. Гравитационный сепаратор — шлоз (типа «Duplex»), обладающий высокой степенью концентрации, позволяет заменить две операции, осуществляемые на шламовых концентрационных столах.

Уровень извлечения золота в схеме зависит не столько от общего его содержания, сколько от наличия в руде тонких его зерен. Оценка эффективности извлечения золота на гравитационных аппаратах показала, что зерна золота крупностью —50 мкм не улавливаются на отсадочных машинах, на винтовых сепараторах извлекаются на 13—24 %, на concentra-

ционном столе — на 44 % и лишь на ленточном сепараторе — шлюзе «Мозли» — на 80 % при степени концентрации 19—21. Стационарные обычные шлюзы не обеспечивают удовлетворительного извлечения мелких зерен и чешуйчатого («плавучего») золота. Для их доизвлечения из хвостов первичного обогащения часто используют короткоконусные (с углом конусности до 120°) гидроциклоны с давлением пульпы на входе, не превышающем 0,03—0,05 МПа, и центробежные аппараты типа сепаратора «Knelson».

Получаемые на фабриках золотые гравитационные концентраты содержат значительное количество сульфидов и кварца. Их можно отделить от свободного золота методами магнитогидродинамической или магнитогидростатической сепарации. Средой для разделения является парамагнитная жидкость (например, водный раствор хлористого марганца плотностью 1,4 г/см³), помещенная в электромагнитное поле с напряженностью 22 тыс. эрстед.

На некоторых фабриках (например, на фабриках «Балейзолото», «Дарсунзолото», «Запсибзолото», «Уралзолото» и др.) гравитационные концентраты, содержащие большое количество породы, доизмельчаются и обогащаются на концентратном столе или флотацией.

Кварцевые руды могут обрабатываться прямым цианированием, однако и для этих руд комбинированная схема обогащения, включающая гравитационное обогащение, стадийную флотацию и последующее цианирование или плавку получаемых концентратов, может успешно конкурировать с прямым цианированием.

Основной проблемой при обогащении как россыпей, так и коренных месторождений является извлечение мелкого золота. Чешуйчатая форма частиц, пористость и гидрофобность их поверхности делают практически невозможным извлечение частиц тоньше 0,07 мм гравитационными процессами: частицы «плывут» по поверхности пульпы в аппаратах («плавучее» золото). Для таких классов наиболее эффективным становится флотационный процесс. Тонкое золото обычно легко флотируется сульфгидрильными коллекторами и стандартными вспенивателями при естественных значениях рН без добавок модификаторов среды. Извлечение золота со-

ставляет 80—90 %. Успех пенной флотации определяется как реагентным режимом, так и оптимальными гидродинамическими условиями флотации, достаточно специфическими для удельно-тяжелых частиц золота.

Флотация как единственный процесс переработки руды (или в сочетании с гравитационным обогащением) предпочтительнее прямого цианирования исходной руды, если она обеспечивает извлечение золота не менее 90 % при степени концентрации золота более 3.

Для флотационного извлечения золота используются обычные при флотации сульфидов реагенты (ксантогенаты, аэрофлоты, сульфат меди и пенообразователи). Для повышения извлечения золота в трудных случаях могут быть использованы сложные реагентные смеси, собирателями в которых являются меркаптаны и имидазолины, или смесь высших меркаптанов с пенообразователем (например, реагент «Orgon»). В некоторых случаях для получения золотосульфидного концентрата могут быть использованы амины. Достоинством их является то, что они не затрудняют последующее цианирование концентрата, как это присуще ксантогенатам.

Повысить крупность измельчения руды с $-0,15$ до $1—2$ мм позволяет установка машин пенной сепарации. Это дает возможность также увеличить производительность мельниц по руде в $1,5—2$ раза, снизить расход электроэнергии, шаров и других материалов.

Селективную флотацию используют также для выделения перед цианированием мешающих процессу растворения примесей, например, графита, углеродсодержащих сланцев и др. При этом в качестве собирателя применяют нефтяные углеводороды, а для депрессии легкофлотируемых алумосиликатов, как правило, фосфаты (например, тетрапирофосфат).

Анализ показывает, что на золотоизвлекательных фабриках флотацию применяют обычно в сочетании с гравитационными методами обогащения и цианированием. Довольно часто применяют, например, гравитационно-флотационные схемы, включающие флотацию хвостов, промпродуктов, концентратов с тонковкрапленным золотом, шламовых фракций, богатых золотом.

В комбинированных схемах флотацию используют в первую очередь для первичной концентрации золота из убогих руд в концентрат с извлечением в него 90—93 % золота, поступающего далее на цианирование или плавку. Флотацию измельченной руды до крупности 65—85 % $-0,074$ мм осуществляют с применением смеси ксантогената и аэрофлота или смеси ксантогенатов с различной длиной углеводородной цепи при общем расходе 100—200 г/т. Депрессия легкофлотируемой пустой породы достигается загрузкой органических реагентов типа КМЦ, поскольку жидкое стекло и крахмал при больших расходах подавляют флотацию золота. Обязательным является применение гравитационных аппаратов для улавливания свободного золота в циклах измельчения и перечисток концентрата. Для этого между мельницей и классификатором устанавливают отсадочную машину или флотационную камеру с ловушкой для золота. В цикле перечисток черновой концентрат пропускают через короткоконусный гидроциклон или щелевой шлюз (концентратор), слив которых подвергают перечистой флотации. Готовым концентратом является продукт, состоящий из песков гидроциклона или концентрата шлюза, в которых концентрируются труднофлотируемые частицы золота (крупные зерна с покровными образованиями, пластинки со вкованными в их поверхность минералами породы, сростки и др.), с трудом перешедшие в черновой концентрат и легко теряемые при перечистках, и концентрата флотационных перечисток слива гравитационных аппаратов.

Флотация может использоваться также для удаления из руды вредных для последующего цианирования таких примесей, как сульфиды мышьяка, сурьмы, селена и теллура. Поскольку вредное влияние этих сульфидов уничтожается обжигом, но обжиг всей руды обходится дорого, то руда подвергается коллективной флотации с извлечением в концентрат сульфидов и золота. В обжиг и на последующее цианирование поступает только небольшое количество коллективного концентрата. При наличии в золотых рудах минералов меди, также оказывающих вредное влияние на процесс цианирования, получают коллективный медно-золотой концентрат, направляемый в плавку.

Применение флотации позволяет повысить комплексность использования руд с извлечением из них кроме золота

других ценных компонентов (меди, серебра, свинца, барита, урана, селена, теллура и др.). Например, применение флотации после цианирования позволяет доизвлекать теллуриды золота и золотосодержащий пирит, для активации их флотации пульпу обрабатывают в специальных условиях сернистым газом при рН 6,3. После самопроизвольного увеличения рН до 7 и дополнительной активации медным купоросом в результате флотации получают золотопиритно-теллуrowый концентрат, который после обжига может быть снова направлен на цианирование.

При флотации золотосодержащих медных и полиметаллических руд режим устанавливают таким образом, чтобы максимальное количество золота флотировалось в медные или свинцовые концентраты, из которых оно легко извлекается при металлургическом переделе. Этому способствует, например, применение бесцианидных методов флотации. Однако технологические особенности руд и существующие режимы обогащения, оптимальные для извлечения основных металлов, не всегда позволяют решить проблему повышения извлечения золота без организации его извлечения из пиритных концентратов (после их обжига). В отдельных случаях из общей массы пирита удается выделить богатый золотосодержащий продукт, проводя флотацию при рН 9,5 в содовой среде с добавками сернистого натрия.

Для глинистых руд оптимальной является схема, предусматривающая разделение измельченной руды на пески и шламы, флотацию песковой части и цианирование флотационного концентрата и шламовой части руды.

5.3.3. Технология переработки получаемых золотосодержащих концентратов

Наиболее рациональным способом переработки богатых медь- и золотосодержащих концентратов следует считать плавку на медный штейн в рудных электротермических печах специально подготовленных концентратов и шихт.

При переработке других сульфидных концентратов наиболее распространенной операцией для вскрытия золота перед их цианированием является окислительный обжиг. Режим и стадийность обжига определяют исходя из конкретного химиче-

ского и фазового состава исходного сырья. Однако наметилась тенденция для отдельных групп концентратов автоклавного выщелачивания при повышенных температурах и давлениях.

Так, амальгамационная технология переработки гравитационных концентратов в настоящее время заменяется цианированием в интенсивном режиме — в крепких растворах цианида в автоклавах под давлением кислорода или интенсивным цианированием в 2 %-ном растворе цианида в камере с введением кислорода или перекиси водорода. Из растворов золото извлекают электролизом.

Автоклавная технология используется также для переработки упорных флотационных сурьмянистых и мышьяковистых золотосодержащих концентратов.

Новым направлением в переработке золотых руд и концентратов является применение биохимических методов. Оно обусловлено тем, что цианирование сульфидных золотосодержащих продуктов проходит обычно медленно в связи с медленным разрушением сульфидов. Использование для этих целей предварительного обжига осложняется образованием легкоплавких соединений, связывающих золото. Поэтому необходимо применение процессов разрушения сульфидов при пониженных температурах. Это удастся сделать, используя различные бактериальные культуры.

При переработке золотомышьяковых концентратов с тонкой вкрапленностью золота в сульфидах эффективным является применение бактериального выщелачивания (простота оформления процесса, низкие капитальные и эксплуатационные затраты) для окислительного разложения золотосодержащих сульфидов. Основными микроорганизмами являются бактерии *Thiobacillus ferrooxidans*.

Тионовые бактерии, окисляя сульфидные минералы (арсенопирит и пирит), разрушают их кристаллическую решетку и тем самым высвобождают тонкие частицы золота из сростков, обеспечивая при дальнейшем цианировании высокое (до 90 %) растворение золота, в то время как без такого окисления извлечение не превышает 30—50 %.

Разработанная в России схема переработки мышьяковистых флотационного и гравитационного концентратов с получением продукта, пригодного для плавки включает в себя:

- бактериальное выщелачивание измельченного до 90 % –0,044 мм концентрата в пачуках при $t = 25\div 30$ °С, плотностью 20 % твердого и рН 1,7—2;
- сгущение, осаждение из растворов мышьяка и железа известью и гидросульфидом натрия, отделение мышьяк-содержащих осадков, регенерация оборотных бактериальных растворов;
- обработку кеков бактериального выщелачивания раствором серной кислоты для растворения арсенатов и гидроксидов железа; фильтрацию и осаждение из растворов мышьяка и железа.

Технология полного вскрытия золота обеспечивает снижение содержания мышьяка в золотосульфидном концентрате с 9,6 до 1,55 %. Расход реагентов составляет: СаО — 28 кг/т, Н₂SO₄ — 97 кг/т и NaHS — 25 кг/т.

Новым направлением в этой области является использование термофильных бактерий «сульфолобус», что позволяет повысить температуру выщелачивания до 60 °С и увеличить за счет этого показатели по сравнению с использованием бактерий *Thiobacillus ferrooxidans* при 30 °С. Если извлечение золота цианированием из природного материала составляло 5,5 %, а с применением *Thiobacillus ferrooxidans* — 55,5 %, то после обработки материала бактериями «сульфолобус» при температуре 60 °С оно возросло до 91 %.

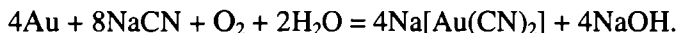
Для переработки упорных золотосодержащих концентратов, характеризующихся тесной ассоциацией золота с сульфидами (в том числе мышьяка и сурьмы), разработаны следующие новые методы:

- хлоридвозгонка (при 1000 °С) с получением в огарке концентрированного золотосодержащего продукта и переработкой возгонов;
- вакуум-термическая переработка концентратов для отгонки и получения металлического мышьяка;
- автоклавно-кислородно-щелочное выщелачивание концентратов при давлении до 1,5—2 МПа для извлечения мышьяка и подготовки материала к последующему цианированию;
- циклонная плавка концентратов.

5.3.4. Технология цианирования золотосодержащих руд и концентратов

Для извлечения тонкодисперсного золота обогатительные процессы становятся неэффективными, если золото не связано с минералами-носителями. В таких случаях для извлечения золота в качестве основного процесса обработки применяют цианирование. Попытки использовать другие растворители, например тиомочевину, тиосульфат аммония, тиокарбамид, или применить обжиг с последующим выщелачиванием соляной кислотой в сочетании с окислителями (перекисью водорода) не получили промышленного развития из-за более высокой стоимости процесса по сравнению с цианированием.

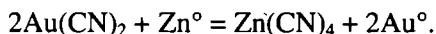
Цианирование представляет собой процесс выщелачивания золота в растворах цианида в присутствии кислорода:



Процесс осуществляют в щелочной среде, создаваемой CaO (pH 11—12). Для цианирования используют растворы цианистого натрия, иногда кальция и реже калия. На скорость перехода золота в раствор влияют форма и чистота поверхности, минеральный состав продуктов и руд. Примесями, осложняющими процесс, являются углистые вещества, сульфиды меди, сурьмы и мышьяка, шламы.

На практике применяют в основном два способа: кучное и чановое выщелачивания. Первый процесс используют для бедных и забалансовых руд; второй — для рядовых и богатых руд.

Из цианистых растворов золото извлекают несколькими способами. Наиболее старый из них — осаждение золота цинковой пылью (15—20 г/м³ раствора) в результате протекающей реакции



Для повышения скорости реакции и снижения расхода цинка необходима тщательная очистка раствора от взвесей и обескислороживание.

Более современным направлением извлечения золота из растворов является сорбционная технология. «Уголь в колон-

не» и «уголь в пульпе» (СІР) — два основных варианта осуществления этой технологии.

По первому из них цианистый раствор, очищенный от взвесей, пропускают сквозь ряд колонн (5—6), установленных последовательно и заполненных активированным углем (АУ), адсорбирующим соединения золота из раствора. Процесс обеспечивает высокое извлечение золота, но требует больших расходов на организацию предварительной очистки раствора.

По второму варианту сорбционной технологии (процессу СІР — «уголь в пульпе») золото извлекается на частицах угля крупностью 1—3 мм, загружаемого непосредственно в пульпу. Пульпа при этом последовательно проходит через 4—6 чанов, в каждом из которых время пребывания пульпы составляет около 1 ч. Частицы угля выделяются из пульпы «противоточным грохочением», направляются на десорбцию золота в богатый элюат, из которого оно выделяется электролизом. Уголь после десорбции проходит операцию регенерации и возвращается для повторного использования.

Практика работы предприятий показала, что оптимальными параметрами сорбции из пульп являются: рН 10—10,5; концентрация NaCN — более 0,015 %; крупность зерен АУ — 1—3,35 мм; плотность пульпы — 40—45 % твердого. Высокая плотность пульпы приводит к всплытию более легких, чем рудные, зерен угля, а чрезмерное разжижение пульпы является причиной скапливания АУ в придонных частях сорбционных аппаратов.

Сорбцию проводят в чанах с механическим (при тонком измельчении руды) или воздушным (при грубом измельчении руды) перемешиванием в четыре (реже больше) стадии (в зависимости от содержания золота в руде). Длительность каждой стадии 1 ч.

Для отделения АУ от пульпы используют вибрационные сита (для грубоизмельченных пульп), неподвижные сита с воздушной очисткой отверстий (для тонкоизмельченных пульп) или погружные сита со шпальтовыми сетками производительностью 40—75 м³/(м²·ч) пульпы.

Извлечение золота по второму варианту (процессу СІР) несколько меньше в связи со шламуемостью угля и его поте-

рями с хвостами цианирования. Однако он на 11—13 % экономичнее первого варианта за счет отсутствия в нем операции отделения жидкости от твердого. Еще экономичнее (на 35 %) процесс кучного выщелачивания, но он дает еще более низкое извлечение и поэтому применяется исключительно для бедных и забалансовых руд.

Для десорбции золота с насыщенного угля наиболее широко используют горячие щелочные растворы цианистого натрия. На предприятиях, перерабатывающих большое количество угля с высоким содержанием золота, применяют преимущественно регенерацию в автоклавах. Это позволяет сократить в 4—10 раз время десорбции золота с угля и в 5—7 раз расход реагентов, по сравнению с десорбцией в динамических условиях.

Извлечение золота из элюатов осуществляют обычно электролизом на катодах из нержавеющей проволоки. Нагруженные золотом катоды направляют на плавку. В настоящее время начинает широко применяться электролиз с углеграфитовыми электродами.

Кальцирование поверхности угля в процессе сорбции вызывает необходимость кислотной промывки или реактивации угля при нагреве до 600—650 °С без доступа воздуха, что обеспечивает полное восстановление сорбционных свойств угля.

Активированный уголь не является селективным сорбентом: присутствующие в растворах медь, цинк, никель, кобальт, свинец, мышьяк и другие примеси также адсорбируются на активированном угле, затрудняя последующие операции переработки элюатов. Поэтому применение ионообменных смол для сорбции золота из цианистых пульп и растворов является альтернативным процессом угольно-сорбционному.

Обычно используются два типа смолы: сильноосновной, но не селективной, или слабоосновной, но селективной к золоту смолы.

Практика длительной работы предприятий быв. СССР основана на использовании первого типа смол для сорбции золота из пульп с последующей селективной, многоступенчатой десорбцией примесей и золота со смолы. Однако сопоставление преимуществ и недостатков слабо- и сильноосновных ионообменных смол свидетельствует о преимуществе по-

следних, особенно в сочетании с десорбцией золота тиомочевинной и регенерацией смолы раствором сульфата железа. Кроме того, их применение позволяет устранить вредное влияние ртути, когда ионообменную технологию используют для предварительной очистки жидкой фазы от ртути в угольно-сорбционном процессе.

Использование ферритизированных сорбентов (смол) позволяет существенно сократить себестоимость процесса сорбции золота из растворов.

При переработке сортов руды с повышенным содержанием графита для пассивации его используют керосин (до 250 г/т), подаваемый в измельчение. Более радикальным путем устранения вредного действия активного углерода в руде является окисление его реагентами-окислителями с переводом его в неактивную для сорбции цианистого комплекса золота форму, а также гидрохлорирование углеродсодержащих золотых руд. Способ гидрохлорирования включает обработку материала водным раствором гипохлорита, содержащим также хлор-ионы. Из руды крупностью 90 % – 0,12 мм при pH 8–13, NaCl — 12 %, NaOCl — 0,5–1 % в течение 1 ч растворяется около 90 % золота.

Методом снижения вредного, стабилизирующего шламы и коллоиды действия растворимых органических соединений являются повышенные расходы извести в измельчение.

5.3.5. Кучное выщелачивание золотосодержащих руд

В настоящее время наиболее выгодным вложением средств в золотодобывающую промышленность является освоение технологии кучного выщелачивания (КВ) золота из руд небольших месторождений, бедных и забалансовых руд, лежалых хвостов обогащения и некоторых вскрышных пород. В течение одного года можно получить товарный металл в виде слитка, капитальные вложения в КВ несравненно ниже, чем в фабричную технологию, себестоимость добычи в несколько раз ниже, чем при эксплуатации фабрики.

Технология КВ в зависимости от технологических свойств минерального сырья позволяет извлекать от 50 до 90 % золота

и от 26 до 65 % серебра при исходной массовой доле соответственно от 0,8 до 8 г/т и от 5 до 50 г/т. Для ряда месторождений извлечение золота методом КВ сопоставимо с показателями переработки сырья по традиционной фабричной технологии.

Кучное выщелачивание ведут на дробленой руде крупностью 10—25 мм, уложенной в штабели (отвалы) высотой 1,8—6 м на непроницаемой площадке, путем орошения руды сверху рабочим цианистым раствором. Дренажу сквозь руду, растворы затем собираются в отстойники и направляются на выделение золота путем сорбции на АУ или на цементацию цинковой пылью. Продолжительность выщелачивания — до 40 сут. Извлечение золота — от 30 до 90 % в зависимости от вещественного состава руды. Переработка глинистых или измельченных руд и руд с большим содержанием мелочи включает в себя предварительную агломерацию руды перед укладкой ее в кучу с помощью добавок в руду цемента.

Грануляцию мелкой руды (или измельченных хвостов прошлых лет) проводят в дисковых или барабанных грануляторах. Оптимальный расход известково-цементной смеси (в соотношении 1 : 1) составляет 10 кг/т руды при влажности ее 20—25 %. Окатыши выдерживают для упрочнения в течение 24 ч. Скорость просачивания достигает $15 \text{ м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$.

При кучном выщелачивании капитальные затраты снижаются примерно на 68 %, а эксплуатационные — на 34 % по сравнению с технологией чанового выщелачивания и цементацией золота цинком. Применение этого процесса экономически целесообразно при содержании золота в руде до 0,78 г/т (при цене 10 долл. за 1 г).

В настоящее время введена в промышленную эксплуатацию установка КВ золота из окисленных руд Васильковского месторождения, намечено строительство промышленных установок КВ золота из руд Покровского, Майского, Светлинского и других месторождений, отрабатывается технология КВ руды ряда месторождений Якутии и Забайкалья (Дельмачик и др.). Технология базируется на использовании оборудования, материалов и реагентов, производимых предприятиями России. Конечной продукцией технологической схемы является золото в виде слитка.

Цианид наряду с высокой эффективностью и избирательностью является высокотоксичным веществом, требующим при использовании строгого соблюдения техники безопасности и разработки мероприятий по охране окружающей среды — создания непроницаемых оснований площадки под КВ, учета образования осадков, возможности разрушения штабеля и т. д.

Для этого в основаниях куч используются полимерные покрытия высокой прочности и большой толщины, в том числе из материалов, которые способны «самозалечиваться» при разрывах или проколах, геотекстиль совместно с геомембранным покрытием или плотная бентонитовая глина между слоями геотекстиля.

Для материала, не образующего большого количества рудной мелочи и достаточно прочного, применяют метод отсыпки самосвалами с последующим выравниванием и глубоким рыхлением. В случае непрочной или дробленой, а затем окомкованной руды применяют метод кучной отсыпки. После выщелачивания первого слоя в обоих случаях укладывают последующие слои. В последние годы распространение получили методы конвейерной укладки.

Из систем орошения, обеспечивающих равномерную фильтрацию раствора, в настоящее время используют заводнение, нагнетательные разбрызгиватели (эмиттеры) или оросители (типа «Вигглер» и «Вобблер») с расходом цианида 0,1—0,5 кг/т.

Эмиттеры устанавливают последовательно на оросительной трубе, помещенной на глубине 20—25 см в штабеле руды. Они имеют извилистый канал, проходя по которому раствор теряет давление и в виде капель равномерно орошает материал.

В суровых условиях Забайкалья найден путь поддержания температуры рабочих и продуктивных растворов в зимний период на уровне +6...+7 °С, сохранения обменной емкости анионита и показателей извлечения в результате теплоизоляции поверхности (пенополимером на основе мочевиноформальдегидной смолы, пенольдом из воздушно-водяной смеси с пенообразователем и полиакриламидом или слоем горно-рудной массы), теплозащиты раствороподающих и дренажных коммуникаций (слоем минеральной ваты и т. д.), применения заложенных в слой рудной массы оросительных

устройств, подачи в слой руды реагентов в туманно-капельном состоянии, использования глубинных дозаторов и капельного орошения для снижения льдообразования.

Серьезной помехой при КВ является процесс осадкообразования (в основном карбоната и сульфата кальция), что приводит к резкому снижению скорости фильтрации растворов в штабеле, потере подачи насосов, закупорке головок оросителей, основания площадки и поровых каналов сорбента. Для предотвращения осадкообразования используют полимеры ингибирующего действия — полиакрилат, полиметакрилат, полимелиновый ангидрид. Помимо ингибиторов обычно подают дисперсанты — вещества, изменяющие потенциал поверхности кристалла (различные хелатообразующие соединения).

В решении проблем обезвреживания цианидов и разработки требований к КВ с точки зрения охраны окружающей среды намечается переход от щелочного хлорирования — старейшего способа разрушения цианистых соединений — к более эффективному и экономичному при КВ способам: естественному обезвреживанию, орошению «истощенного» штабеля водой, применению перекиси водорода и окислению смесью воздуха и диоксида серы, сульфата двухвалентного железа, бактериального разложения цианидов, комбинированию химического и биологического процессов.

Практика метода КВ в различных климатических районах, в том числе и в районах с большим количеством атмосферных осадков, показала надежность всех систем КВ. Уже первые годы (1991—1993 гг.) эксплуатации промышленной установки КВ на Васильевском ГОКе показали экологическую надежность производства. Концентрация паров HCN на поверхности кучи и по периметру подошвы основания была ниже 0,3 мг/м³, а сумма цианидов и роданидов в грунтовых водах не превышала 0,1 мг/л.

5.3.6. Новые нетоксичные растворители золота

Из новых нетоксичных растворителей золота наибольшее внимание уделяется тиомочевине, обладающей следующими преимуществами, по сравнению с цианидом: более высокая (до

10 раз) скорость растворения; меньшее вредное влияние ионов примесей в растворах; меньшая коррозионная активность.

Установлена перспективность применения тиомочевины при переработке упорных руд, глинистых руд, при кучном и подземном выщелачивании.

Растворение золота и серебра ведут кислыми (лучше серно-кислыми) растворами тиомочевины в присутствии окислителя (лучше сульфата трехвалентного железа). Извлечение золота из упорных сульфидных руд и концентратов должно проходить в две стадии — предварительное окисление под давлением в автоклавах и последующее выщелачивание тиомочевинной. Однако внедрение этого процесса пока затрудняется из-за более высокой стоимости реагента, окислительного разложения его в процессе, а также сложностей выделения золота из рабочих растворов на активированных углях.

Наряду с тиомочевинной исследуют в качестве растворителя золота тиосульфат аммония для руд «упорных» к цианированию из-за повышенных содержаний марганца, меди. Этот растворитель эффективен в присутствии ионов меди.

Определенную роль при извлечении золота могут играть гетеротрофные микроорганизмы, продукты метаболизма которых могут образовывать металлоорганические соединения, т. е. выступать в присутствии сильных окислителей в роли растворителей золота.

Дополнительная литература [1, 4, 5, 32, 33, 44].

6.1. Железные руды

6.1.1. Общая характеристика железных руд и концентратов

Из общего количества разведанных запасов железных руд в СНГ примерно 15 % представлено рудами, которые могут использоваться промышленностью без обогащения, 65 % — рудами, обогащаемыми и намеченными к обогащению по простым схемам, и 20 % — рудами, требующими применения сложных методов обогащения.

По минеральному составу рудной части железные руды подразделяются на следующие типы, определяющие технологию их обогащения: магнетитовые, гематитовые, бурожелезняковые и сидеритовые.

Магнетитовые руды по своему происхождению делятся на собственно магматические, контактово-метасоматические (скарновые), гидротермальные и осадочно-метаморфические.

Гематитовые руды в основном представлены двумя генетическими разновидностями: собственно гематитовыми и мартитовыми рудами зоны окисления. Собственно гематитовые руды распространены значительно меньше, чем мартитовые.

Бурожелезняковые руды представлены тремя типами: осадочными, инфильтрационными и остаточными рудами коры выветривания.

Сидеритовые руды представлены Бакальской группой железорудных месторождений. В настоящее время они используются в весьма ограниченном количестве, как правило, в качестве флюса или добавок к доменной шихте после окислительного обжига.

Железные руды и продукты их передела применяют для производства стали, передельных и легированных чугунов. Их нормируют по содержанию железа и шлакообразующих элементов (основных и кислых шлаков), содержанию вредных примесей, крупности, а при выплавке легированных чугунов — также по содержанию легирующих примесей.

Содержание железа в товарной руде и концентратах изменяется в зависимости от типа используемых руд от 50 до 68 %. Содержание шлакообразующих компонентов в товарных рудах и концентратах характеризуется модулем основности $M_o = (CaO + MgO) / (SiO_2 + Al_2O_3)$ и кремниевым модулем $M_k = SiO_2 / Al_2O_3$. Полезные примеси (никель, марганец, хром, ванадий, титан) являются естественными легирующими элементами, улучшающими качество стали.

Вредные примеси или ухудшают свойства металла (сера, медь, фосфор, мышьяк), или усложняют процесс выплавки чугуна (цинк, свинец, калий и натрий). Содержание серы в товарной руде не должно превышать 0,15 %. В рудах и концентратах, используемых для производства агломерата и окатышей, допустимое содержание серы может возрастать до 0,6 %, так как при агломерации и обжиге окатышей степень удаления серы достигает 60—90 %. Предельное содержание фосфора в руде, агломерате и окатышах — 0,07—0,015 %. При выплавке фосфористых чугунов с последующим томасовским или мартеновским производством стали содержание фосфора в железорудной части доменной шихты должно быть не более 1,15 %. При выплавке обычных предельных чугунов допускается наличие в железорудной части доменной шихты не более: мышьяка — 0,05—0,1; цинка — 0,1—0,2; меди — до 0,2 %.

Требования к рудам по крупности сводятся к ограничению максимального размера кусков и содержания мелочи менее 3 (5) мм.

Размер кусков трудновосстановимых (магнетитовых) руд должен быть не более 40—50 мм, легковосстановимых (бурые железняки, мартиты) — 80—150 мм. Допустимое содержание мелочи в руде — до 5—15 %, обычно мелочь крупностью 10 (12)—0 мм отсеивают и агломерируют. Крупность мартеновских руд должна находиться в пределах 12 (25)—250 мм, содержащих не менее 58 % железа.

6.1.2. Магнетитовые руды

Наиболее широко распространенную группу магнетитовых руд *осадочно-метаморфического происхождения* составляют магнетитовые кварциты и сопутствующие им богатые руды Криворожского и Кременчугского железорудных бассейнов, Курской магнитной аномалии (КМА), Кольского полуострова (Оленегорское, Кривогорское и другие месторождения), Ангаро-Питского района (Восточная Сибирь), Дальнего Востока (Малый Хинган, Кимканское, Гаринское и др.).

Для железистых кварцитов, содержащих 31—35 % железа, характерны слоистая текстура, повышенное содержание рудных (магнетит, гематит) минералов, пониженное содержание основных оксидов ($\text{CaO} + \text{MgO}$ до 10 %), повышенное содержание кремнезема ($\text{SiO}_2 > 35$ %), незначительное содержание серы и фосфора.

Главные рудные минералы железистых кварцитов — магнетит и в гораздо меньшей мере гематит. Нерудные минералы представлены преимущественно кварцем, силикатами, карбонатами (сидероплезитами, сидеритами, доломитом, анкеритом). Из минералов, содержащих вредные примеси P и S, преимущественное значение имеют апатит, пирит и пирротин. Содержание их в неокисленных кварцитах обычно незначительно (0,02—0,11 %).

Железистые кварциты по прочностным свойствам относятся к крепким и весьма крепким. Для них характерны трудная дробимость, измельчаемость и высокая абразивность при дроблении и измельчении.

Грубослоистые, бедные по содержанию магнетита неокисленные кварциты требуют применения сухой магнитной сепарации (например, кварциты месторождения Большая Глеватка ЦГОКа). Тонкая и мелкая вкрапленности магнетита определяют необходимость применения большого числа (II—IV) стадий измельчения и магнитной сепарации для удаления породы из процесса по мере ее раскрытия и получения оптимального содержания железа в концентрате (рис. 6.1). В каждой стадии руда подвергается измельчению до определенной крупности, классификации в спиральных классификаторах или гидроциклонах, пески которых возвращаются на

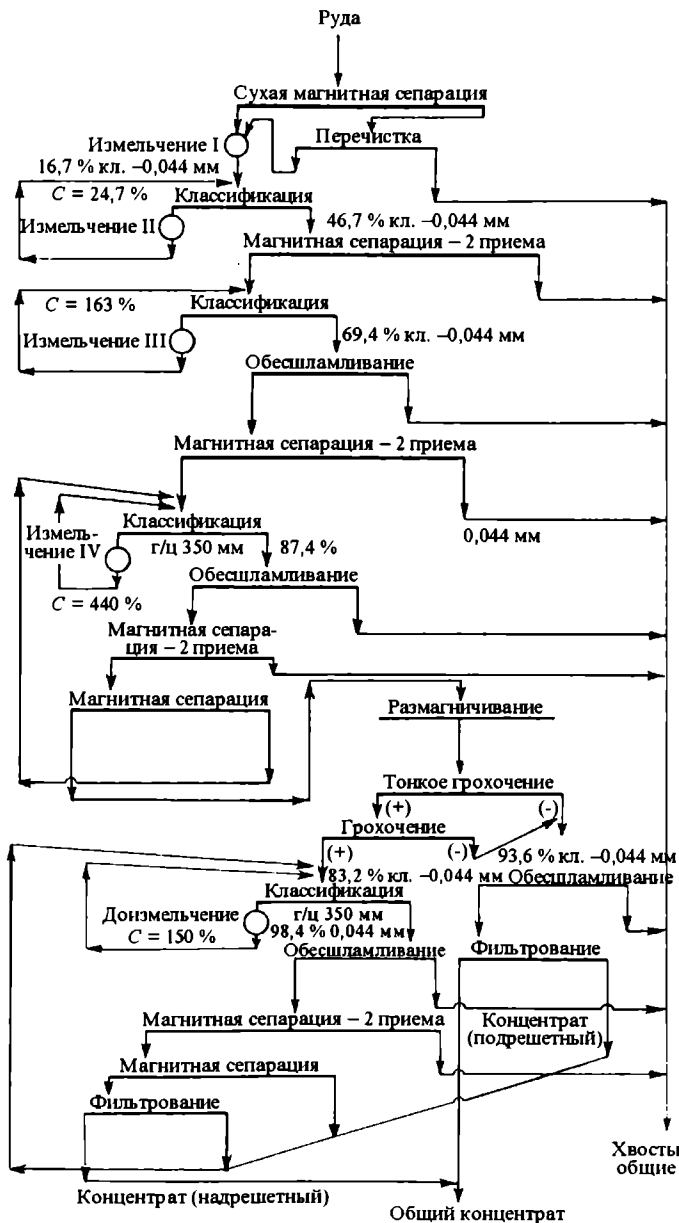


Рис. 6.1. Схема обогащения магнетитовых кварцитов Днепровского ГОКа

доизмельчение, а слив направляется на магнитную сепарацию с предварительным обесшламливанием питания сепараторов или без него.

В первой стадии обогащения применяются обычно сепараторы с прямоточными ваннами типа 209-СЭ и ПБМ-120/300 и во второй — с противоточными, в третьей, четвертой и пятой — с полупротивоточными. Напряженность магнитного поля во всех стадиях одинакова и находится в пределах 63,7—87,6 кА/м на поверхности барабана.

Концентраты, получаемые из железистых кварцитов, характеризуются низкой основностью (0,07—0,09) и высоким кремниевым модулем.

Основные запасы *магнетитовых контактово-метасоматических (скарновых) руд* сосредоточены на месторождениях Урала (Магнитогорское, Гороблагодатское и др.), Казахстана (Качарское, Сарбайское, Соколовское и др.), Восточной Сибири (Коршуновское, Абаканское и др.), Кольского полуострова (Ковдорское). Содержание железа в рудах колеблется от 28 до 58 %.

Основным рудным минералом является магнетит, в меньшем количестве встречается гематит. Нерудные минералы разнообразны. Весьма различна также сульфидная минерализация — пирит, пирротин, халькопирит, пентландит, сфалерит, галенит. Фосфор в рудах представлен обычно апатитом. По содержанию фосфора, цветных и редких металлов отдельные месторождения могут иметь промышленное значение. Размер зерен рудных минералов колеблется от сотых долей до нескольких миллиметров; содержание серы обычно составляет от 0,2 до 3,5 %, фосфора — от 0,02 до 0,42 %. По прочностным свойствам руды относятся к крепким, но хрупким с низкой абразивностью.

Вследствие особенностей вещественного состава и значительной пространственной изменчивости текстурно-структурных признаков руды этого типа обогащают с применением для извлечения железа сухой и мокрой магнитной или только мокрой магнитной сепарации после тщательного их усреднения перед подачей на обогатительную фабрику. В СНГ широкое применение получили многостадийные комбинированные схемы сухой и мокрой магнитной сепарации.

Одностадиальные схемы мокрого магнитного обогащения применяются только при переработке крупно- и мелковкрапленных руд. Развитие одностадиальной схемы обогащения промпродуктов сухой сепарации идет обычно по пути включения в замкнутые циклы измельчения мокрой магнитной сепарации (например, на Гороблагодатской и Абагурской обогатительных фабриках), что дает повышение содержания железа в концентрате на 1—2 %. Двухстадиальные схемы мокрого магнитного обогащения промпродуктов сухой магнитной сепарации применяют при обогащении мелко- и тонковкрапленных руд.

Трехстадиальная схема мокрого магнитного обогащения промпродуктов сухой магнитной сепарации используется на Соколовско-Сарбайском ГОКе при переработке тонко- и весьма тонковкрапленных руд. Развитием этой схемы является четырехстадиальная схема обогащения с тремя стадиями измельчения. Магнитная сепарация осуществляется на барабанных сепараторах 168-СЭА и 209-СЭ. При одно- и двухстадиальных схемах обогащения сепарация осуществляется в прямоточных сепараторах, а при трех- и четырехстадиальных схемах сливы гидроциклонов поступают в полупрямоточные, а сливы мельниц — в противоточные сепараторы. Железные концентраты, получаемые из этих руд, имеют высокую основность и повышенное содержание фосфора (0,06—0,13 %).

Комплексный характер руд и необходимость извлечения всех ценных компонентов предопределяют использование помимо магнитной сепарации гравитационные и флотационные методы обогащения (рис. 6.2). Примером комплексного использования сырья является технология обогащения, применяемая при переработке скарновых руд Ковдорского месторождения (рис. 6.3) и обеспечивающая получение железного, апатитового и бадделеитового концентратов методами магнитной сепарации, флотации и концентрации на столах.

Магматические магнетитовые и титаномагнетитовые руды сосредоточены на Урале (Качканарское, Кусинское и другие месторождения). Для них характерны вкрапленная текстура, пониженное содержание железа (в среднем 16—20 %), коэффициент основности исходной руды 0,65—1, большой кремниевый модуль (4—10). Они часто содержат ценные примеси — ванадий, циркон, платину, титан.

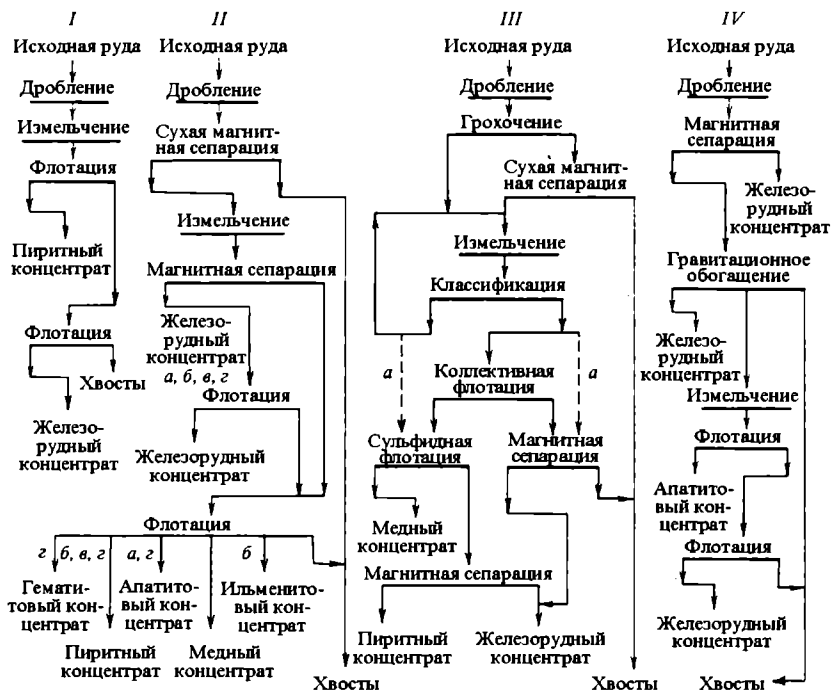


Рис. 6.2. Принципиальные схемы обогащения железных руд комплексного состава:

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

Основными рудными минералами являются гематит (мартит) и сульфиды. Ванадий обычно входит в виде изоморфной примеси в магнетит, реже — в титаномагнетит и силикаты. Для магнетита, титаномагнетита, ильменита характерны значительные разнообразия размеров и форм выделений. Титан на 50 % связан с силикатами, на 35 % — с титаномагнетитом, на 15 % — с ильменитом. Руды содержат незначительные примеси S и P, средние содержания их не превышают 0,01 и 0,03 % соответственно. По прочностным свойствам руды менее крепкие, чем железистые кварциты.

Пространственная неоднородность вкрапленности предопределяет необходимость применения сухой магнитной сепарации, а ее средний размер — необходимость измельчения

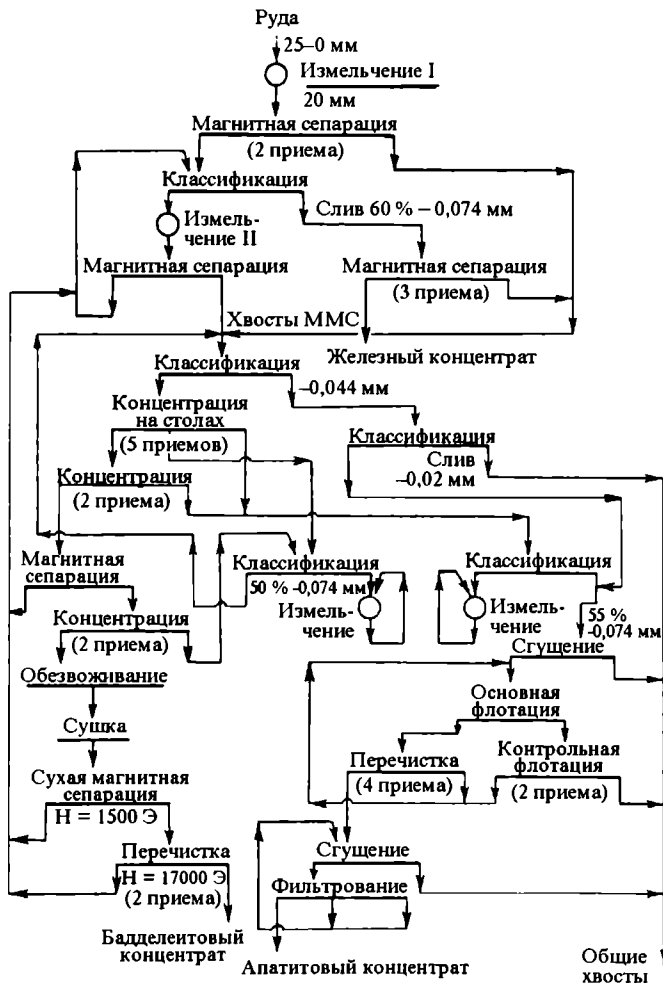


Рис. 6.3. Схема комплексного обогащения магнетитовых руд Ковдорского месторождения

до 90 % класса $-0,074$ мм. Технологические схемы мокрого магнитного обогащения руд отличаются большим разнообразием. Одностадиальные схемы обогащения применяют для легкообогатимых руд. Двухстадиальные схемы мокрого магнитного обогащения применяют, например, на Абагурской обогатительной фабрике при обогащении промпродуктов.

Для переработки мелко- и тонковкрапленных руд на Качканарском ГОКе внедрены трехстадиальные схемы измельчения с четырьмя стадиями мокрой сепарации (рис. 6.4). Повышение стадиальности обогащения обеспечивает рост содержания железа в концентрате на 0,1—0,3 %. Магнитную сепарацию осуществляют на барабанных сепараторах типа 209-СЭ и др. Наиболее труднообогатимыми считаются дисперсно-вкрапленные верлиты и серпентинизированные разности первичных руд. В получаемых концентратах содержание железа составляет 62—63 %, основность — 0,5, кремниевый модуль — 14.

При обогащении магнетитовых руд всех разновидностей основным процессом является магнитная сепарация в слабом поле. При этом основная масса руд перерабатывается на сепараторах типа ПБМ.

Одним из наиболее важных факторов, определяющих качество магнитных продуктов, является плотность питания магнитных сепараторов. Содержание твердого в питании сепараторов первых стадий обогащения должно составлять около 40 %, в конечной стадии — 30 %.

В последние годы проведен ряд исследований и промышленных испытаний операций подмагничивания исходного питания перед сухой и мокрой магнитной сепарацией в поле небольшой напряженности. Так, на Качканарском ГОКе подмагничивание слива стержневых мельниц в поле напряженностью 34—63 кА/м снизило на 0,4 % содержание железа в хвостах и увеличило его извлечение в магнитный продукт на 2 %. Это объясняется селективной флокуляцией тонких зерен магнетита, магнитная восприимчивость которых в 1,5—2 раза ниже восприимчивости флокул. Для подмагничивания использована литая магнитная система сепаратора ПБМ-60/150, установленная под желобом, по которому перемещается пульпа.

Дальнейшее повышение качества концентратов на фабриках с короткими схемами осуществляется путем увеличения числа стадий измельчения и обогатительных операций, на фабриках с развитыми технологическими схемами — путем включения сухой магнитной сепарации дробленой руды и доводки концентрата различными способами.

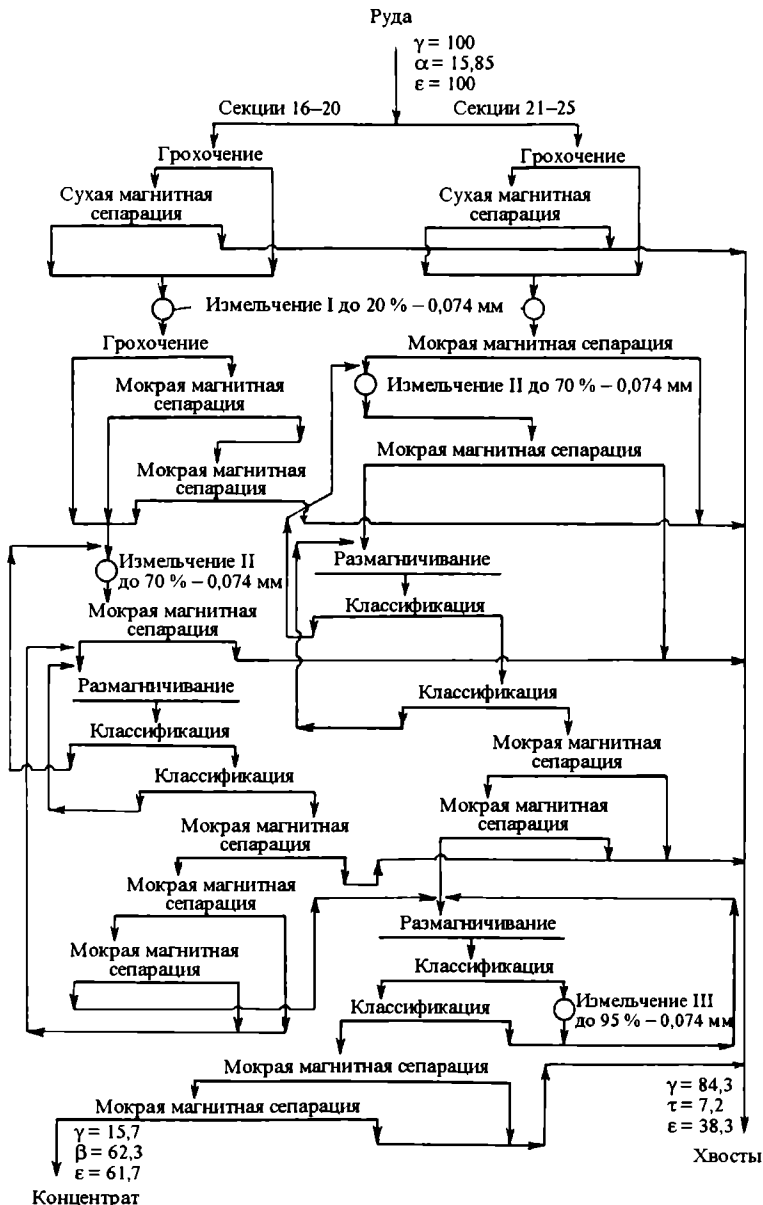


Рис. 6.4. Схема обогащения комплексных титаномagnetитовых руд, содержащих ванадий и другие металлы (Качканарский ГОК)

Анализ концентратов магнитного обогащения ГОКов Кривбасса показывает, что распределение железа по классам крупности неодинаково. Наиболее богата железом тонкозернистая фракция $-50 +20$ мкм, крупные классы представлены сростками с различным соотношением рудных и породных минералов, тонкие фракции концентрата (-20 мкм) разубожены тончайшими породными зёрнами.

Для доводки концентратов в НИИ и на действующих фабриках испытаны глубокая дешламация сильно разбавленных намагниченных концентратов с последующим уплотнением песковой части на сепараторах ПБМ и возвратом немагнитного продукта сепаратора в дешламатор, разделение концентрата по крупности из грохота для тонкого грохочения и в гидроциклонах с доизмельчением и сепарацией выделяемых крупных классов, флотационно-магнитная доработка концентратов, а также доводка концентратов во вращающемся магнитном поле.

Глубокая дешламация повышает качество концентрата на 0,5 % и более, доводка концентрата с разделением по крупности в гидроциклонах — на 2—2,7, а флотационно-магнитная доработка — на 1,4—3 %. Схема обогащения магнетитовой руды Днепровского ГОКа с применением тонкого грохочения приведена на рис. 6.1. При доводке концентратов из руд Кривбасса, КМА, Оленегорского и других месторождений во вращающемся магнитном поле установлена возможность получения магнитных продуктов с содержанием до 70,5—72 % железа и до 1,5—0,5 % диоксида кремния.

Применение обратной катионной флотации для доводки магнетитовых концентратов на фабриках «Ризерв Майнинг» и «Эмпайр» позволило повысить содержание железа в концентратах с 64—65 до 67—68 % и снизить содержание кремнезема в них с 8—9 до 5—6 %.

6.1.3. Магнетит-гематитовые руды

Магнетит-гематитовые руды являются продуктом частичного окисления магнетитовых руд. В России их перерабатывают на Оленегорском, Магнитогорском и других комбинатах. Значительные запасы руд со средним содержанием железа, равным 40 %, выявлены в Ангаро-Питском бассейне.

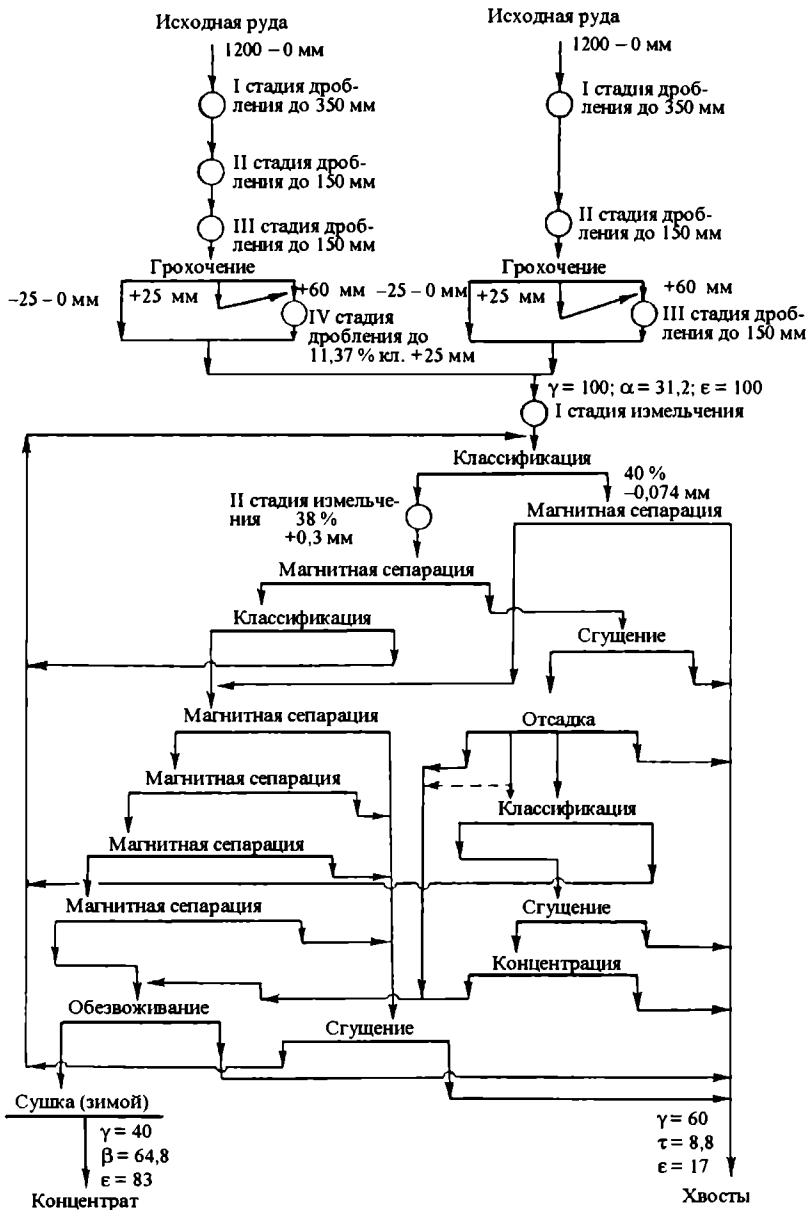


Рис. 6.5. Технологическая схема обогащения руд на фабрике Оленегорского ГОКа

Обогащение магнетит-гематитовых руд осуществляют в зависимости от типа руд и вкрапленности рудных и нерудных минералов по магнитно-гравитационным или магнитно-флотационным схемам. Например, при обогащении затронутых окислением железистых кварцитов на Оленегорском ГОКе технологическая схема (рис. 6.5) включает двухстадиальное измельчение руды до крупности 40—50 % класса $-0,074$ мм, магнитную сепарацию руды с выделением готового концентрата и гравитационное обогащение немагнитных продуктов сепарации отсадкой и на винтовых сепараторах. Гематит-магнетитовые руды Магнитогорского металлургического комбината также обогащаются по схеме, включающей стадиальное магнитное и гравитационное обогащение после предварительной промывки исходной руды. На фабрике «Цидашань» применяется магнитно-флотационное обогащение с использованием мокрой магнитной сепарации в слабом поле для извлечения магнетита, высокоинтенсивной мокрой магнитной сепарации для выделения отвалных хвостов и прямой анионной флотации полученного бедного железного концентрата в слабокислой среде с целью резкого повышения его качества.

Обогащение гематит-магнетитовых руд со скарновой породой осуществляется обычно по магнитно-флотационной схеме или флотационной схеме. Например, схема обогащения на фабрике «Мерамек» включает магнитную сепарацию дробленной руды, мокрую магнитную сепарацию измельченной (в две стадии) руды с получением магнетитового концентрата, последовательную флотацию хвостов магнитной сепарации с получением пиритного, апатитового и гематитового концентратов. Схема новой фабрики «Гренсберг» включает рудно-галечное измельчение до 90 % класса $-0,074$ мм, цикл флотации апатита в слабощелочной среде жирно-кислотным собирателем и цикл обратной анионной или катионной флотации в сильнощелочной среде с получением железного концентрата, содержащего 68—70 % железа.

6.1.4. Гематитовые и мартитовые руды

По содержанию железа все разновидности гематитовых и гематит-мартитовых руд условно могут быть разделены на три группы: бедные (до 40 % железа), руды среднего качества

(от 40 до 50 % железа) и богатые (более 50 % железа). Все типы руд являются окисленными. Развитие их обогащения обусловлено значительными запасами таких руд и попутной добычей их при отработке руд других типов. Значительные запасы таких руд сосредоточены в Криворожском железорудном бассейне и в Курской магнитной аномалии (КМА).

Богатые руды Кривого Рога и КМА, добываемые подземным способом, содержат 60—63 % железа, 6—8 % кремнезема, 0,045—0,84 % серы и 0,02—0,09 % фосфора, используются без обогащения после дробления и сортировки. За рубежом богатые руды, содержащие даже 65—66 % железа, подвергают промывке: крупные классы на грохотах, мелкие — в классификаторах, после чего мелкие классы руды подвергают обогащению методами флотации или магнитной сепарации на высокоградиентных сепараторах «Джонса». Богатые руды с грубослоистой текстурой (например, руды ЮАР и Австралии) после дробления, сортировки, промывки обогащают в тяжелых суспензиях (в барабанных сепараторах и тяжелосредних гидроциклонах) с целью снижения содержания кремнезема с 10—15 до 3—5 %. Для обогащения легкообогатимых руд (спекуляритов) применяют винтовые сепараторы (например, на фабрике «Маунт Райт»).

При переработке руд среднего качества используют обычно комбинацию нескольких методов обогащения, учитывающих особенности вещественного состава руд. Так, обогащение в тяжелых суспензиях применяют при переработке разубоженных крупновкрапленных руд (например, на фабриках «Сан Николас», «Ла Перла» и др.); отсадку — при обогащении зернистых руд (например, на фабриках «Стип Рок», «Пикаррас» и др.). Схема обогащения полосчатых гематитовых руд на фабрике «Уэлбек» предусматривает обогащение крупных классов в тяжелых суспензиях (в барабанных сепараторах и гидроциклонах), а мелких — в струйных концентраторах (конусах Райхерта). Мелковкрапленные руды обогащают на винтовых сепараторах с применением магнитной сепарации в сильном поле. На фабрике «Марампа» классы крупности +0,5 мм обогащают на винтовых сепараторах, а класс –0,5 мм — магнитной сепарацией в сильном поле с доводкой полученного концентрата на электрических сепарато-

рах. На фабрике «Уобут» магнитная сепарация в сильном поле с применением тонкого грохочения использована для доизвлечения железа из хвостов гравитационного обогащения. Промывка получила широкое применение при обогащении глинистых и валунчатых руд. С целью повышения эффективности обогащения промывистых руд мытую руду направляют на гравитационное обогащение, а шламы промывки — на дообогащение.

Бедные руды являются обычно и тонковкрапленными. В России и на Украине они представлены окисленными железистыми кварцитами: гематит-мартитовыми, лимонит-мартитовыми и мартитовыми кварцитами Кривого Рога и КМА. Содержание железа колеблется в них от 33 до 46 %, кремнезема — от 37 до 44, триоксида алюминия — от 0,1 до 5, серы — от 0,01 до 0,06, фосфора — от 0,04 до 0,08 %. Они являются реальной сырьевой базой для промышленного освоения в ближайшие годы. За рубежом бедные окисленные руды представлены кварцитами, спекуляритами, итабиритами, таконитами, как правило, более легкообогатимыми по сравнению с окисленными железистыми кварцитами Кривбасса. Руды обогащают флотационным, магнитным и обжиг-магнитным методами.

При использовании обжиг-магнитной технологии руда сначала подвергается магнетизирующему обжигу в трубчатых печах (на ЦГОКе) или печах кипящего слоя (на фабрике «Уяла») при температуре 700—850 °С в присутствии газообразного (природного газа) и твердого (бурого угля) восстановителя с целью перевода (на 75—88 %) немагнитных или слабомагнитных оксидов железа (Fe_2O_3) в магнитные — искусственный магнетит (Fe_3O_4) и ферромагнитный оксид железа (маггемит). После обжига руда измельчается и подвергается магнитной сепарации в слабом поле. При обогащении окисленных железистых кварцитов на ЦГОКе по обжиг-магнитной технологии получали концентрат, содержащий 64,7 % железа при его извлечении 79,7 %. Однако при существующем уровне техники данная технология является очень дорогой, не отвечает современным требованиям экологии и по этим причинам не получила распространения.

Более широко за рубежом используется для извлечения слабомагнитных минералов железа из окисленных бедных руд

магнитная сепарация в сильном поле (на высокоградиентных сепараторах «Джонса»). Обязательными условиями при этом являются:

- предварительное усреднение руды, позволяющее стабилизировать процесс обогащения и упростить задачу управления технологическим процессом, которая сводится при этом к поддержанию постоянной нагрузки по питанию и содержания в нем твердого;
- предварительное удаление сильномагнитных минералов с помощью установки «скальпирующих» слабомагнитных сепараторов и шламов с помощью установки батарей гидrocиклонов (мультициклонов) диаметром 3 дюйма;
- применение при тонком измельчении шаров диаметром 25 мм, обеспечивающих необходимую степень раскрытия сростков при минимальном шламообразовании, поскольку тонкие зерна оксидов железа (–20 мкм) на сепараторах «Джонса» извлекаются плохо.

Магнитная схема обогащения окисленных железистых кварцитов, разработанная с учетом применения более эффективных (по сравнению с сепаратором «Джонса») отечественных высокоградиентных сепараторов ЭРФМ-1 (6ЭРМ-35/315), приведена на рис. 6.6, а. Извлечение железа в концентрат, содержащий 61 % железа и 10—11 % кремнезема, должно составлять примерно 70 %.

Флотационное обогащение используют при переработке наиболее труднообогатимых и тонковкрапленных руд. При этом применяют три основных метода: прямая анионная, обратная анионная или обратная катионная флотация.

Прямая анионная флотация оксидов железа обычно проводится при значениях рН, равных 6—7 в операциях основной и контрольной флотации и 5,5—6 в перечистных операциях. Для регулирования рН используется серная кислота (до 0,8 кг/т). Иногда флотация проводится в содовой среде (рН до 9,5—10). Для депрессии минералов породы загружают жидкое стекло или коллоидную кремниевую кислоту (до 1 кг/т). При наличии в руде силикатов железа, значительных количеств апатита, кальцита и ангидрита, переходящих при прямой анионной флотации в концентрат и загрязняющих его, более целесообразно применение обратной флотации.

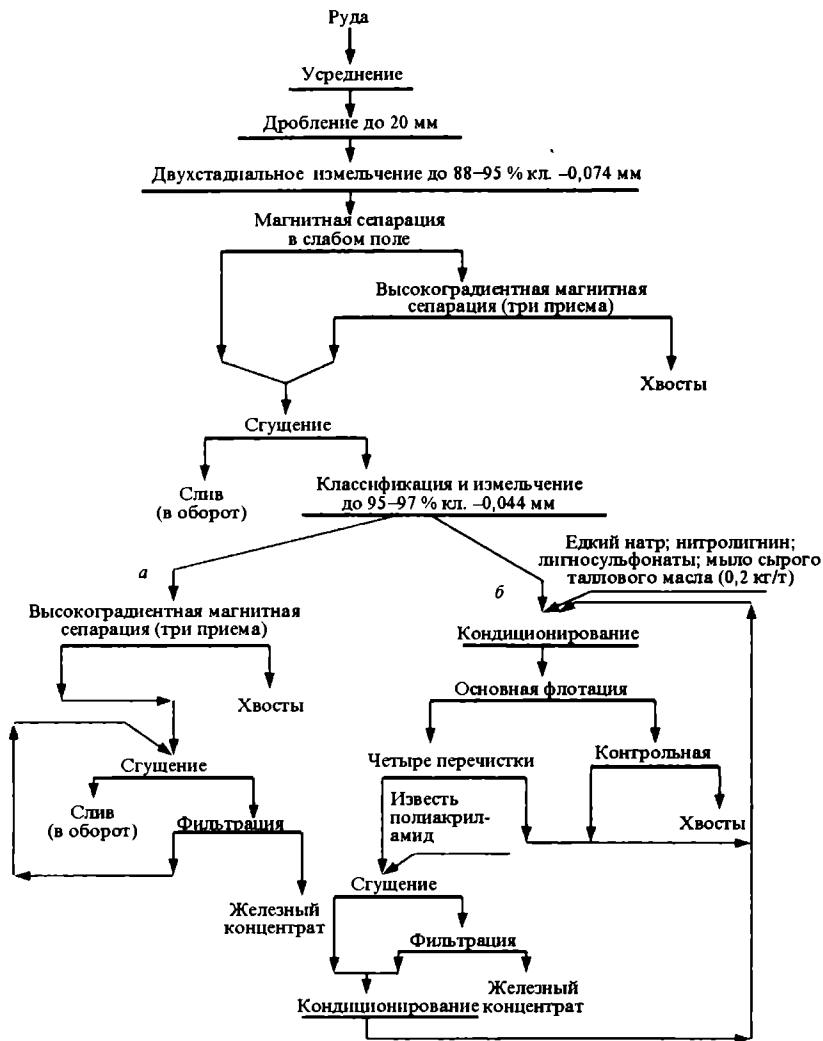


Рис. 6.6. Принципиальная магнитная (а) и комбинированная магнитно-флотационная (б) технологические схемы обогащения окисленных железистых кварцитов

Обратная анионная флотация минералов породы (рис. 6.6, б) проводится в сильнощелочной известковой среде (при рН примерно 11). Железный концентрат получается камерным продуктом. Депрессия флотации минералов железа обеспечи-

вается: депрессирующим действием гидроксильных ионов, загрузкой органического депрессора-крахмала, КМЦ, лигнин-сульфоната или другого аналогичного им реагента при расходе 0,6—1 кг/т и, наконец, депрессирующим действием ионов кальция. В то же время ионы кальция играют роль активатора силикатов породы. К достоинствам обратной анионной флотации относится возможность использования жесткой воды при расходе собирателя 0,2—0,6 кг/т.

Обратная катионная флотация силикатных минералов породы проводится в содовой среде при рН 8—9 аминами или их солями (0,2—0,4 кг/т). Для депрессии оксидов железа применяют крахмал, декстрин и таннин (0,5—1 кг/т). Вместо них могут использоваться менее дефицитные сульфит-целлюлозный щелок, отходы мукомольного производства, КМЦ и другие органические депрессоры.

Схемы флотации железных руд достаточно просты. Они включают обычно основную, иногда контрольную флотации и две-три перечистных операции.

Характерной особенностью флотационного обогащения железных руд является необходимость предварительного удаления растворимых солей и шламов при значительном количестве их в руде, чтобы избежать излишнего поглощения реагентов и нарушения селективности флотационного процесса. Предотвратить потери железных минералов со шламами в ряде случаев удается применением реагентов (например, крахмала, тапиока), вызывающих селективную коагуляцию оксидов железа. В качестве примера на рис. 6.7 приведена флокуляционно-флотационная схема, используемая при обогащении окисленных таконитов на фабрике «Тилден». Схема включает: двухстадиальное самоизмельчение до 80 % класса –37 мкм, селективную флокуляцию оксидов железа кукурузным крахмалом в сильнощелочной среде (рН 10,5—11), создаваемой едким натром; удаление глинистых шламов, диспергированных жидким стеклом в процессе дешламации, при которой в шламы переходит 1/3 всего кремнезема; обратную катионную флотацию оставшегося кремнезема с применением амина. Получаемый камерным продуктом железный концентрат содержит 65,5—67,1 % железа при извлечении его 85,2 %.

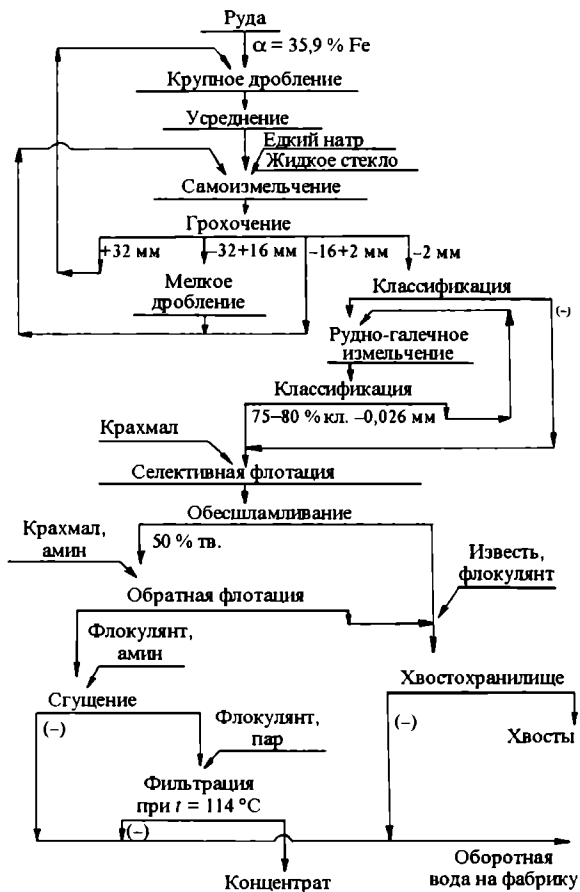


Рис. 6.7. Схема обогащения окисленных таконитов на фабрике «Тилден»

В процессе используется обратная вода, специально обработанная и осветленная (рис. 6.7), благодаря чему расход реагентов сокращен примерно в два раза.

При разработке технологии обогащения окисленных железистых кварцитов Кривбасса наиболее эффективной оказалась комбинированная магнитно-флотационная схема (см. рис. 6.6, б), первым этапом которой является получение бедного концентрата (содержащего примерно 50 % железа) и от-

вальных хвостов, с которыми уходит и основная масса растворимых солей и шламов. Вторым этапом является обратная анионная флотация полученного бедного концентрата после его доизмельчения до 95—97 % класса –45 мкм. Получаемый камерным продуктом концентрат содержит 63 % железа при извлечении его 73 %. Схема предусматривает отдельный водооборот в циклах магнитного и флотационного обогащения (см. рис. 6.6, б).

6.1.5. Бурожелезняковые руды

Для бурожелезняковых руд характерны оолитовые текстуры, низкое содержание железа (20—40 %), повышенное содержание фосфора (до 1 %) и глинистых минералов. Содержание железа колеблется в значительных пределах (30—53 %). Нерудные минералы представлены различными разностями железистых хлоридов и гидрослюд, кварцем, полевыми шпатами, карбонатами и другими минералами. Повышенное содержание фосфора связано с фосфоритом, вивианитом, апатитом, фосфатами. Значительные колебания прочностных свойств руд обусловлены изменением соотношения в них плотных и порошковых разновидностей.

При обогащении бурожелезняковых руд используют промывку, гравитационное обогащение (в основном отсадку) и магнитную сепарацию. Для некоторых разновидностей руд возможно применение обжиг-магнитного обогащения и высокоградиентной магнитной сепарации.

Бурожелезняковые руды обогащают на Камыш-Бурунском ГОКе в Крыму (рис. 6.8), Лисаковском ГОКе в Казахстане (рис. 6.9) и ряде других фабрик меньшей производительности.

Дробление плотных руд осуществляется обычно в щековых, а глинистых — в молотковых, зубчатых или гладковалковых дробилках. Для измельчения используют стержневые мельницы. Грохочение может осуществляться на грохотах со струнной решеткой. Для промывки применяют известные промывочные аппараты: скрубберы, бутары, корытные и мечевые моечные машины и промывочные башни; для отсадки — беспоршневые отсадочные машины; для магнитной сепарации —

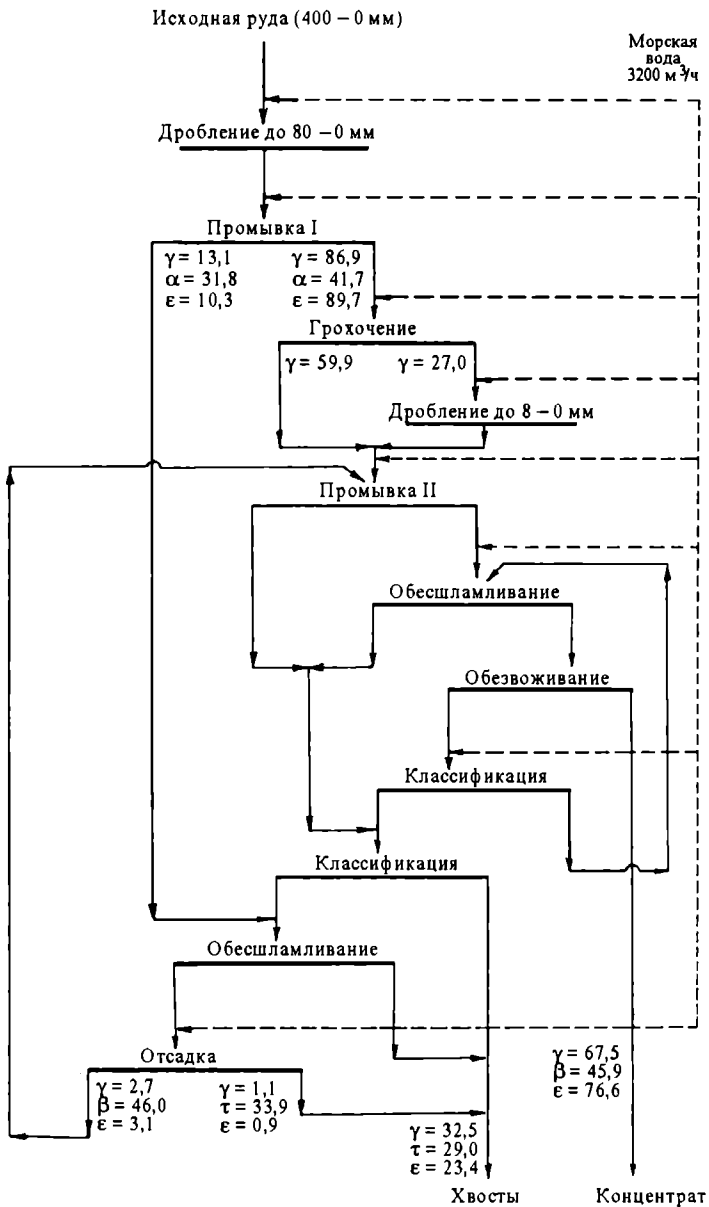


Рис. 6.8. Схема промывочно-гравитационного обогащения бурожелезных руд на Камыш-Бурунском ГОКе

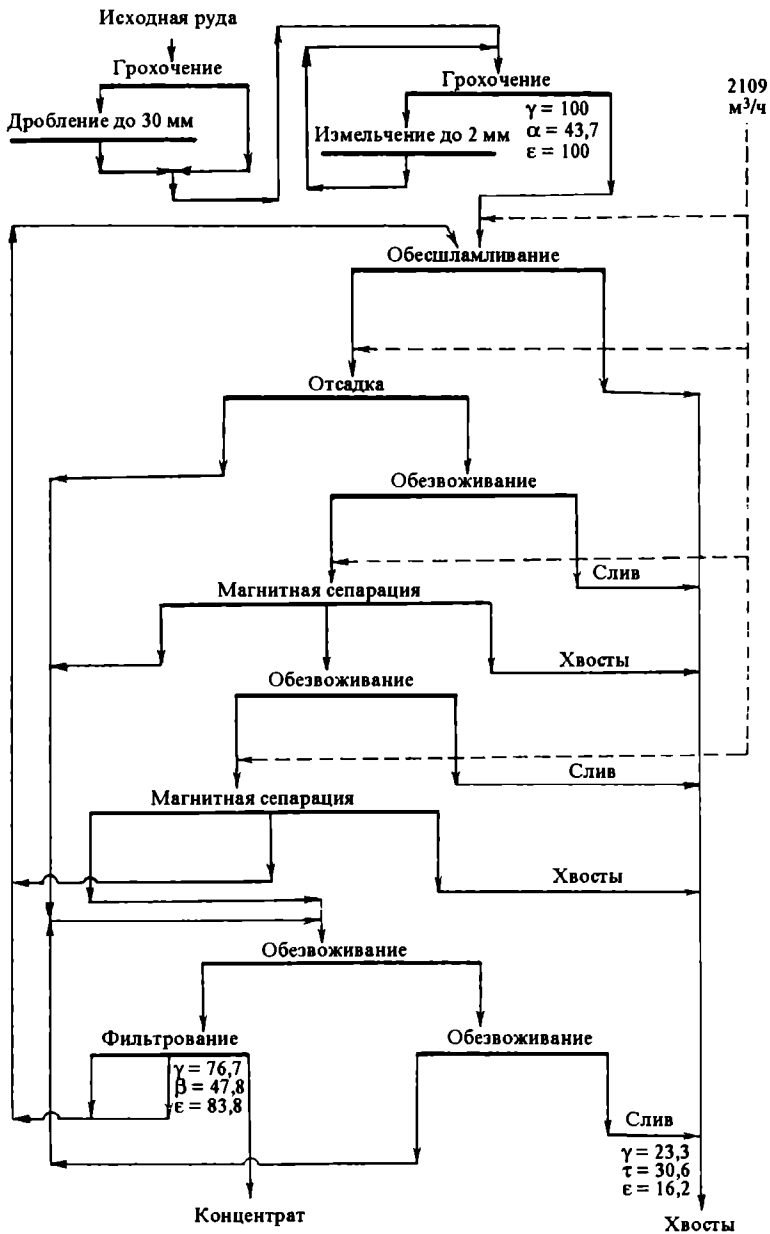


Рис. 6.9. Схема обогащения бурожелезняковых руд на Лисаковском ГОКе

сепараторы типа ЭВМ (с напряженностью поля $2 \cdot 10^3$ кА/м), для обезвоживания и обесшламливания — спиральные классификаторы, для фильтрования — ленточные фильтры с капроновой фильтротканью.

На зарубежных фабриках при переработке бурожелезняковых руд применяют обычно одно- или многостадийную промывку с последующим гравитационным обогащением кусковых фракций, в том числе с использованием процесса разделения в тяжелых суспензиях (например, на фабриках «Зальцитгер-Кальбехт», «Блекберн»). Магнитное обогащение бурых железняков в сильном поле применяют в ФРГ и Франции при переработке бедных руд. Обжиг-магнитное обогащение бурожелезняковых руд используется в Болгарии на Кремиковском металлургическом комбинате.

6.1.6. Сидеритовые руды

Обогащение сидеритовых руд, содержащих 28—33 % железа, осуществляется на Бакальском комбинате с применением обжиг-магнитного и гравитационного методов.

При обжиг-магнитном обогащении руда подвергается дроблению и грохочению по 10 мм, после чего класс –10 мм направляется на агломерацию без обогащения, а класс +10 мм — на обжиг при 1100 °С в течение 4 ч в шахтных печах, работающих на природном газе. Охлажденный огарок после грохочения по +10 мм поступает на раздельную магнитную сепарацию в слабом поле с получением концентрата, содержащего 52—54 % железа.

Бедные сидеритовые руды перед обжигом и агломерацией подвергают обогащению по той же технологии, что и бурые железняки. Современная схема обогащения, применяемая на фабриках «Вареш» и «Алгома» при переработке тонковкрапленных сидеритовых руд с примесью лимонита, приведена на рис. 6.10. Использование процесса разделения в тяжелых суспензиях с последующей высокоградиентной магнитной сепарацией измельченной (до 60—90 % класса –0,074 мм) тяжелой фракции предусмотрено при переработке в будущем сидерит-магнетитовых кварцитов Чертомлыкского и других месторождений.

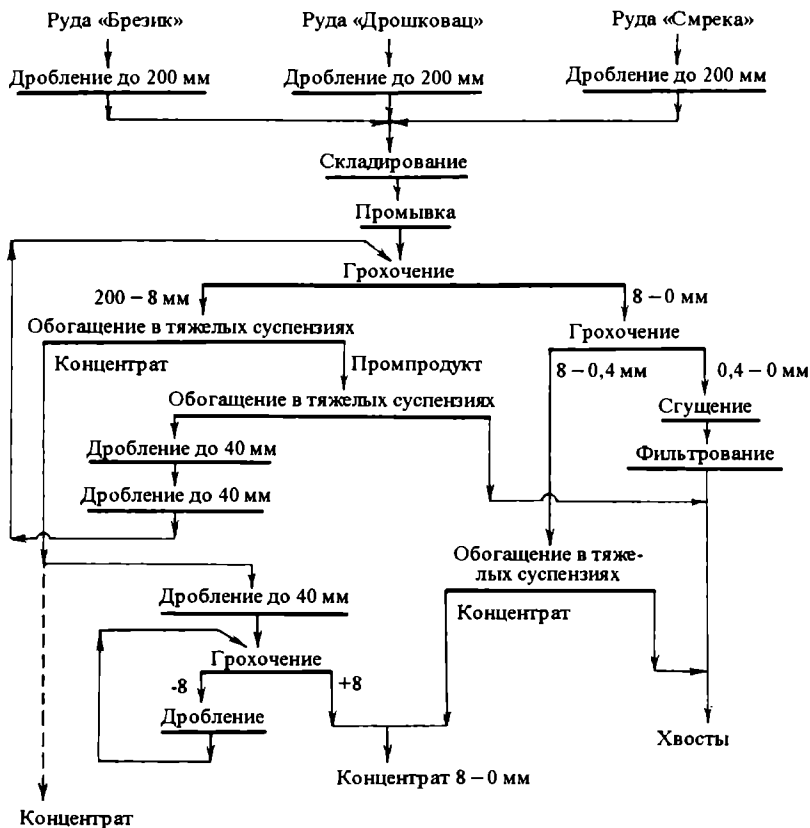


Рис. 6.10. Технологическая схема обогащения тонковкрапленных сидеритовых руд

6.1.7. Прометаллургическое обогащение руд сложного состава

Традиционная технология получения металла предусматривает переработку концентратов с минимально возможным содержанием таких примесей, как TiO_2 (не более 1 %), MgO (не более 1,5 %), глинозема (не более 1,5 %). В то же время, особенно на Урале, Кольском полуострове, Сибири, Казахстане, имеются большие запасы железных руд с высоким содержанием либо TiO_2 , либо MgO , либо Al_2O_3 . К таким месторождениям относятся руды Копанской группы, Кытлымской

группы, Ковдорские руды комплексного состава, Бакальские сидериты, бурые железняки Лисаковского и Аятского месторождений.

При обогащении таких руд получают железосодержащие концентраты с высоким содержанием в них указанных оксидов. Например, концентраты, получаемые из высокотитанистых руд Копанской и Кытлымской групп (Урал), Пудожгорского (Кольский полуостров) и Лисанского (Сибирь) месторождений содержат от 52,6 до 61 % железа и от 11 до 20 % диоксида титана. В концентрате тяжелой суспензии Бакальских сидеритов содержится 5—5,2 % железа и до 11—15 % диоксида магния, в Ковдорском концентрате — 64 % железа, до 6 % MgO и 0,8—1 % кремнезема, в богатом обжиг-магнитном концентрате Лисаковского ГОКа — 61—62,5 % железа и до 11—12 % Al_2O_3 .

Высокое содержание примесей титана, магния или алюминия в концентратах приводит при их плавке к малоподвижности шлаков, большим потерям железа в них, что сдерживает широкое использование этих руд.

В связи с этим в России разработаны технология и оборудование для комплексного использования концентратов указанных руд с получением качественного чугуна и высокотитанистого либо высокоглиноземистого шлаков. Данные шлаки могут использоваться для получения как пигментного диоксида титана, так и металлического титана, а высокомагнезиальные и высокоглиноземистые шлаки — для производства огнеупоров.

По разработанной пирометаллургической технологии концентрат подвергается окомкованию с добавлением до 20 % энергетического угля (в том числе бурого угля). Полученные сырые окатыши подвергаются металлизации в восстановительной атмосфере при температуре 1250—1400 °С. В металлизированном окатыше железо селективно коагулируется в королек независимо от того, с каким минералом оно связано (с магнетитом, гематитом, ильменитом, силикатами, сульфидами и т. д.). В оболочке окатыша концентрируются сопутствующие элементы (Ti_2O , MgO или Al_2O_3).

После охлаждения окатыши подвергают дроблению или измельчению и сухой или мокрой магнитной сепарации. В

магнитную фракцию переходит железный королек с массовой долей железа от 92 до 99 % при извлечении не менее 95—97 %. Отходы магнитной сепарации представляют собой товарный продукт с массовой долей либо Ti_2O от 45 до 62 %, либо MgO от 36 до 52 %, либо глиноземистый продукт с массовой долей Al_2O_3 от 28 до 34 %. Массовая доля этих элементов и их оксидов будет зависеть от массовой доли кремнезема в концентрате, т. е. традиционная задача обогатительного передела — получение низкокремнистых концентратов — сохраняется.

6.2. Марганцевые руды

6.2.1. Характеристика руд и концентратов

Разведанные запасы марганцевых руд на месторождениях представлены четырьмя основными типами: оксидными, карбонатными, окисленными, смешанными оксидно-карбонатными. Меньшее значение в запасах имеют железомарганцевые руды и марганцовистые песчаники.

Наибольшее промышленное значение имеют оксидные руды, марганец в которых представлен манганитом, пиролюзитом, псиломеланом, браунитом, гаусманитом. Карбонатные руды на всех месторождениях представлены родохрозитом, манганокальцитом, олигонитом. При этом более 60 % запасов карбонатных марганцевых руд в странах СНГ сосредоточены в Больше-Токмакском месторождении. Основные запасы марганцевых руд сосредоточены в Никопольском и Чиатурском бассейнах. Среднее содержание марганца в оксидных рудах составляет 19,5—37,5 %, в карбонатных — 16—21 %.

Получаемые при обогащении концентраты и агломераты богатых марганцевых руд применяют во многих отраслях народного хозяйства (в черной и цветной металлургии, химической, электрохимической промышленности и т. д.).

В черной металлургии марганцевые концентраты применяют для производства чугунов, сталей и ферросплавов. Их нормируют по содержанию марганца, вредных примесей (кремнезема и фосфора), а также по крупности. Оксидные концентраты должны содержать 18—52 % марганца, карбонатные — от 17 до 26 % марганца, пероксидные — от 72 до

87 % диоксида марганца. Требования к гранулометрическому составу марганцевых материалов такие же, как и к железорудным. Непосредственно в ферросплавных печах применяют сырье крупностью 10—50 мм. Концентраты, имеющие крупность менее 10 мм, подлежат агломерации.

6.2.2. Методы переработки и обогащения марганцевых руд

Дробление оксидных руд осуществляют обычно до 50 мм, чтобы получить максимальное количество кусковых концентратов. Конечная крупность дробления карбонатных руд при использовании получаемых концентратов в доменном производстве ферросплавов составляет —100 мм, а при электропечном производстве ферросплавов — —10 мм.

Первой операцией обогащения при переработке всех типов марганцевых руд является промывка, позволяющая удалить цементирующую рудные минералы глину. Ей предшествует в обязательном порядке грохочение с последующей подачей руды по классам крупности в разные точки по длине ванны промывочной машины, чтобы уменьшить ошламование хрупких минералов марганца. Перспективным направлением является совмещение операций дробления и промывки в одном аппарате — мельнице самоизмельчения (типа «Каскад»).

Для обогащения мытой руды крупностью от 0,1 до 50 мм используют отсадку или разделение в тяжелых суспензиях с получением концентрата промежуточных продуктов и хвостов. При отсадке обязательной является автоматическая разгрузка по плотности с целью выделения концентратов высших сортов.

Для обогащения доизмельченных промпродуктов отсадки и мытой руды крупностью 4—0 мм применяют магнитную сепарацию с напряженностью магнитного поля 14—17 тыс. эрстед, чтобы обеспечить максимальный сброс минералов породы в хвосты. Промпродукты магнитного обогащения направляют на дообогащение гравитационными методами.

Обогащение шламов может быть осуществлено флотацией, пенной сепарацией (или на высокоградиентных сепараторах в сильном поле). Обязательной операцией при этом явля-

ется предварительная классификация шламов на классы крупности $-0,5+0,16$ и $-0,16+0,02$ мм для раздельного их кондиционирования с реагентами. Содержание твердого в питании пенной сепарации должно составлять не менее 55 %.

Основные промышленные минералы марганца: пиролюзит $(\text{MnO})_2$, браунит (Mn_2O_3) , манганит $(\text{Mn}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O})$, псиломанвад $[(\text{MnO}_2)_m \cdot (\text{MnO})_n \cdot (\text{H}_2\text{O})_p]$, родохрозит (MnCO_3) , характеризуются высокой гидратированностью их поверхности, легко шламуются и обладают худшей флотируемостью по сравнению с оксидами железа. В качестве собирателя используют те же реагенты и продукты, что и при флотации железных руд (талловое масло, окисленные углеводороды, нефтяные кислоты, побочные продукты нефтеперерабатывающих заводов, содержащие карбоновые кислоты и их мыла). Их коллектирующая способность возрастает при добавке углеводородных масел и эмульгаторов и предварительном эмульгировании собирателя.

Флотационное отделение минералов марганца от минералов породы выполняется по схемам и режимам, принципиально не отличающимся от схем и режимов прямой и обратной анионной флотации железных руд.

Оптимальные значения рН, равные при прямой анионной флотации 7—9, при обратной 9—10, создаются обычно содой и лишь иногда едким натром. Собиратель задают порционно при общем расходе его 2—3 кг/т. При наличии карбонатов марганца по схеме прямой анионной флотации их флотируют перед флотацией оксидов марганца. Для депрессии породы используют жидкое стекло (0,4—0,7 кг/т). Флотации предшествует обесшламливание по $-(10—15)$ мкм, сопровождающееся большими потерями марганца в шламовой фракции. По этой причине разработка эффективного режима флотационного обогащения марганцевых материалов должна включать в качестве обязательного этапа селективную коагуляцию или флокуляцию марганцевых минералов неорганическими и органическими реагентами. Селективная коагуляция или флокуляция позволяет резко снизить потери марганца при дешламации или вообще исключить эту операцию из схемы, как, например, при так называемой эмульсионной флотации.

6.2.3. Схемы обогащения марганцевых руд

Принципиальные технологические схемы обогащения оксидных и карбонатных руд приведены соответственно на рис. 6.11 — 6.13.

Типовая технологическая схема обогащения *оксидных руд* показана на рис. 6.11.

Основную массу концентрата получают отсадкой, крупность концентрата $-25 +8$ и $-8 +3$ мм. Промпродукты отсадки после доизмельчения до $-0,16$ мм и шламы промывки обогащают магнитными и флотационными методами. Полученные концентраты имеют более низкое качество, чем крупнокусковые, и подлежат окускованию. Общее извлечение составляет 74—76 %.

Типовая технологическая схема обогащения *карбонатных руд* приведена на рис. 6.12.

Для карбонатных, как и для оксидных, руд основной обогатительный процесс — гравитация (см. рис. 6.12). Руду подвергают дроблению до крупности -50 мм, причем фракция крупностью $-50 +10$ мм является готовым товарным продуктом — концентратом I сорта. Из класса $-10 +3$ мм методом отсадки выделяют товарный концентрат и промпродукт, который после доизмельчения до $-0,16$ мм обогащают магнитной сепарацией либо флотацией с получением концентратов I и II сортов. Отсев -3 мм после узкой классификации на фракции $-3 +0,5$; $-0,5 +0,16$ мм проходит цикл обогащения по магнитно-гравитационной схеме с получением товарного концентрата крупностью $-3+0,16$ мм и промпродукта. Промпродукт дообогащают по схеме промпродукта отсадки класса $-10 +3$ мм. Шлам $-0,16$ мм подвергают магнитной сепарации в интенсивном поле.

Типовые технологические схемы *смешанных руд* позволяют выделить оксидные и карбонатные концентраты (рис. 6.13).

Такие схемы применяют, например, на фабриках Никопольского бассейна. Для обогащения смешанных (оксидно-карбонатных) руд в схему вводят дополнительную стадию отсадки фракций мытой руды (см. рис. 6.13), в результате которой получают карбонатные концентраты крупностью $-25 +8$; $-8 +3$ и $-3 +0,16$ мм.

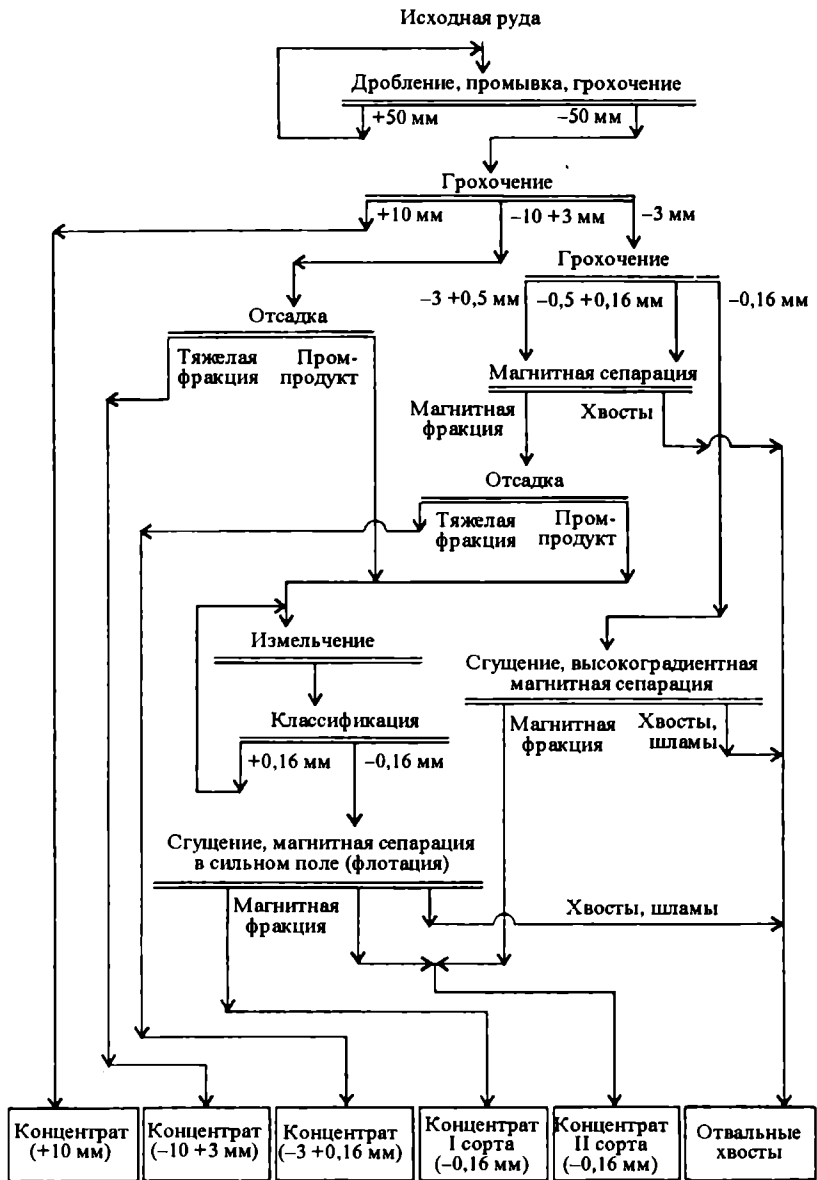


Рис. 6.12. Принципиальная схема обогащения карбонатных марганцевых руд

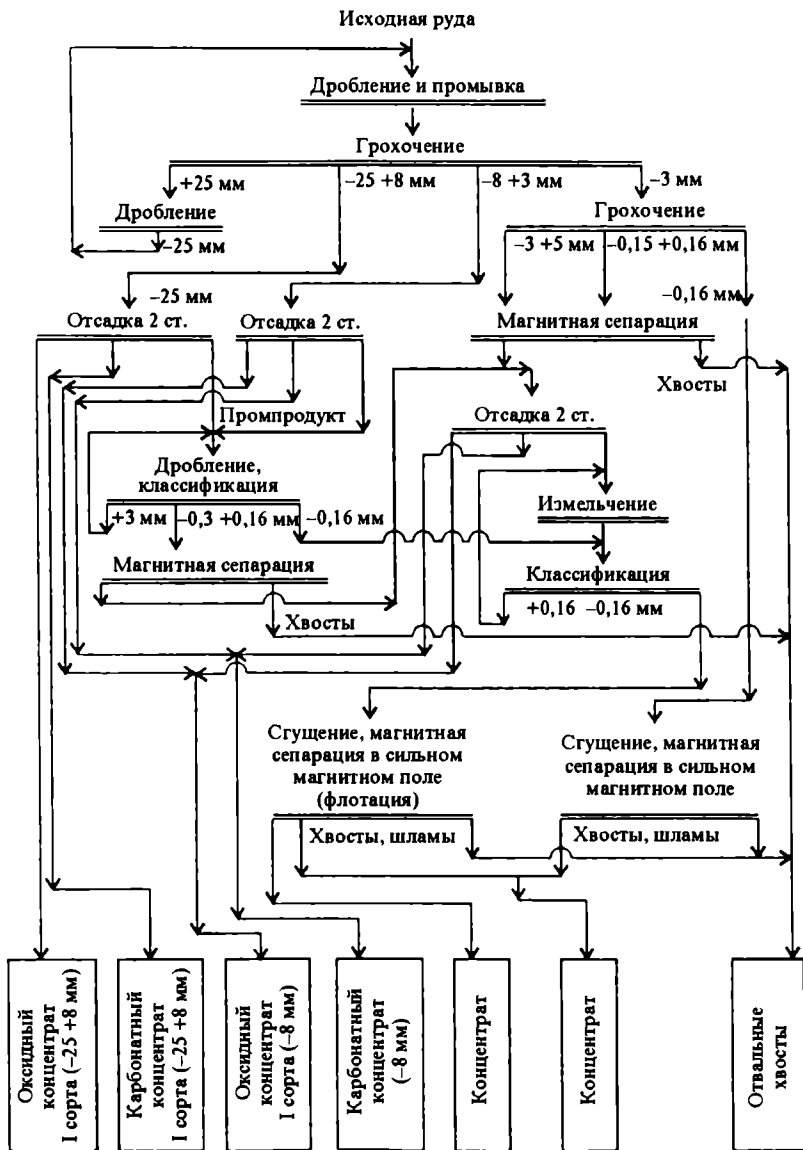


Рис. 6.13. Принципиальная схема обогащения оксидно-карбонатных марганцевых руд

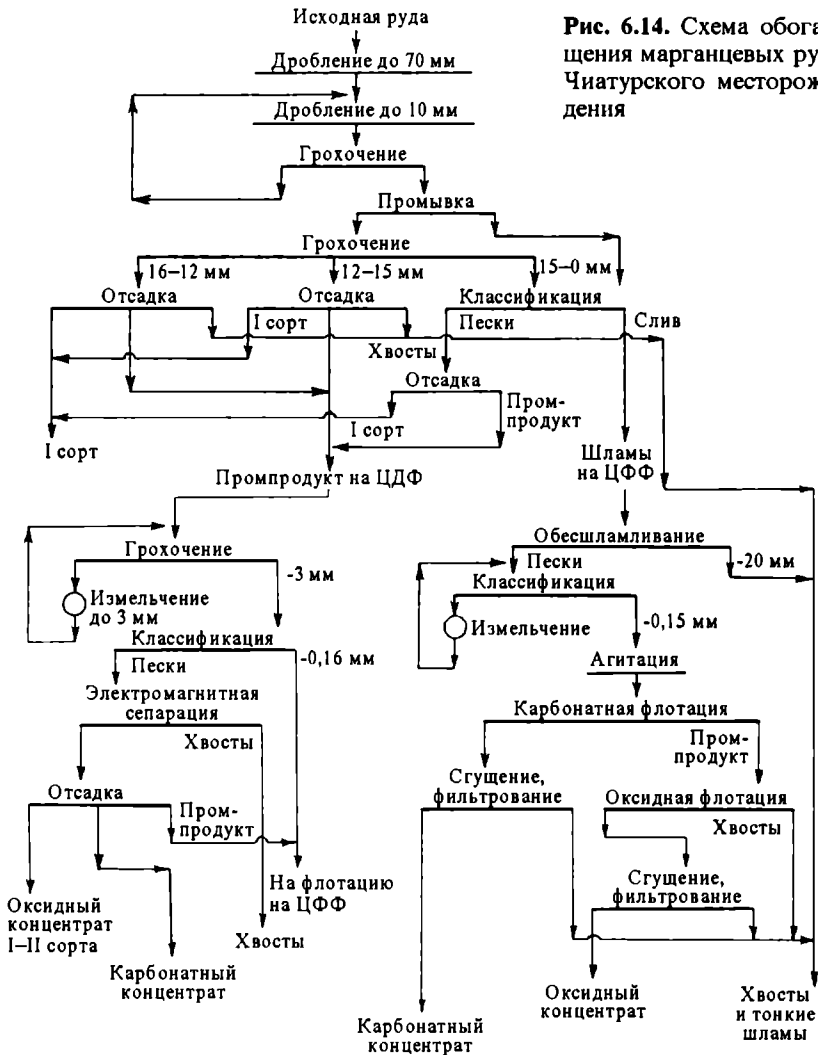


Рис. 6.14. Схема обогащения марганцевых руд Чиатурского месторождения

Зернистые промпродукты перерабатывают на Центральной доводочной фабрике Чиатурского бассейна по магнитно-гравитационной схеме после предварительного додробливания до крупности менее 3 мм (рис. 6.14). В результате доводки из зернистых промпродуктов получают оксидный концентрат III сорта и товарные промпродукты — аглоруды.

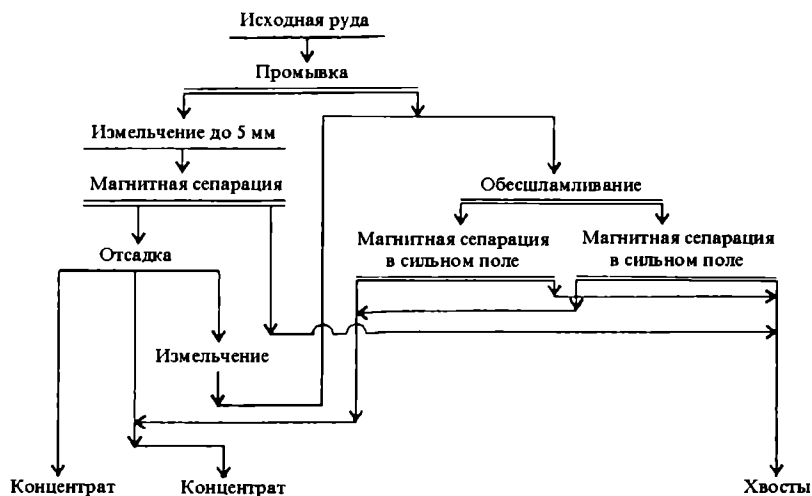


Рис. 6.15. Схема обогащения окисленных марганцевых руд

Типовая технологическая схема обогащения *окисленных руд* (рис. 6.15) значительно отличается от рассмотренных выше. Руды зоны окисления карбонатов сложены пористыми сажистыми минералами марганца и характеризуются мелкой вкрапленностью рудных и нерудных комплексов.

Такие руды подвергаются дроблению до крупности менее 5 мм с многостадийным грохочением. Крупность дробления позволяет решить проблему раскрытия рудных минералов, а многостадийное грохочение — избежать их переизмельчения. Из дробленой руды отсадкой получают оксидный концентрат, содержащий до 40 % марганца, а из промпродукта отсадки после магнитной сепарации в интенсивном поле получают концентрат, содержащий 23—25 % марганца.

В этот концентрат извлекаются более бедные оксиды марганца — вернадит, тодорокит, рансьеит и др.

Общее извлечение марганца в гравитационный и магнитный концентраты составляет около 65 %. Из промпродуктов обогащения на доводочной фабрике получают аглоруды.

Все рассмотренные типовые схемы предусматривают дообогащение промпродуктов крупнокускового обогащения после их доизмельчения.

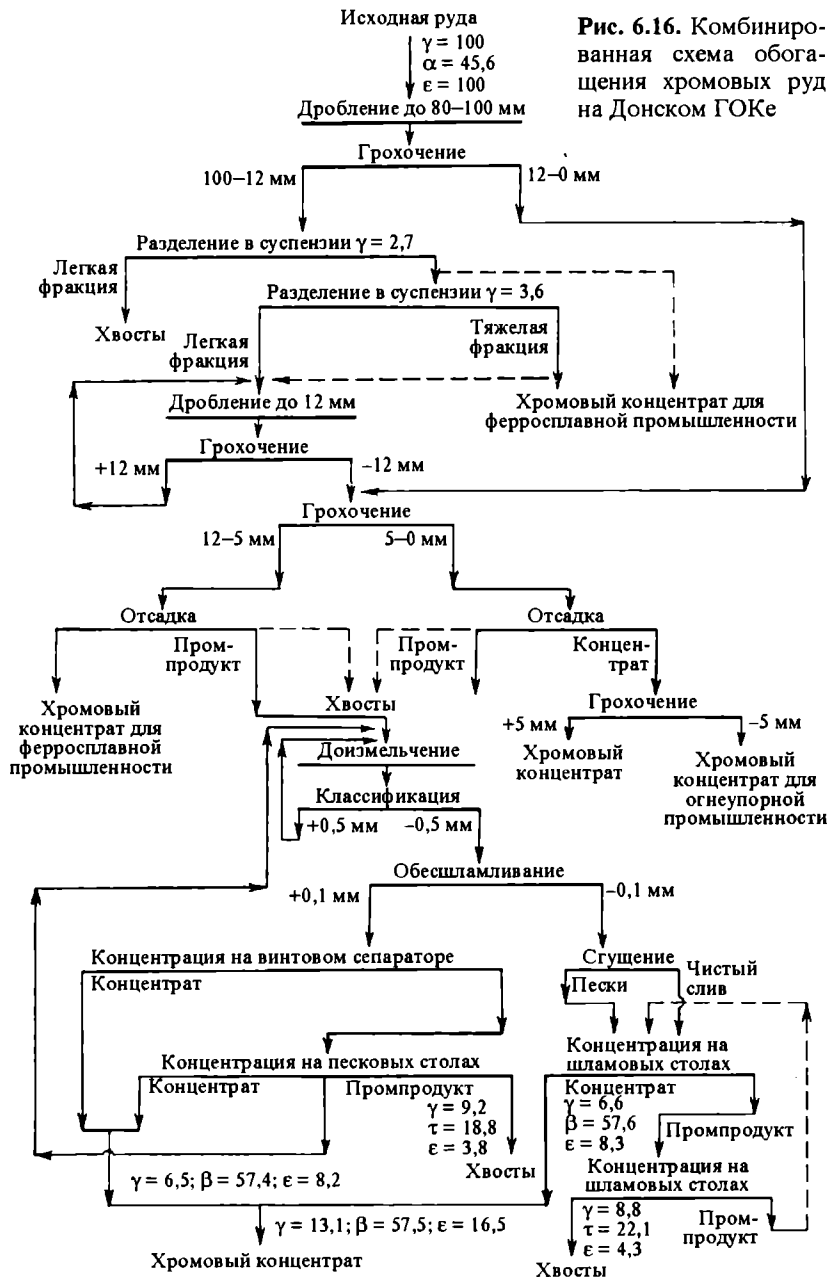


Рис. 6.16. Комбинированная схема обогащения хромовых руд на Донском ГОКе

6.3. Хромовые руды

В СНГ хромовые руды представлены сплошными (массивными) и вкрапленными рудами, сложенными хромшпинелидами и силикатами. Основные запасы их сосредоточены в Казахстане в Кемпирсайской группе месторождений. Богатые хромовые руды с содержанием Cr_2O_3 более 45 % и менее 5 % пустой породы подвергаются только дроблению и сортировке. Бедные руды поступают на обогащение на Донской ГОК (рис. 6.16).

Богатые хромовые руды и концентраты используются для производства ферросплавов, хромовых соединений и огнеупорных изделий.

Руды и концентраты, предназначенные для производства ферросплавов, нормируют по химическому составу Cr_2O_3 (50—47 %), SiO_2 (7—10 %), FeO (3,5—3 %) и P (0,008 %), по гранулометрическому составу их делят на мелкие (0—10 мм), крупные (10—300 мм) и рядовые (0—300 мм).

Для руд и концентратов, направляемых на производство хромовых соединений, устанавливают ограничения по содержанию Cr_2O_3 (50—45 %), SiO_2 (8—10 %), FeO (не более 14,5 %), влаги 5 % и крупности (0—10 мм).

В рудах и концентратах, используемых при производстве огнеупорных изделий, нормируется содержание Cr_2O_3 (50—45 %), SiO_2 (8 %), FeO (14 %), CaO (1—1,3 %). Хромовая валунчатая руда для литейного производства нормируется по содержанию Cr_2O_3 (36 %), SiO_2 (6,5 %), CaO (2 %).

Дополнительная литература [1, 13, 14, 25, 30, 38, 41, 46].

7.1. Апатитовые руды

7.1.1. Краткая характеристика руд и требования к концентратам

Основным минералом в рудах является апатит — $\text{Ca}_{10}(\text{PO}_4)_6[(\text{F}, \text{OH}, \text{Cl})_2, \text{CO}_3]$, концентраты которого являются основным сырьем для производства фосфорных удобрений.

Основным источником получения апатитовых концентратов являются апатит-нефелиновые руды Хибинского массива. Главные минералы в них — нефелин, апатит, эгирин и сфен, второстепенные — магнетит, титаномагнетит, ильменит. Осваиваются также месторождения комплексных руд Ковдорского массива, состоящих из магнетита, апатита, форстерита, бадделейта, кальцита и флогопита; апатитовые руды Ошурковского, комплексные апатитовые и апатит-карбонатные руды Восточно-Саянского и апатит-доломитовые руды Селигдарского месторождений. Большинство апатитовых руд указанных месторождений имеют низкое качество, сложный минеральный состав и характеризуются трудной обогатимостью, что существенно сдерживало и продолжает затруднять их освоение.

Получаемые апатитовые концентраты должны содержать не менее 39,4 % P_2O_5 , не более 3 % полуторных оксидов ($\text{FeO}+\text{Fe}_2\text{O}_3+\text{Al}_2\text{O}_3$) и остаток на сите 0,18 мм должен составлять не более 11,5 %. Они используются для получения фосфорной кислоты, двойного и тройного суперфосфата, фосфора, аммофоса, фтористо-водородной кислоты, ее солей и других продуктов.

При комплексной переработке апатит-нефелиновых руд получают также: нефелиновый (28,5—29 % Al_2O_3), титаномагнетитовый (77—80 % Fe_2O_3 и 14 % TiO_2), сфеновый (28 % TiO_2) и эгириновый концентраты, эффективно используемые в народном хозяйстве. Так, нефелиновый концентрат является сырьем для получения алюминия, производства стекла, цемента, кальцинированной соды; сфеновый — используется для получения диоксида титана; эгириновый — для извлечения ванадия и производства керамических изделий.

7.1.2. Технологические схемы и режимы обогащения

Все апатитовые руды, несмотря на их разнообразие, обогащаются одним методом — флотацией.

Апатит-нефелиновые руды Хибинских месторождений характеризуются достаточно высоким содержанием в них P_2O_5 (16—17 %), сравнительно крупным вкраплением минералов и значительным различием физико-химических и флотационных свойств разделяемых компонентов. Это позволяет при применении простого технологического режима флотационного обогащения, после дробления и измельчения до 50—55 % класса $-0,074$ мм получать высококачественные концентраты (39,4 % P_2O_5) при извлечении 92—93 %.

Флотационное извлечение апатита из апатит-нефелиновых руд осуществляется в естественной щелочной среде (рН 9,3—9,7), обусловленной присутствием нефелина $(\text{Na}, \text{K})_2\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8 \cdot n\text{SiO}_2$, смесью технических продуктов (сульфатного мыла и отходов мыловаренного производства) при расходе 0,2—0,4 кг/т, с добавками едкого натра 0,1—0,2 кг/т для омыления собирателя и жидкого стекла 0,015—0,1 кг/т для пептизации шламов и депрессии минералов породы. Расход жидкого стекла может возрасти в несколько раз, если в процессе горных работ для предотвращения смерзания руды в нее добавляют соль (хлористый натрий). При флотации руд (особенно окисленных с повышенным содержанием шламов) полезным оказывается применение для регулирования свойств пены и повышения селективности флотации оксипро-

пиленовых соединений (например, реагентов ОП-7 или «Альфапол-4»). Получение кондиционного по крупности и содержанию P_2O_5 концентрата достигается по простой одностадийной схеме после двух-трех перечисток.

По сравнительно простой схеме флотации обогащают также апатитовые руды Ошурковского месторождения, которые хотя и имеют сложный минеральный состав, но характеризуются крупной вкрапленностью минералов и резко отличающимися физико-химическими и физическими свойствами апатита от других минеральных компонентов.

Для повышения комплексности использования апатит-нефелиновых руд разработано несколько технологических схем. По одной из них хвосты флотации обесшламливаются, а затем при рН 10,5 и загрузке смеси собирателей (сырого и дистиллированного таллового масла, окисленного петролатума) флотируют в коллективный концентрат ванадийсодержащий эгирин, сфен и титаномагнетит, разделяемые затем с применением методов магнитной сепарации. Камерный продукт флотации представляет собой нефелиновый концентрат, содержащий не менее 29 % Al_2O_3 .

По другой схеме (рис. 7.1) предусматривается предварительное выделение апатита флотацией, а титаномагнетита и эгирина — магнитной сепарацией соответственно в слабом и сильном электромагнитных полях.

Цикл апатитовой флотации включает основную, две контрольные и четыре перечистные операции с возвратом всех промпродуктов в основную флотацию. Магнитная сепарация осуществляется на доизмельченных (до $-0,15$ мм) и обесшламленных хвостах апатитовой флотации при напряженности магнитного поля: 500 Э — в цикле получения титаномагнетитового концентрата и 12 800 Э — в цикле получения эгиринового концентрата.

Хвосты магнитной сепарации по первому варианту (см. рис. 7.1) поступают на флотацию нефелина с катионным собирателем АНП (0,05—0,1 кг/т) в присутствии кремнефтористого натрия (2 кг/т), а затем на сфеновую флотацию при рН 10,5 со смесью таллового мыла и сульфоната (0,5—0,6 кг/т) с последующей перечисткой черногового концентрата в присутствии кремнефтористого натрия (0,2 кг/т) и танинсодержащего реагента (0,15—0,25 кг/т).

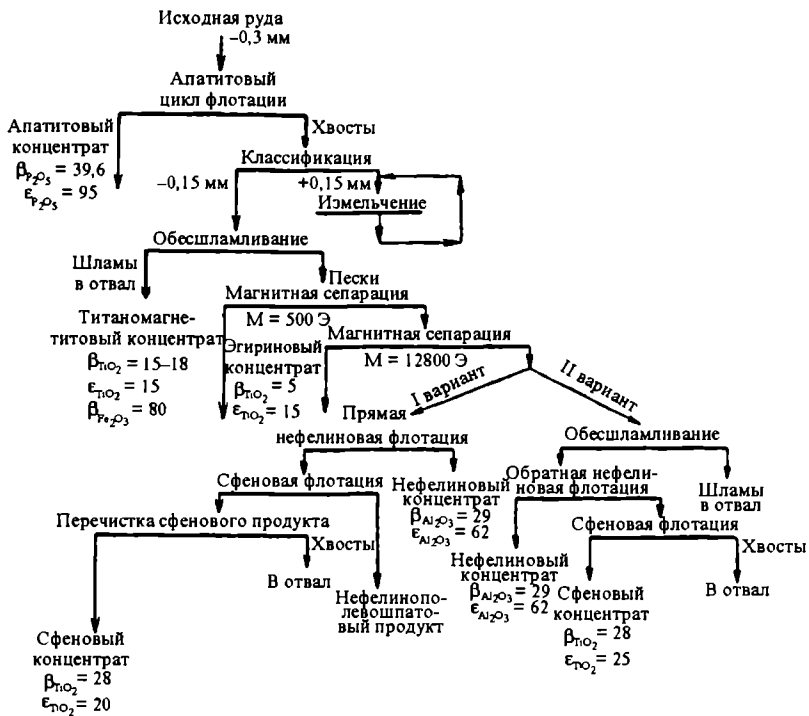


Рис. 7.1. Принципиальная схема комплексного обогащения бедной апатит-нефелиновой руды с двумя вариантами получения нефелинового концентрата

По второму варианту (см. рис. 7.1) хвосты магнитной сепарации после обесшламливания подвергаются флотации со смесью (0,5—0,6 кг/т) омыленного сырого таллового масла, омыленного дистиллированного таллового масла, технически жирных кислот, гудрона и окисленного петролатума в соотношении 1 : 0,6 : 0,6 : 0,8 : 0,02. После перечистки пенного продукта с кремнефтористым натрием (0,2 кг/т) получают сфеновый концентрат. Камерный продукт основной флотации является нефелиновым концентратом.

Флотационное извлечение апатита из гематитовых или магнетитовых руд (например, Ковдорского месторождения) осуществляется обычно в слабощелочной содовой среде с

применением в качестве собирателя эмульгированной смеси таллового и машинного масел (иногда при небольшой добавке алкиларилсульфонатов) с общим расходом 0,9 кг/т. Депрессия оксидов железа обеспечивается загрузкой жидкого стекла (0,2—0,8 кг/т).

С целью повышения эффективности флотации апатита из апатит-карбонатных железных руд для депрессии карбонатов (кальцита, доломита) рекомендуется применение соды (до 2 кг/т) с жидким стеклом (0,75 кг/т) или каллогено-таннидным реагентом (0,2 кг/т), или применение смеси оксиэтилированных кислот C_7 — C_{20} , соды, крахмала и жидкого стекла в соотношении 1 : 2 : 2 : 5 при общем расходе смеси 2,5 кг/т.

При обогащении апатит-карбонатных руд восточных районов страны оптимальные результаты обогащения достигаются после измельчения руды до $-0,15$ мм и обесшламливания по классу $-0,03$ мм. Наиболее эффективная флотация апатита из обесшламленной руды достигается в щелочной среде с собирателем анионного типа с фосфорнокислой солидофильной группой в присутствии гидрофильного полимера.

7.2. Фосфоритные руды

7.2.1. Краткая характеристика руд и требования к концентратам

Фосфоритные руды, наряду с апатитовыми, являются основным сырьевым источником фосфора. Наиболее крупные запасы их сосредоточены в России, Казахстане, Эстонии США и Марокко. Среднее содержание P_2O_5 в рудах наших месторождений составляет около 13 %, тогда как в США оно равно 15—32 %, а в Марокко — 29—34 %.

Фосфориты являются горной породой. Фосфатное вещество в них представлено соединением типа $\alpha Ca_3(PO_4)_2 \cdot \beta CaF_2 \times \gamma CaCO_3$, содержащим 33—36 % P_2O_5 . В желваковых фосфоритах оно цементирует (часто вместе с карбонатами, органическими примесями и оксидами железа) отдельные конкреции (размером до 5—10 см), состоящие из кварца, глауконита, глинистых и других нефосфатных минералов, и рассеянные во

вмещающих породах (песке, глауконите, меле, глине, известняке и др.).

В зернистых и ракушечных фосфоритах, наоборот, фосфатизированные мелкие галечки и ракушки цементируются нефосфорным глинисто-железистым, силикатным или карбонатным цементом. В зависимости от характера последнего руды называют фосфоритным песчаником или фосфатизированным известняком.

В пластовых фосфоритах сплошная массивная порода фосфатизирована тонкими зернами фосфатного вещества с фосфатно-карбонатным и фосфатно-кремнистым цементом. Фосфориты состоят в основном из фосфата, карбонатов (кальцита, доломита) и халцедона. Глауконит встречается очень редко.

Кондиции на получаемые в результате обогащения фосфоритов концентраты зависят от характера их последующего использования.

Концентраты, используемые для получения фосфоритной муки (в качестве удобрения на кислых почвах), должны содержать не менее 20—29 % P_2O_5 ; для производства желтого фосфора — 24—25 % P_2O_5 ; для кислотной переработки (с получением суперфосфата, нитрофоса, аммофоса и др.) — 24,5—28 % P_2O_5 ; для производства обесфторенных фосфатов — 23—26 % P_2O_5 ; кальциево-магниевых фосфатов — 27—28 % P_2O_5 и термофосфатов — 24—26 % P_2O_5 .

Фосфатные концентраты, поставляемые разными странами на международный рынок, имеют высокое содержание фосфата и низкое содержание вредных примесей (Fe_2O_3 , Al_2O_3 , MgO , CO_2). Концентраты с содержанием P_2O_5 ниже 30 % на международный рынок практически не поступают и перерабатываются на фосфорную кислоту и минеральные удобрения вблизи места производства. К ним предъявляют следующие требования: P_2O_5 — до 31,1 %; CaO — 45 %; $Fe + Al$ — 3,5 %; MgO — до 0,4 %; нерастворимый остаток — до 10—15 %.

7.2.2. Технологические процессы обогащения фосфоритных руд

Основными методами обогащения фосфоритных руд являются промывка, разделение в тяжелых суспензиях и флотация. К перспективным методам переработки и обогащения фосфоритов относят термическую обработку и магнитную сепарацию.

Для промывки фосфоритных руд применяют в различных сочетаниях аппараты трех типов: барабанные мойки (бутары и скрубберы), грохоты (вибрационные, неподвижные, дуговые сита) и корытные мойки или классификаторы (спиральные, гидравлические или в виде промывочных башен) в замкнутом цикле с молотковыми дробилками.

Обогащению в тяжелых суспензиях подвергаются обычно только крупные классы исходной руды, а флотации — шламы гравитационного обогащения и тонковкрапленные руды.

Трудности флотационного обогащения при этом обусловлены:

- высокой дисперсностью фосфата, содержащегося в зернах, подлежащих разделению. Часто приходится разделять зерна с большим и меньшим количеством фосфата, обладающие близкими флотационными свойствами;
- частым присутствием карбонатов кальция и магния, обладающих флотируемостью, близкой к флотируемости фосфата;
- содержанием в некоторых рудах значительных количеств гидроксидов железа и глин, образующих при измельчении большое количество охристо-глинистых шламов, резко ухудшающих флотацию и загрязняющих концентрат;
- невысокой стоимостью получаемых концентратов, не позволяющей использовать дорогие эффективные реагенты и сложные технологические схемы флотации. При флотации фосфоритов используют недорогие реагенты, обычные для флотации других несulfидных руд. В наиболее трудных случаях приходится применять последовательно собиратели как анионного, так и катионного типа.

При отсутствии в руде карбонатов щелочно-земельных металлов разделение фосфорита силикатной породы из обесшламленного материала может быть осуществлено или прямой анионной флотацией фосфорита или обратной флотацией силикатов аминами (0,2—0,5 кг/т) с небольшой добавкой крахмала. Шламы присоединяются к фосфоритному концентрату.

Наличие в пульпе глауконита нарушает избирательность флотации фосфорита, поскольку глауконитовые шламы депрессируют фосфорит, а фосфоритовые шламы активируют глауконит. Эффективное обогащение кварцево-глауконитовых фосфатизированных песков достигается посредством применения предварительной магнитной сепарации руды, обеспечивающей выделение слабомагнитного глауконита в отдельный продукт. Селективная флотация необесшламленных глинисто-глауконитовых фосфоритных руд (например, Егорьевского месторождения) возможна также после предварительного обжига крупнокусковой руды при температуре 700—1000 °С, в процессе которого фосфорит переходит в минеральные формы с кристаллической структурой апатита и более высокой флотационной активностью при сохранении низкой флотуемости минералов породы: кварца и глауконита.

Обжиг фосфоритных руд осуществляется с целью решения одной или нескольких следующих задач:

- термическое разложение карбонатов при температуре 950—1000 °С в печах кипящего слоя с выделением углекислоты и образованием портландита MgO и извести CaO , которые удаляются в виде тонких шламов после гашения обожженной руды водой, оттирки и диспергирования продуктов гашения. Содержание P_2O_5 в фосфатном материале возрастает при этом до 33—35 %;
- удаление (в результате разложения при температуре 300—350 °С) присутствующего в рудах органического вещества, затрудняющего химическую переработку фосфоритов из-за образования в реакторах устойчивой пены. Вследствие удаления органического вещества, углекислого газа и кристаллизационной воды повышается также

содержание P_2O_5 на 2—3 %; возрастание хрупкости руды в 2—2,5 раза в результате обжига увеличивает производительность мельниц и обеспечивает возможность более полного раскрытия сростков без увеличения выхода тонких классов. Дегидратация основных минералов и переход в раствор различных солей, в свою очередь, увеличивает скорость оседания тонких шламов в 2—2,5 раза и скорость их фильтрования в 4—6 раз;

- резкое уменьшение растворимости оксидов железа и алюминия в кислотах после обжига при температуре 900—1000 °С, что позволяет значительно улучшить технологию химической переработки фосфоритов и снизить на 30 % расход кислоты;
- возрастание флотуемости фосфата при ухудшении флотуемости минералов породы, что позволяет улучшить селективность процесса флотации и технологические показатели обогащения;
- увеличение магнитной восприимчивости глауконита и минералов железа, что обеспечивает возможность более эффективного их удаления магнитной сепарацией.

За рубежом обжиг фосфоритных руд применяют для доводки концентратов (например, во Флориде и Северной Каролине). Применение кальцинирующего обжига широко развито в Северной Африке. На наших предприятиях обжиг фосфоритных руд пока не нашел промышленного применения.

Большое разнообразие типов и технологических особенностей фосфоритных руд привело к многообразию технологий их переработки. В тех случаях, когда руда достаточно богата, ограничиваются лишь ее дроблением, сушкой и рассевом (например, в Марокко), либо обеспыливанием (Иордания), или обесшламливанием (Тунис, Рио-де-Оро). В других случаях используют довольно сложные комбинированные схемы, включающие промывку и флотацию (США, Сенегал), промывку и обжиг (Алжир), магнитную сепарацию и флотацию (Южная Америка) и другие комбинированные схемы.

7.2.3. Обогащение желваковых фосфоритов

Желваковые фосфориты в России представлены рудами Егорьевского, Вятско-Камского, Полпинского, Чилисайского и некоторых других месторождений. Характерной особенностью желваковых фосфоритов является избирательная их дезинтеграция и это используется в технологии их первичного обогащения. Руды, отличающиеся высоким содержанием глины, дезинтегрируются при промывке в гравимойках (или бутарах), затем обезвоживаются на грохотах при одновременной классификации по 5—0,3 мм. Размер зерна устанавливается таким образом, чтобы получить кондиционный концентрат. Однако это оказывается возможным только при высоком содержании P_2O_5 в исходной руде.

Гораздо чаще это невозможно из-за сложного минерального состава, тонкого взаимопрорастания фосфата и железосодержащих минералов, наличия глинистых веществ. Получение кондиционных концентратов требует дополнительного обогащения мытой руды с применением флотации, магнитной сепарации, термических воздействий и др.

Так, стандартной технологией обогащения фосфатных руд Флориды (США), содержащих 9—18 % P_2O_5 , является промывка с получением готового продукта (фосфоритной гальки) крупностью —19—1,2 мм, содержащего 25—32 % P_2O_5 , и обесшламленного материала —1,2+0,1 мм, поступающего после разложения по 0,5 мм на флотацию (рис. 7.2).

Мелкозернистая фракция —0,5+0,1 мм флотируется в обычных флотомашинах при pH 8,9—9,5; крупнозернистая — в аппаратах специальной конструкции (на концентрационных, ленточных столах и др.). В обоих случаях в качестве реагентов-собирателей используют талловое масло в сочетании с аполярными маслами и каустическую соду или безводный аммиак для регулирования pH пульпы.

Крупный и мелкий концентраты основной флотации, содержащие 8—40 % силикатов, промывают серной кислотой для десорбции собирателя и подвергают флотации при pH 6,8—7,5 со смесью катионных собирателей, что позволяет получать камерным продуктом концентрат, содержащий 32—36 % P_2O_5 при извлечении P_2O_5 92—98 % от операции.

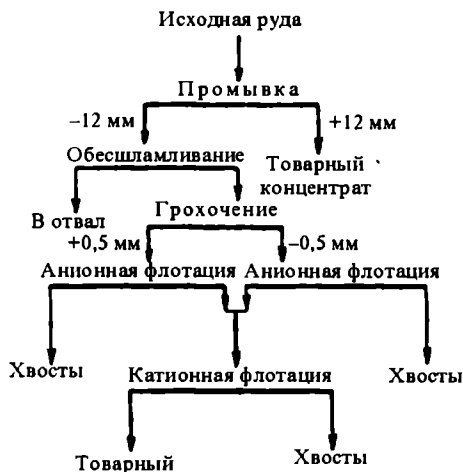


Рис. 7.2. Схема обогащения фосфоритов на фабрике «Маунт Плезент»

Высокое содержание полуторных оксидов (Fe_2O_3 и Al_2O_3) в мыльном концентрате фосфатных руд России не позволяет использовать его для производства растворимых удобрений. Например, для производства нитроаммофоски содержание двухвалентного железа не должно превышать 0,5 %. При этом флотацию мыльного концентрата вследствие отрицательного влияния шламов и водорастворимых соединений (гипса) осуществить невозможно. Предварительное выделение шламов вызывает большие потери P_2O_5 (более 30 %), а высокая концентрация солей жесткости приводит к большим расходам реагентов.

Принципиальное улучшение флотации фосфоритов было достигнуто предварительной термической обработкой. В результате обжиг-флотационного обогащения мыльного концентрата получается продукт, пригодный для производства растворимых удобрений. Однако реализация такой технологии в промышленности требует значительных капитальных и эксплуатационных затрат.

Более эффективной в технико-экономическом отношении является технология переработки мытой руды с применением магнитной сепарации и флотации, основанная на следующих положениях:

- основным носителем железа и алюминия в руде является глауконит;
- величина удельной магнитной восприимчивости глауконита, по сравнению с кварцем и фосфатом, достаточна для селективного выделения его в высокоинтенсивном магнитном поле.

Предложенная технологическая схема обогащения, включающая промывку, магнитную сепарацию и флотацию (рис. 7.3), обеспечивает получение двух продуктов — концентрата для серно-кислотного разложения и фосфоритной муки.

Обесшламленная немагнитная фракция флотировалась сульфатным мылом и керосином в присутствии соды и жидкого стекла.



Рис. 7.3. Технологическая схема обогащения с получением высококачественного концентрата и фосфоритной муки с применением магнитной сепарации и флотации мытой руды

7.2.4. Обогащение пластовых фосфоритов

Примером пластовых фосфоритов являются фосфориты Каратауского бассейна (Казахстан), характеризующиеся сложным минеральным составом, тонким взаимопрорастанием фосфатов, доломита, кальцита, халцедона и кварца и склонные к шламообразованию.

Данные особенности вещественного состава пластовых фосфоритов и близость физико-химических и флотационных свойств минералов определяют трудности их обогащения.

Из предложенных схем флотационного обогащения наиболее эффективной является схема карбонатно-фосфатной флотации (рис. 7.4)

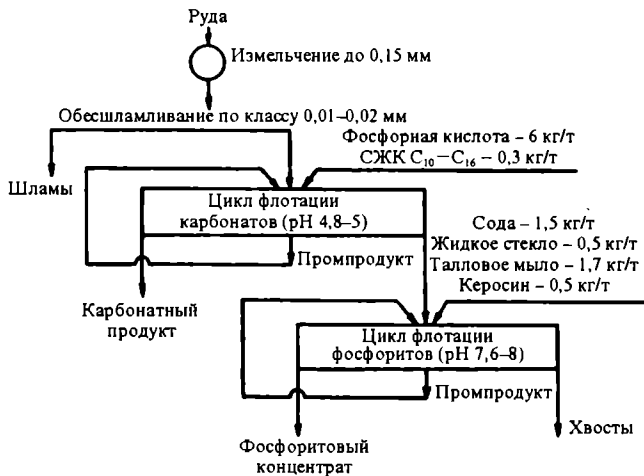


Рис. 7.4. Принципиальная схема селективной флотации фосфоритовых руд Каратау

По данной схеме руда измельчается до 0,15 мм и после частичного обесшламливания по классу 0,01–0,02 мм направляется в цикл карбонатной флотации, которая осуществляется в кислой среде (pH 4,5–5), создаваемой фосфорной кислотой с применением в качестве реагента-собирателя синтетических жирных кислот (СЖК) с C₁₀–C₁₆. В пенном продукте концентрируются карбонаты, в камерном — смесь

фосфата и кремнистых минералов. Последняя подвергается фосфатной флотации при рН 7,6—8, создаваемой содой с применением таллового мыла, керосина и жидкого стекла.

Технология позволяет получать кондиционные концентраты для химической переработки, но характеризуется высокими энергетическими затратами.

Предложенная технология термомеханического обогащения, предусматривающая обжиг дробленной руды (–25 мм) при температуре 950 °С, оттирку обожженной руды в шаровой мельнице и двукратное обесшламливание в классификаторах, является еще более энергоемкой и дорогой.

Резкое снижение затрат на обогащение достигается применением комбинированной гравитационно-флотационной схемы (рис. 7.5).

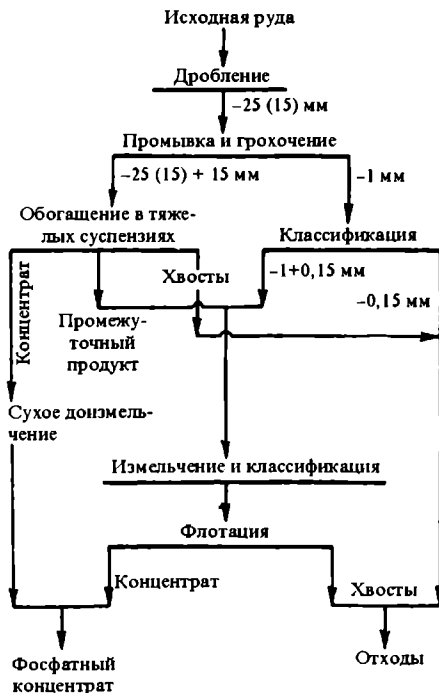


Рис. 7.5. Комбинированная гравитационно-флотационная схема обогащения фосфоритов Каратау

Гравитационно-флотационная схема характеризуется не только достаточно высокими технологическими показателями обогащения, но и выгодно отличается по технико-экономическим показателям, позволяя дешевым методом извлекать 50 % полезного компонента. В этом случае на более дорогой передел — флотацию, которая проводится в стандартном режиме (см. рис. 7.4), поступает лишь 40 % материала. Для обогащения отдельных типов фосфатных руд бассейна Каратау показана принципиальная возможность применения комбинированной схемы, включающей дополнительно фотометрическую сортировку крупных классов руды ($-200 + 25$ мм).

7.2.5. Обогащение ракушечниковых фосфоритов

Примером ракушечниковых фосфоритов являются руды Прибалтийского фосфоритоносного бассейна.

Более простой минеральный состав, обособленность зерен фосфата и кварца при достаточном их размере, невысокое содержание карбонатов, глинистых веществ и существенные различия физико-химических свойств разделяемых минералов определяют достаточно эффективное обогащение этих руд при применении сравнительно простых технологических схем и режимов.

Технологическая схема, разработанная для кингисеппских фосфоритов (рис. 7.6), состоит из двух циклов — анионного и катионного.

Концентрат, полученный из кингисеппских руд (6—7 % P_2O_5), при катионной доводке обрабатывается серной кислотой после предварительного обесшламливания и направляется на флотацию с катионным собирателем. Камерный продукт катионной флотации, содержащий 34—35 % P_2O_5 при извлечении 71—72 %, объединяется со шламами, образуя конечный концентрат с содержанием 31—33 % при извлечении 87—90 %.

Если, наоборот, основную флотацию проводят с катионным собирателем и фосфориты остаются в хвостах, то их сгущают, добавляют жидкое стекло для депрессии фосфоритов и флотируют карбонаты талловым маслом или другими техническими мылами и продуктами.

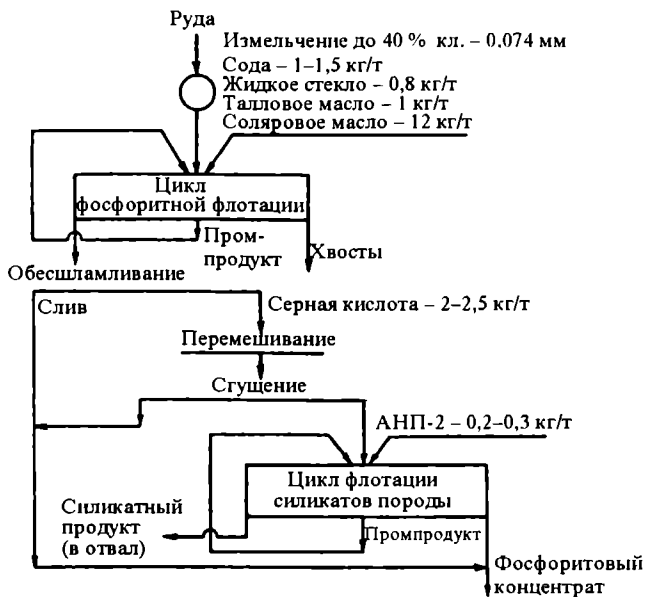


Рис. 7.6. Принципиальная схема селективной флотации фосфоритовых руд Кингисеппа

7.3. Серные руды

7.3.1. Характеристика руд и требования к качеству серы

Самородная сера является одним из важных видов минерального сырья. Основное количество добываемой серы поступает на производство серной кислоты, а затем на производство удобрений.

Серные руды считаются богатыми, если они содержат более 20—25 % серы. Руды, содержащие менее 8 % серы, обычно относят к непромышленным.

Содержание серы в рудах Средневожского сероносного бассейна составляет 8—13 %, в рудах месторождений Дальнего Востока — 19—30 %. Известны также месторождения серы на Северном Кавказе, в Предуралье и Сибири.

По структурным особенностям руды подразделяют на крупно-, тонковкрапленные и скрытокристаллические. Их обогатимость, особенно флотацией, определяется присутствием в рудах таких примесей, как глина и битумы.

Содержание серы в конечном продукте должно быть не менее 98,6—99,9 %; примесей, %, не более: золы — 0,05—0,5, органических — 0,06—0,8. Примеси мышьяка и селена также подлежат удалению.

7.3.2. Методы переработки руд самородной серы

Особенности процессов обогащения и переработки серных руд обусловлены физическими и физико-химическими свойствами самородной серы. Невысокая ее плотность, близкая к плотности минералов породы, предопределяет неприменимость гравитационных методов обогащения. Высокая природная гидрофобность серы является причиной широкого и разнообразного использования методов обогащения, а легкоплавкость ее (при температуре 95,5—119 °С) с минимальной вязкостью при 158 °С — причиной термических и комбинированных методов переработки руд.

Классификация способов извлечения самородной серы из руд, согласно В.Ж. Аренсу, показана на рис 7.7. В ней выделены методы, которые следует рассматривать как обогатительные. К ним относятся флотация и автоклавная плавка серных концентратов (фазовый обмен), в процессе которой частички породы «флотируются» на капельках воды, очищая серу от загрязняющих ее минеральных примесей.

Подземная выплавка серы позволяет получать дешевую серу. Иногда удастся извлекать серу из месторождений, разработка которых иными способами нерентабельна. Недостатками подземной выплавки серы являются ее применимость лишь при определенных характеристиках месторождений и значительные безвозвратные потери серы в недрах.

7.3.3. Схемы и режимы обогащения

Ввиду вязкости и влажности руд, приводящей к залипанию отверстий сит, обычно применяют двухстадийное дробление в открытом цикле (без поверочного грохочения).

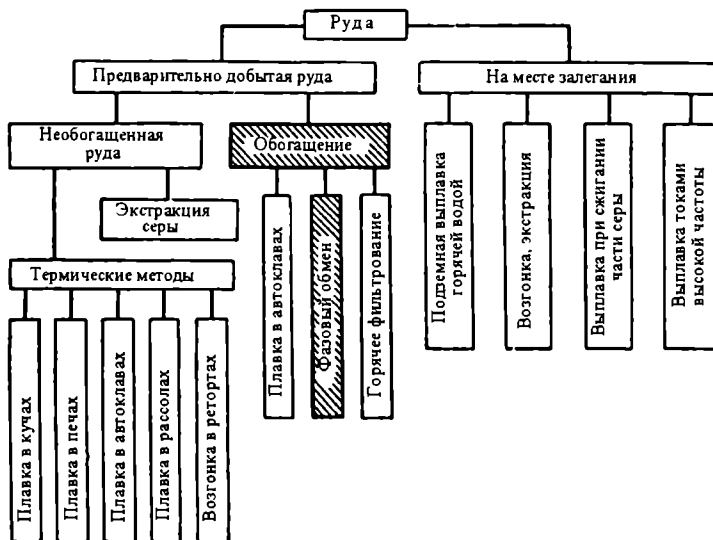


Рис. 7.7. Классификация способов получения самородной серы из руд

Измельчение руды осуществляется в шаровых и стержневых мельницах по одно- и двухстадиальной схемам. Легкая измельчаемость руды с получением большого количества тонких шламов и с переизмельчением серы предопределяет несомненную целесообразность применения двухстадиальной схемы. Повышенная хрупкость и мягкость серы делают перспективным применение мокрого самоизмельчения.

При флотации серных руд в качестве собирателя используют керосин и другие нефтепродукты (0,5—1,5 кг/т), в качестве пенообразователя — сосновое масло, Т-80 (0,1—0,4 кг/т), в качестве депрессоров породы и вредных примесей в рудах: гипса, глинистых шламов и битуминозных веществ — жидкое стекло (до 2 кг/т) и фосфаты (пирофосфат или тринатрийфосфат).

После измельчения до крупности 0,25—0,8 мм руду подвергают основной и контрольной флотации при содержании твердого C_T в пульпе около 25 %, а полученный черновой концентрат переочищают от одного до четырех раз ($C_T = 17+20$ %). Крупную фракцию хвостов (+0,074 мм) используют в сельском хозяйстве для подкисления почв. В зави-

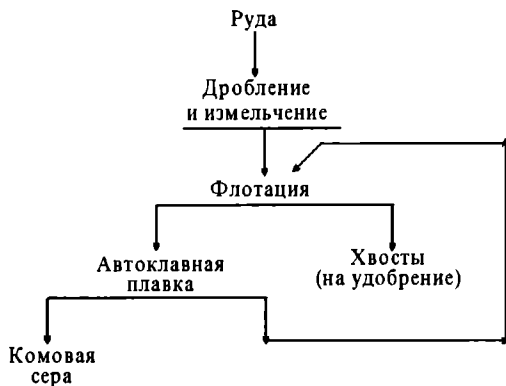


Рис. 7.8. Принципиальная схема переработки и обогащения серных руд

симости от количества в руде вредных примесей серные концентраты содержат от 60—90 % серы при извлечении ее до 80—95 % и их направляют на автотавную плавку для получения «комовой» серы (рис. 7.8). Для повышения эффективности плавки стремятся к получению крупнозернистых концентратов. Хвосты плавки возвращают на фабрику.

7.4. Калийные руды

7.4.1. Характеристика руд и минералов

Развитие калийной промышленности связано с потребностями сельского хозяйства, использующего в виде удобрений около 90 % калия. Этот элемент также применяется в различных отраслях промышленности — текстильной, стекольной, химической, фармацевтической, целлюлозно-бумажной и др. Этим обусловлено быстрое развитие калийной промышленности в России, США, Канаде, ФРГ, Великобритании и других странах.

При обогащении калийных водорастворимых солей приходится иметь дело со многими минералами, как содержащимися в рудах, так и возникающими в солевых растворах при обогащении этих руд. Хлоридные руды содержат сильвин и галит, смешанные — сульфатные минералы (лангбейнит, полигалит, каинит, кизерит). В процессах обогащения образуются такие минералы, как леонит и шенит.

Кроме этих минералов почти во всех рудах присутствуют в небольших количествах ангидрит и не растворимые в воде тонкодисперсные примеси силикатных и карбонатных шламов.

Состав жидкой фазы оказывает очень большое влияние на взаимодействие реагентов с минералами и на вязкость среды.

Обогащаемость калийных руд в значительной степени зависит от содержания и состава присутствующих в них глинистых примесей.

Месторождения калийных руд бывают двух типов — бессульфатные и сульфатные. Бессульфатный тип месторождений распространен гораздо шире, чем сульфатный. Основные запасы сосредоточены в Канаде, Верхнекамском месторождении (на Урале), Белоруссии и на Украине. Сильвинит и карналлит залегают в виде мощных пластов. Содержание KCl в добываемом сильвините колеблется от 23 до 30 %, нерастворимого остатка — от 0,5 до 3 %. В этих породах, особенно карналлитовых, содержатся также бром и некоторые микроэлементы.

7.4.2. Методы переработки и обогащения руд

Калийные руды отличаются невысокой твердостью и значительной хрупкостью, что делает их легкодробимыми.

Для сухого измельчения применяют молотковые и роторные дробилки отбойно-отражательного действия. Мокрое измельчение осуществляется в стержневых мельницах. Применение самоизмельчения калийных руд обеспечивает высокую производительность и избирательность при хорошем раскрытии сростков и минимальном переизмельчении. Для классификации материала по крупности в калийной промышленности используются гидроциклоны и дуговые сита.

Показана возможность дробления сильвинитовых руд термическим методом. При нагревании крупнокристаллической сильвинитовой руды до 300—400 °С происходит разрушение до 5—4 мм галитовой породы при сохранении в целости кусков сильвинита, богатых хлористым калием. Последующим грохочением удастся выделить продукт, богатый хлористым калием. Преимущественное измельчение галита при нагревании связано с наличием в нем микровключений рапы и газов. Термическое разрушение калийных руд может быть перспективным в сочета-

нии с их электростатическим обогащением, требующим предварительного нагревания руды до 400—500 °С.

В принципе имеется два промышленных метода получения калийных солей: флотационный и галургический.

Галургический метод состоит в выщелачивании хлористого калия, например, из сильвинита горячим оборотным щелоком с удалением нерастворившегося галита в отвал. Полученный горячий крепкий щелок отстаивается для выделения солевого и глинистого шламов. Из осветленного горячего щелока проводят кристаллизацию хлористого калия. Полученные кристаллы отделяют от охлажденного маточного щелока, сушат, иногда гранулируют и выпускают в виде готового продукта. Маточный щелок после подогрева возвращают в операцию начального выщелачивания хлористого калия.

Мировой опыт показывает, что при переработке сильвинитов с низким содержанием нерастворимого остатка лучше применять флотационный метод с доизвлечением хлористого калия из хвостов, шламов и пыли галургическим методом. Для переработки руд сложного состава и сильвинитов с большим содержанием нерастворимого остатка и рассолов применяют галургический метод.

Большая часть калийных солей обогащается в настоящее время флотацией, несмотря на прогрессирующую роль галургического метода.

Обесшламливание пульпы перед флотацией является обязательной операцией. Тонкие шламы поглощают собиратель катионного типа, ухудшают флотацию крупных частиц. Тщательное предварительное обесшламливание руд гораздо выгоднее, чем последующая борьба со шламами (с помощью реагентов-пептизаторов и другими методами).

Механическое обесшламливание осуществляется в классификаторах, гидросепараторах и гидроциклонах. Для более полного перевода глинистых примесей в шламы после измельчения руды иногда применяется дополнительная их оттирка. Механическое обесшламливание осуществляется обычно в несколько стадий. Для второй стадии обесшламливания применяют также сгустители. Установлена целесообразность применения при механическом обесшламливании реагентов-диспергаторов (пептизаторов), таких как гексаметафосфат или тринатрийфосфат натрия, синтан и др.

Флотационное обесшламливание руд перед флотацией обеспечивает более полное удаление шламов. Органические регуляторы флотации (например, полиакриламид) улучшают флотацию глинистых шламов, оказывая на них флокулирующее действие. В качестве собирателей применяют амины. С повышением степени оксигенирования аминов (а также спиртов) их собирательное действие на глинистые шламы возрастает. Поскольку в оборотном маточнике всегда есть определенные остаточные количества собирателей, на фабриках в шламовую флотацию обычно добавляют только полиакрилад. Флотацию шламов лучше осуществлять во флотационных машинах пневматического типа (в колонных и других машинах).

Для флотации сильвина на отечественных обогатительных фабриках применяют алифатические амины. Амины при флотации солей выполняют функции собирателя и пенообразователя. Более активной считают смесь аминов с C_{16} и C_{18} в отношении 1 : 1. Флотационные свойства катионных собирателей могут значительно улучшаться добавлением других поверхностно-активных веществ, в частности спиртов. При флотации катионными собирателями важно также поддерживать оптимальный рН раствора. В щелочной среде действие аминов ослабевает.

Растворимые соли могут флотироваться и собирателями анионного типа. Они применяются при флотации не сильвина, а серно-кислых калийно-магниевых минералов. Для всех минералов максимум флотируемости при рН 7. Флотационная активность жирных кислот и их мыл при флотации солей может быть повышена посредством добавления других поверхностно-активных веществ, обеспечивающих диспергирование мицелл собирателя, что приводит к активации флотации.

Аполярные собиратели применяют для повышения верхнего предела крупности флотируемых минералов. Их используют также для улучшения флотационного обесшламливания сильвинитовых руд.

При флотации катионными собирателями сильвинитокарналлитовых руд сернистый натрий избирательно подавляет флотацию карналлита. Соли фосфорной кислоты (например, гексаметафосфат натрия) подавляют флотацию каинита, не затрагивая сильвин.

В случае применения собирателей анионного типа соли магния подавляют флотацию кизерита, соли кальция и магния — флотацию ангидрита. При этом действует правило: реагенты, уменьшающие растворимость соли, подавляют ее флотацию.

Предварительное нагревание руды до определенной температуры вызывает избирательную электрическую зарядку сильвина и галита. Одновременно тонкие частицы соли спекаются, а глинистые частицы гранулируются, что уменьшает загрязнение ими поверхности зерен солей. Тем самым устраняется необходимость предварительного обезгливования руды. Однако электрический метод обогащения пока не нашел промышленного применения.

Возможность эффективного обогащения калийных руд гравитационными методами обуславливается двумя факторами: различием плотности галита и сильвина и относительно крупной вкрапленностью последнего, что позволяет достичь достаточно полного раскрытия сростков при крупном измельчении руды; показана принципиальная возможность ее обогащения в тяжелых суспензиях. Во Франции при переработке руд Эльзасского месторождения обогащению в тяжелых суспензиях подвергают класс крупностью от 30 до 4 мм, а фракцию мельче 4 мм и промпродукт обогащают флотацией. Недостатки этого метода обогащения — получение более бедных концентратов и некоторое снижение извлечения калия.

7.4.3. Технологические схемы обогащения и переработки руд

Для флотации руд с относительно тонким вкраплением калийных минералов (до 0,5—1 мм) применяют схемы мелкозернистой флотации (рис. 7.9). Если в руде находится несколько полезных минералов, то их обычно флотируют по схеме прямой селективной флотации (например, при флотации сильвинито-карналлитовой руды вначале выделяется сильвинитовый, затем карналлитовый концентрат) (рис. 7.10). Мелкозернистый концентрат должен подвергаться грануляции.

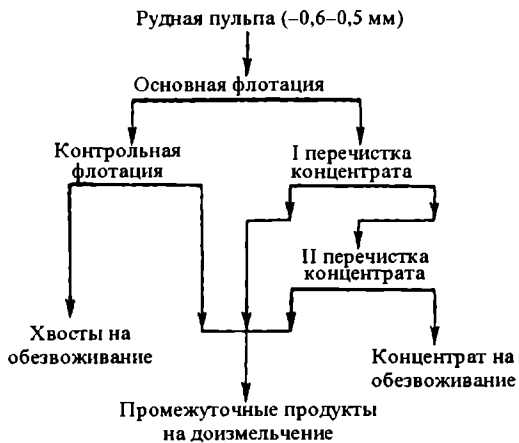


Рис. 7.9. Схема мелкозернистой флотации калийных руд

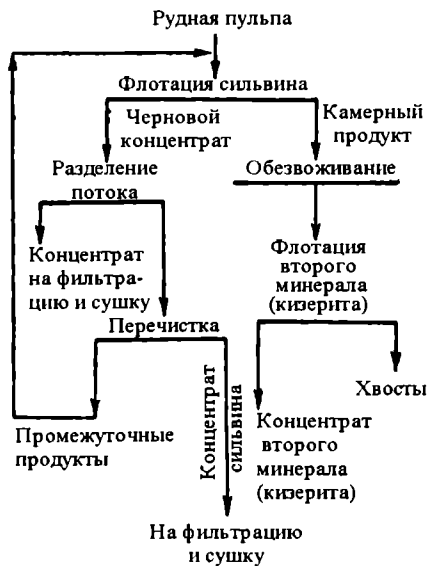


Рис. 7.10. Схема селективной флотации руд сложного минерального состава

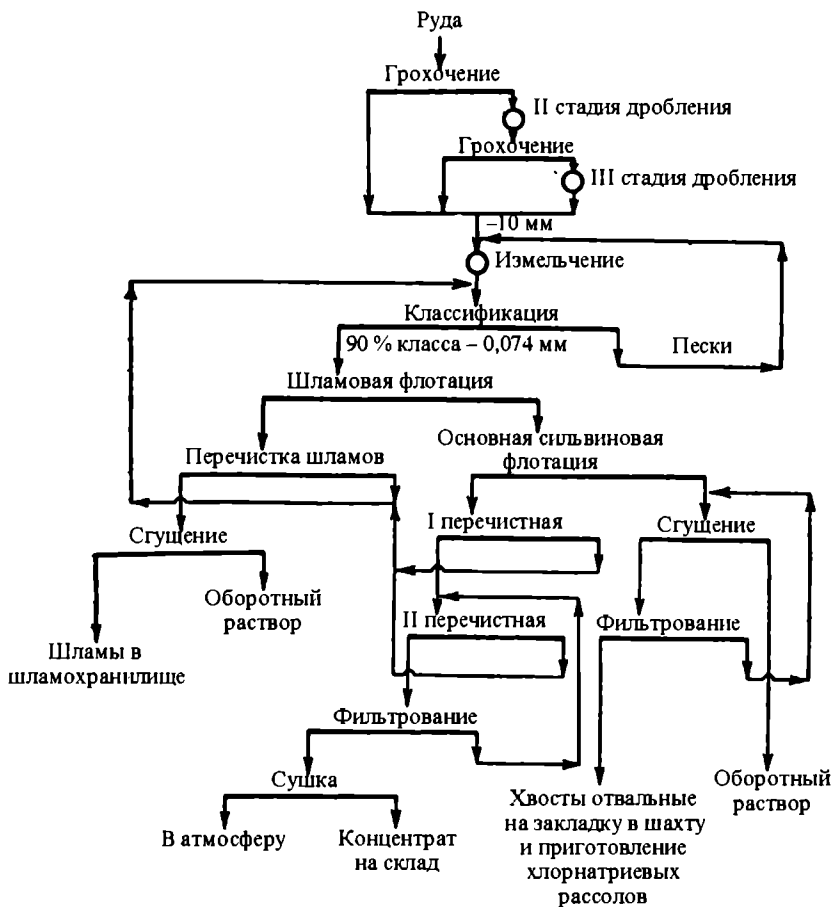


Рис. 7.11. Технологическая схема обогащения сильвинитовой руды Березниковского месторождения

Технологическая схема обогащения сильвинитовой руды Березниковского месторождения приведена на рис. 7.11.

В связи с необходимостью промышленного освоения сильвинитовых руд, содержащих большое количество глинистых шламов, начали применять комбинированные схемы, в которых к флотационной схеме добавлены процессы растворения и кристаллизации (рис. 7.12). Им подвергаются хвосты грубой флотации, тонкие шламы и пыль, образующаяся при

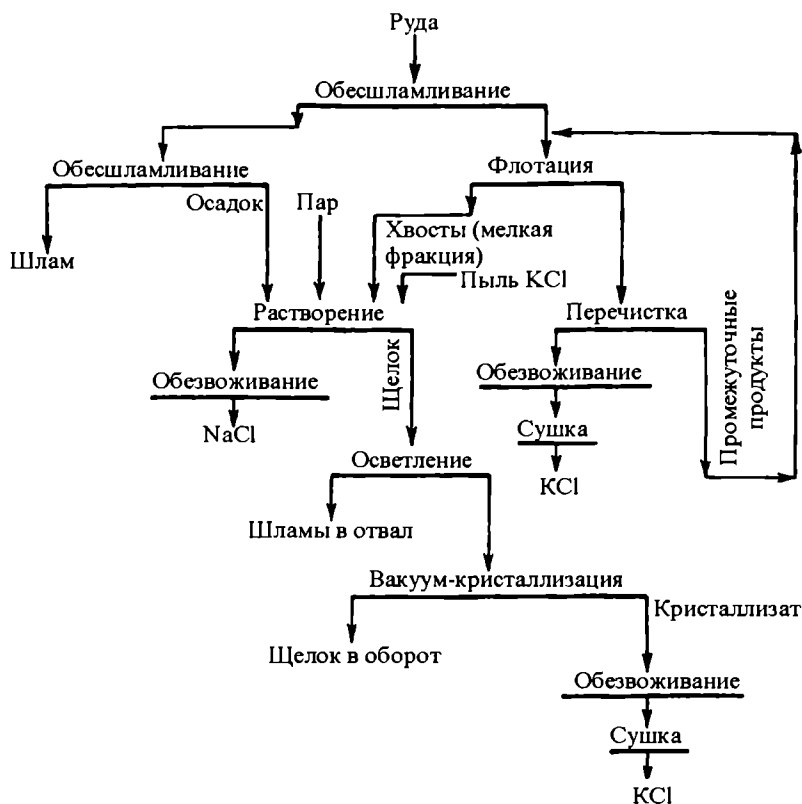


Рис. 7.12. Комбинированная схема переработки сильвинитов

сушке концентрата. Иногда на растворение поступают и мелкие фракции руды, содержащей большое количество глинистого материала, а также некоторые промпродукты. Применение комбинированных схем позволяет существенно (на 5—10 %) повысить извлечение калия и уменьшить содержание мелких фракций в концентрате.

Доизвлечение калия в комбинированных схемах растворением и кристаллизацией основано на лучшей растворимости сильвина по сравнению с галитом в подогретой воде. При 80—110 °С галит практически не растворяется и удаляется в отвал после обезвоживания и промывки. Хлористый калий выкристаллизовывается из насыщенных растворов в вакуум-

кристаллизаторах: вследствие быстрого испарения воды температура щелока понижается, растворимость хлорида калия уменьшается и он выпадает в осадок. Крупность получаемых кристаллов при достаточном времени кристаллизации может достигать 3 мм.

При обогащении калийных солей во всех технологических схемах предусматривается сохранение постоянного и оптимального водного баланса.

7.5. Борные руды

7.5.1. Характеристика соединений и месторождений бора

Содержание бора в земной коре составляет $3 \cdot 10^{-10}$ %. Бор не относится к редким элементам, однако он чрезвычайно рассеян.

В настоящее время в природе насчитывается более 120 минералов бора, подавляющее большинство их — кислородные соединения и только два — фтористые. Но современная промышленность из них использует только 10—12, имеющих относительно широкое распространение и благоприятные технические свойства.

Важнейшие борсодержащие минералы, представляющие промышленный интерес, следующие:

оксиды — сассолин $B(OH)_3$;

бораты — ашарит $MgBO_2(OH)$, бура (тинкал) $Na_2B_4O_7 \times 10H_2O$, гидроборацит $CaMgB_6O_{11} \cdot 6H_2O$, иньоит $Ca_2B_6O_{11} \times 13H_2O$, калиборит $KMg_2B_{11}O_{19} \cdot 9H_2O$, кернит $Na_2B_4O_7 \cdot 4H_2O$, колеманит $Ca_2B_6O_{11} \cdot 5H_2O$, котоит $Mg_3(BO_3)_2$, людвижит $(MgFe)_2 \times Fe(BO_3)_2$, прицеит (пандермит) $Ca_4B_{10}O_{19} \cdot 7H_2O$, улесит $NaCaB_5O_9 \cdot 8H_2O$, флюоборит $Mg_3(BO_3)(F, OH)_3$;

боросиликаты и бороалюмосиликаты — данбурит $CaB_2Si_2O_8$, датолит $CaBSiO_4(OH)$, турмалин $H_2Na_2(Mg, Fe)_6 B_6Al_{12}O_{62}$, аксинит $Ca_2(Mn, Fe) Al_2(BSi_4O_{15}) OH$.

Наиболее важное промышленное значение в настоящее время имеют кернит и бура; из кальциевых боратов наибольшее практическое значение приобрели колеманит, улесит и

гидроборацит, из магниевых — ашарит, борацит, людвигит, котоит; из боросиликатов — датолит, данбурит.

Датолитовые руды образуются по скарнам, заместившим известняки. В богатых рудах этого типа содержание датолита достигает 50 %. Нерудными минералами являются гранат, манганогеденбергит, кальцит, кварц и др.

Запасы борсодержащих руд в развитых капиталистических странах значительно превышают 1 млрд т. Крупнейшими разведанными и промышленно освоенными запасами борных руд располагают США и Турция.

Борные месторождения России и Казахстана представлены в основном боратами морского цикла или боросиликатами в известковых скарнах.

Остаточные боратовые месторождения, сформировавшиеся на месте борсодержащих солей, сложены большей частью ашаритом. Ашаритовые руды перерабатывают кислотным методом с получением борной кислоты.

Гидроборацитовые руды разлагаются содой и углекислотой после их прокалки при температуре 600—650 °С с получением буры. Для получения борной кислоты гидроборацитовый концентрат разлагается серной кислотой.

К числу промышленных боросиликатных месторождений, связанных с известковыми скарнами, относят датолитовые и данбуритовые месторождения Приморского края и Памира.

Из боросиликатных месторождений эксплуатируется в настоящее время только датолитовое. Месторождение приурочено к скарнированным триасовым известнякам, залегающим среди песчано-сланцевых отложений. В пределах месторождения большая часть скарновых пород является промышленной датолитовой рудой.

7.5.2. Методы переработки и обогащения боросиликатных руд

Потребители борпродуктов (химическая, металлургическая, строительная промышленность и др.) стремятся, как правило, применять возможно более концентрированное сырье, что позволяет интенсифицировать их процессы и получать продукцию лучшего качества с меньшими затратами.

Впервые в мировой практике в России разработаны способы обогащения боросиликатных руд с получением датолитового концентрата, производства борной кислоты и бората кальция из датолитового концентрата, производства из борной кислоты пербората натрия, безводных кислородных боропродуктов, производства элементарного бора и других его соединений.

Результаты внедрения этих процессов решили проблему обеспечения боропродуктами потребности народного хозяйства страны, ускорили развитие новейших научных направлений в производстве изоляционного и текстильного стекловолокна, боросиликатного стекла, термобора, нитридов бора как волокно, так и порошкообразного, свойства которого позволяют его использовать при чрезвычайно высоких параметрах давления и температур, в производстве карбида бора, материала, применяемого для абразивных целей и в качестве экранов от ядерного излучения, и позволили обеспечить традиционных потребителей бора — металлургию, строительную индустрию (стеклокерамика, эмали, стекловолокно, стекловата), сельское хозяйство, лесное хозяйство, электронику, ядерную энергетику и т. д.

Основные способы обогащения борсодержащего сырья: радиометрическое обогащение, обогащение в тяжелых средах, электромагнитная сепарация, флотация, термическая и химическая переработка.

С целью повышения содержания полезного компонента в природном сырье проводят предварительное обогащение сырья с применением радиометрической сепарации и обогащения в тяжелых средах по типовым схемам цикла.

Схема магнитного обогащения приведена на рис. 7.13.

По данной схеме (рис. 7.13) руда, измельченная до крупности $-0,074$ мм (65 %) в шаровой мельнице, работающей в замкнутом цикле со спиральным классификатором, плотностью 25—27 % твердого поступает на магнитный сепаратор со слабым магнитным полем для отделения металлических опилок и затем направляется на грохочение для отделения крупных классов и щепы. Подрешетный продукт грохота поступает в основной полиградиентный сепаратор. Магнитная индукция в рабочей зоне составляет 1,7—2,4 Тл. Магнитная фракция поступает на контрольную сепарацию, магнитная фракция контрольной сепарации — в отвал. Немагнитная фракция основной магнитной сепарации поступает на пере-

чистую сепарацию, немагнитная фракция перечистой сепарации — на флотацию, а магнитная фракция перечистой сепарации и немагнитная фракция контрольной сепарации — в голову основной сепарации.

По данной схеме получают промпродукт с содержанием $Fe_2O_3 = 3,46 \%$, $B_2O_3 = 12,4 \%$, который при дальнейшем обогащении флотационным методом доводится до концентрата с содержанием $Fe_2O_3 = 2,5 \%$ и $B_2O_3 = 17 \%$.

Принципиальная коллективно-селективная схема флотационного обогащения боросиликатных руд приведена на рис. 7.14.

Схема флотационного обогащения (см. рис. 7.14) состоит из четырех основных операций:

- основной коллективной флотации с получением датолит-кальцитового концентрата и выделением отвальных хвостов;
- сгущения датолит-кальцитового концентрата;
- контактирования датолит-кальцитового концентрата с реагентами;

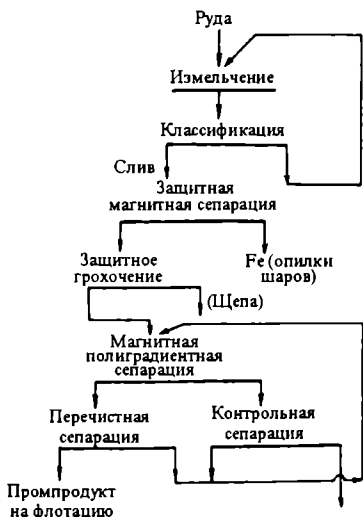


Рис. 7.13. Схема магнитного обогащения с применением высокоградиентных сепараторов

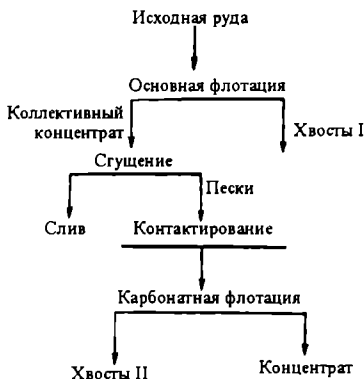


Рис. 7.14. Принципиальная коллективно-селективная схема флотационного обогащения боросиликатных руд

- карбонатной флотации датолит-кальцитового концентрата с выделением в пену кальцитового концентрата.

Флотационный процесс характеризуется подачей в основную флотацию едкого натра (1 кг/т), а затем жидкого мыла (0,18 кг/т) четырьмя порциями, жидкого стекла (2 кг/т) и медного купороса (1 кг/т) в контактный агрегат, жидкого мыла (1,4 кг/т) в четыре точки карбонатной флотации, температурой флотации 60 °С.

7.5.3. Схемы переработки и комплексного использования боросиликатных руд

Датолитовые и данбуритовые руды перерабатывают по магнитно-флотационной схеме с предварительным обогащением в тяжелых средах. Полученные концентраты используют как конечные борсодержащие продукты или подвергают дальнейшей переработке.

Применение большого числа способов переработки позволяет осуществлять комплексное использование сырья. На рис. 7.15 и 7.16 приведены схемы комплексного использования датолитовой и данбуритовой руд.

При обогащении в тяжелых средах конечными продуктами являются: обогащенная по B_2O_3 фракция, которая есть исходное сырье в производстве бората кальция и датолитового концентрата; кальцитовая и гранатовая фракции — сырье для строительных производств.

При производстве датолитового концентрата получают продукты: датолитовый концентрат — сырье для производства борной кислоты, бората кальция и пербората натрия; магнитная фракция (хвосты магнитного обогащения) и хвосты флотации — это сырье для строительных производств (силикатного кирпича, строительного песка, вяжущих и т. д.).

При производстве борной кислоты получают борную кислоту и шлам. Шламы служат сырьем для производства серной кислоты, цемента, гипса, наполнителей для резины и пластмасс, а также для строительных производств (газобетона, вяжущих и др.) и производства минеральных удобрений.

При производстве бората кальция и пербората натрия получают борат кальция, перборат натрия и шлам.

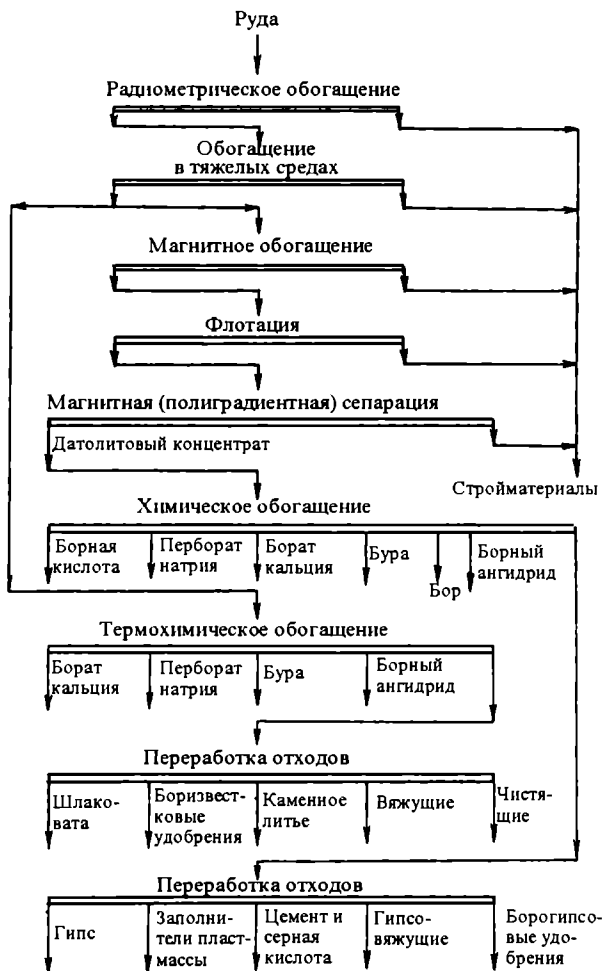


Рис. 7.15. Схема комплексного использования датолитовой руды

Шлам служит сырьем для получения мела, боризвестковых удобрений, глазурей, чистящих полирующих паст, шлаковаты и т. д.

Получение борной кислоты из датолитового концентрата осуществляется серно-кислотным способом.

Из борной кислоты производят борный ангидрид, буру, октаборат натрия и другие борсодержащие соединения.

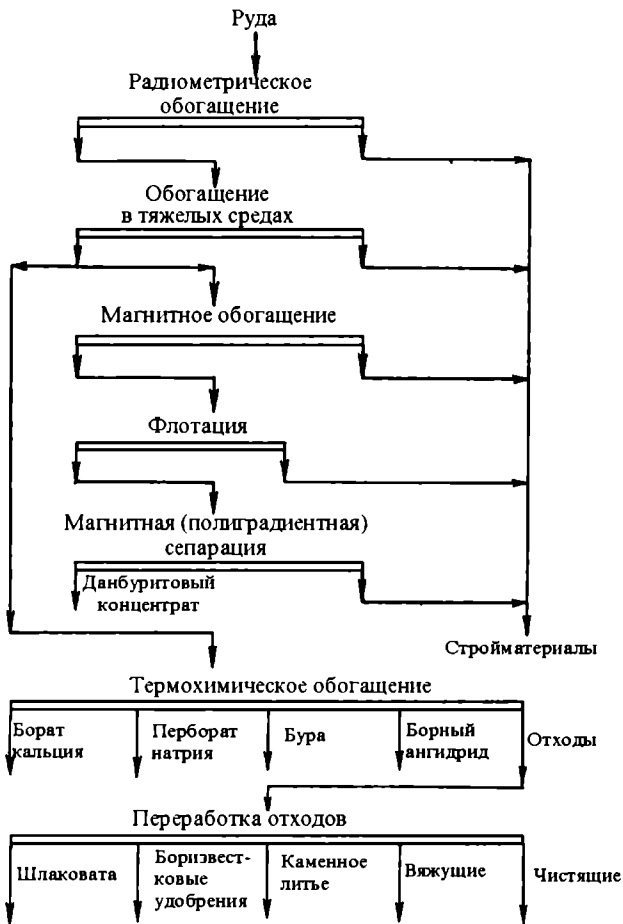


Рис. 7.16. Схема комплексного использования данбуритовых руд

При переработке датолитового или данбуритового концентрата, или руды термическим способом получают борат кальция, буру, борную кислоту, пентаборат кальция, перборат натрия, боризвестковые удобрения и другие борсодержащие соединения.

Схема производства боропродуктов (борной кислоты, буры, бората кальция, пербората натрия) приведена на рис. 7.17.

Дополнительная литература [1, 7, 24, 27, 39].

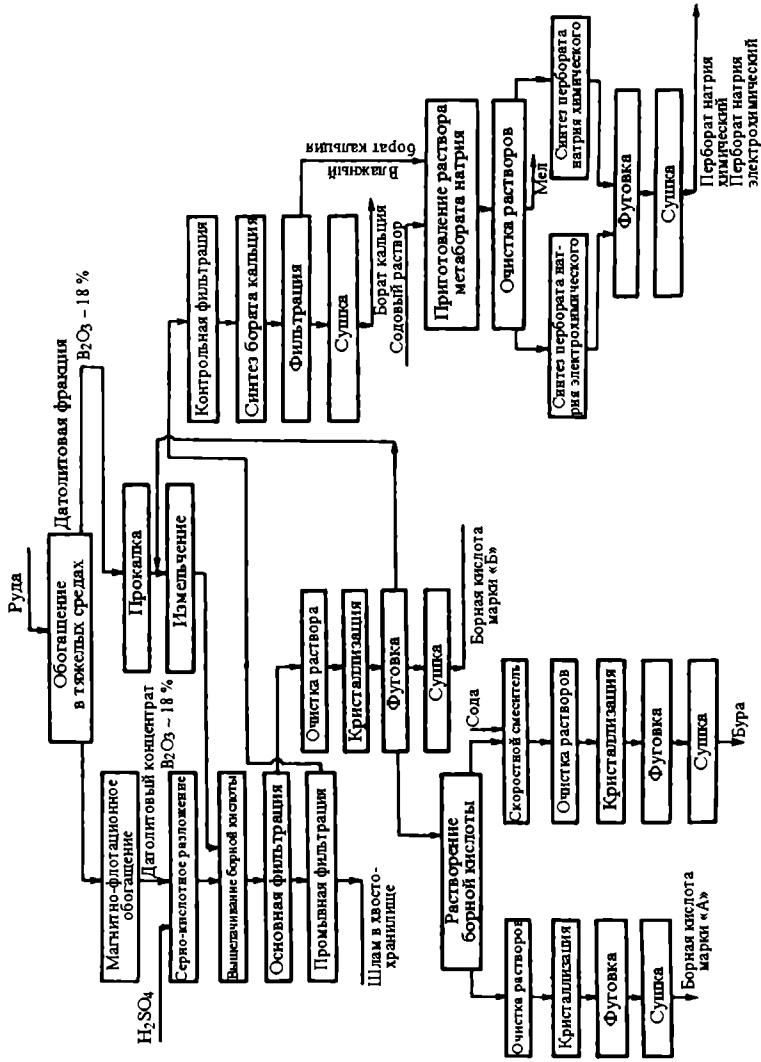


Рис. 7.17. Схема производства борпродуктов (борной кислоты, бора, борага кальция, пербората натрия и т. п.)

8.1. Характеристика алмазов

Алмаз представляет собой одну из кристаллографических модификаций чистого углерода. Бесцветные разновидности алмазов содержат очень мало примесей (0,001—0,06 %), в окрашенных и непрозрачных алмазах их содержание может достигать нескольких процентов. Кристаллы алмазов правильной формы встречаются сравнительно редко, основная масса их имеет искаженную форму. Несмотря на высокую твердость (10 по шкале Мооса), алмаз хрупок. Средняя плотность алмазов равна 3520 кг/м³.

Аполярный характер углерода предопределяет пониженную смачиваемость алмаза водой, т. е. его гидрофобность. Алмазы из коренных месторождений обычно имеют чистую поверхность, обладающую значительной гидрофобностью, алмазы из россыпных месторождений чаще покрыты пленкой, которой и объясняется их хорошая смачиваемость водой.

Абсолютно прозрачные алмазы — голубовато-белые кристаллы, или алмазы «чистой воды» — довольно редки и очень дорого ценятся. В настоящее время алмазы можно окрашивать в голубой цвет искусственно — путем соответствующей бомбардировки электронами или гамма-лучами.

Под действием некоторых лучей алмазы излучают видимый свет — люминесцируют. В обогатительной практике применяют в основном рентгеновские лучи, которые обеспечивают высокую селективность и почти полное свечение в них кристаллов алмаза.

Алмаз не магнитен, но отдельные его разновидности обладают слабыми парамагнитными свойствами, близкими к свойствам кварца.

Обычные алмазы не электропроводны, но некоторые разновидности обладают пиро- и пьезоэлектрическими свойствами. В результате облучения отдельных кристаллов алмаза ультрафиолетовыми лучами или другими лучами они приобретают свойство фотопроводимости — начинают заметно проводить электричество. При трении кристаллов о сукно они электризуются положительным зарядом.

Алмазы не растворяются в кислотах и царской водке даже при нагревании. В расплаве соды или калиевой селитры или при кипячении со смесью двуххромового калия и серной кислоты поверхность алмаза окисляется. Алмаз хорошо проводит тепло. При нагревании без доступа воздуха до 2000—3000 °С алмаз переходит в графит.

Крупность алмазов измеряется в метрических каратах; один метрический карат равен 0,2 г. Кристаллы крупнее 1 карата встречаются редко.

По назначению алмазы разделяют на ювелирные и технические.

Ювелирные алмазы должны иметь совершенную форму, высокую прозрачность, красивую и равномерную окраску без трещин и включений. После огранки ювелирные алмазы называют бриллиантами.

К техническим относят алмазы, непригодные для ювелирных целей. Среди них различают несколько сортов: борт, карбонадо, баллас. В число технических алмазов включают также алмазы ювелирного размера, но не обладающие качествами, позволяющими использовать их как ювелирные.

К *бортам* относят недостаточно чистые камни или сростки кристаллов. *Карбонадо* — разновидность алмазов мелкокристаллической структуры и темной окраски: от черного до темно-серого. *Балласы* — это те же борты, но шарообразной формы.

Исключительные оптические свойства алмазов поставили их на первое место среди других драгоценных камней.

Алмазы нашли широкое применение в машиностроительной, авиационной, автомобильной, станкостроительной, электронной, электротехнической, горно-добывающей и других отраслях промышленности, где требуется большая скорость и точность обработки металлов и других материалов, а

инструмент из самой твердой легированной стали оказывается недостаточно прочным.

В настоящее время осваивается производство искусственных алмазов высокой прочности для изготовления алмазных инструментов, пригодных для резки особо твердых материалов.

8.2. Характеристика руд и россыпей месторождений алмазов

Алмазы добывают из коренных и россыпных месторождений. Среди коренных месторождений различают два типа — кимберлитовый и перидотитовый. Все известные промышленные месторождения алмазов принадлежат к кимберлитовому типу. Кимберлиты залегают в месторождениях преимущественно в виде трубчатых тел, реже встречаются жилы и дайки. Диаметр трубок изменяется от 40 до 60 м.

Трубки заполнены ультраосновной глубинной плотной туфообразной породой — кимберлитом, главной составной частью которой является оливин. Помимо оливина, в состав кимберлита входят пироп (красно-фиолетовый гранат), хромдиопсид (моноклинный пироксен), шпинель, хромит, корунд, рутил, ильменит, кальцит, доломит, халцедон и другие изверженные, метаморфические и осадочные породы.

Содержание алмазов в отдельных частях трубок подвержено большим колебаниям. В наиболее богатых трубках оно достигает нескольких карат на 1 м³ породы. С глубиной содержание алмазов обычно уменьшается.

Среди алмазных россыпей выделяют: элювиальные, делювиальные, ложковые и морские россыпи. Современные россыпи состоят большей частью из рыхлых пород — гравия, песка и глины.

Основным источником добычи алмазов из россыпей являются аллювиальные россыпи. Длина их обычно не превышает нескольких километров при ширине 100—200 м. Мощность алмазоносного пласта небольшая: 0,2—0,8 м и редко более 1 м. Среднее содержание в разрабатываемых россыпях обычно не ниже 0,1 кар/м³.

Прибрежно-морские россыпи широко распространены вдоль атлантического побережья Африки. Содержание алмазов местами достигает 100—200 кар/м³. Обычно же в разрабатываемых россыпях оно находится в пределах 0,5 кар/м³.

Алмазы из каждого месторождения отличаются типичной формой кристаллов. Типичны также цвета и оттенки камней.

Важной характеристикой является содержание спутников в алмазоносном материале месторождения. К спутникам относят минералы и породы плотностью более 2950 кг/м³. Состав спутников влияет на выбор процессов и может влиять на степень концентрации при обогащении этими методами руд и россыпей.

8.3. Методы извлечения алмазов

Извлечение алмазов отличается от извлечения других полезных ископаемых некоторыми особенностями, обусловленными чрезвычайно низким содержанием ценного компонента, по сравнению с другими видами минерального сырья, и его свойствами. В рудах и россыпях одна часть алмазов приходится в среднем на 20 млн частей руды. В процессе обработки руды необходимо осторожно применять операции дробления и измельчения ввиду хрупкости алмазов и резкого снижения их ценности с уменьшением размеров кристаллов; алмазы нельзя нагревать в воздухе до высоких температур и, следовательно, для их извлечения не могут быть использованы процессы обжига, плавки, возгонки и др.

Большая стоимость алмазов требует применения таких процессов, которые обеспечили бы высокую степень извлечения. Иногда один только кристалл высокого качества, оставшийся в хвостах, представляет собой крупные потери.

Технология извлечения алмазов обычно включает процессы: дезинтеграции исходного сырья для освобождения алмазов от их связи с другими компонентами; получения первичных концентратов, в которых сконцентрированы алмазы; извлечения алмазов из первичных концентратов. При обогащении кимберлитов и песков россыпных месторождений применяют в основном одни и те же процессы.

Для получения грубых концентратов используют *гравитационные процессы*, основанные на несколько большей плотности алмаза, по сравнению с минералами пустой породы.

Обработка гравитационных концентратов для сокращения их объема и извлечения алмазов осуществляется различными методами. Для этой цели используют обогащение на липких поверхностях (жировой процесс), электрическую сепарацию, избирательное измельчение, рентгенолюминесцентную сепарацию, пленочную флотацию, разделение в тяжелых жидкостях, ручную сортировку и другие методы обогащения.

Жировой процесс основан на способности алмазов прилипать к мазням, которыми покрыта улавливающая поверхность. Этот процесс позволяет извлекать алмазы крупностью от 16 до 0,5 мм. Для кристаллов с загрязненной поверхностью эффективность процесса резко падает. Если в обогащаемом материале содержится много тяжелых минералов, степень концентрации значительно снижается.

Электрическая сепарация использует разницу в электропроводности алмазов, пустой породы и сопутствующих минералов. Она применяется для извлечения алмазов крупностью от 6 до 0,1 мм. Этот процесс не всегда дает достаточно высокую степень концентрации и не является окончательным. Кроме того, при содержании в концентрате алмазов с ожеженной поверхностью эффективность процесса снижается.

Избирательное измельчение основано на различном сопротивлении истиранию алмазов и сопутствующих минералов. Этот процесс широко используется при доводке первичных концентратов. Он не только позволяет достигнуть значительного сокращения объема концентратов, но и повышает эффективность последующих процессов в результате очистки поверхности алмазов.

Рентгенолюминесцентная сепарация — процесс, использующий способность алмазов избирательно светиться в рентгеновских лучах — эффективна при незначительном содержании люминесцирующих минералов пустой породы, а также при отсутствии в обогащаемом материале алмазов сорта карбонадо и слабосветящихся кристаллов. При обработке этим способом алмазов мельче 1 мм степень извлечения очень низкая, а производительность аппаратов мала.

Пенная и пленочная флотация, пенная сепарация применяются для извлечения алмазов мельче 0,5 мм. Пока они не получили широкого промышленного применения.

Разделение в тяжелых жидкостях имеет ограниченное применение, но перспективы его использования как в виде самостоятельного процесса, так и в комбинации с процессом обогащения в тяжелых суспензиях очень большие.

Ручная сортировка широко применяется для окончательного извлечения алмазов, *радиометрическая сепарация* — для выборки пустой породы и алмазов из исходной руды.

Ни один из указанных выше способов не является универсальным. Достаточно полное извлечение алмазов может быть достигнуто только в результате использования многих методов.

8.4. Режимы переработки и обогащения руд и песков

8.4.1. Дезинтеграция песков и руд коренных месторождений

В песках россыпных месторождений составляющие компоненты находятся в свободном состоянии. Поэтому при обработке ограничиваются обычно простыми способами дезинтеграции — в скрубберах, бутарах, реже в галечных мельницах.

Дезинтеграция песков совмещается с операцией классификации по крупности (перед обогащением их на отсадочных машинах, на жировых столах и др.) с одновременным выделением из обогащаемого материала непродуктивных (отвальных) классов — крупной гали и шламов. Для этой цели применяют вибрационные, барабанные и колосниковые грохоты.

Дезинтеграция коренных пород более сложный процесс, так как кристаллы алмазов прочно связаны с пустой породой. Известны два способа дезинтеграции коренных пород: выветривание и механическое дробление. В зависимости от крепости пород продолжительность процесса выветривания колеблется в пределах от нескольких недель до полутора лет. Выветривание в целях дезинтеграции широко использовалось в практике обработки кимберлитовых руд Южной Африки,

особенно для руд верхних горизонтов трубок. По истечении определенного времени руда разрушается и превращается в рыхлую смесь. Дезинтеграция коренных пород выветриванием гарантирует целостность алмазов и обеспечивает достаточно полное освобождение алмазов от связи с другими минералами. Метод выветривания является наиболее эффективным, но он малопроизводителен и на предприятиях большой мощности не применяется.

Дробление связано с риском появления на алмазах трещин и их измельчения. Чтобы не повредить алмазы, не допускают большой степени дробления и она колеблется от 2 до 5. Необходимость полной сохранности кристаллов алмаза заставляет проводить дробление в несколько стадий с включением после каждой из них обогатительных операций, благодаря которым из дальнейшей обработки исключается часть материала. Как правило, дробление трехстадиальное. Для крупного и среднего дробления обычно используют конусные дробилки. Мелкое дробление осуществляют в конусных и валковых дробилках. При дроблении на валках степень дробления принимается минимальной — не более 1,5—2.

Кимберлитовая порода при дроблении раскалывается по плоскостям спайности отдельных компонентов, в результате чего алмазы легко выкрашиваются из нее. Но не всегда поверхность алмазов после дробления оказывается чистой. Измельчение в барабанных мельницах используют как для дезинтеграции исходной руды, так и для обработки концентратов. В обоих случаях режим измельчения должен обеспечивать сохранение целостности алмазов. Вследствие хрупкости алмазов обычное измельчение не применяют.

Алмаз, являясь наиболее твердым из всех минералов, хорошо сопротивляется истиранию, тогда как пустая порода и сопутствующие минералы представляют собой более мягкий материал, легко поддающийся истиранию. Эта разница в свойствах минералов используется для избирательного измельчения при истирающем режиме. Такой режим достигается при снижении числа оборотов мельницы до 30—50 % критического и измельчении в более плотной пульпе. В качестве измельчающих тел используют металлические шары неболь-

ших размеров, гальку и куски более твердых компонентов самой руды.

Применение избирательного измельчения исходного материала с последующей отмывкой образовавшихся шламов обеспечивает, помимо сохранения материала и очистки поверхности алмазов от пленок минеральных солей, дополнительное раскрытие мелких алмазов и более благоприятные условия для обогащения в тяжелых суспензиях.

Для избирательной дезинтеграции алмазосодержащих руд в России предложены:

- установка с применением в качестве измельчительных аппаратов последовательно установленных струйных мельниц с противоточным расположением эжекторов. Разгрузочное устройство каждого предыдущего измельчителя встроено в качестве питающего устройства в последующий измельчитель. Рабочие поверхности аппаратов, входящих в установку, футеруют эластичным материалом — резиной или пластмассой;
- центробежная мельница. Мельница состоит из вертикально расположенного цилиндра со вставленным в него ротором, в ячейках которого установлены измельчающие тела в виде стальных роликов, осуществляющие разрушение породы под действием центробежных сил, развиваемых при вращении ротора. Рабочая поверхность цилиндра футеруется резиной.

8.4.2. Гравитационные процессы

Из гравитационных процессов для извлечения алмазов применяют отсадку и обогащение в тяжелых средах. Для извлечения мелких алмазов могли бы быть использованы винтовые сепараторы, вибрационные шлюзы и концентрационные столы. Однако для эффективного обогащения этими способами разница в плотности алмазов и пустой породы недостаточно велика.

Обогащаемый материал перед отсадкой подвергают классификации по узкой шкале. Коэффициент шкалы классификации обычно не превышает 2, что обусловлено очень малой разницей в плотности алмаза и минералов пустой породы.

При отсадке в концентрат выделяют все минералы плотностью более 3000 кг/м³.

Значительное влияние на показатели отсадки оказывает диаметр отверстий решет в камерах отсадочных машин; он должен быть лишь немного больше верхнего предела крупности обогащаемого материала. Так, для классов $-16 + 8$, $-8 + 4$, $-4 + 2$ и $-2 + 0,5$ мм диаметр отверстий решета должен быть соответственно 20, 10—12, 6—8 и 3—4 мм. С увеличением диаметра отверстий концентрат обычно получается более бедным.

В настоящее время на многих фабриках получил применение процесс обогащения в тяжелых суспензиях. Благодаря простоте, высокой эффективности и экономичности этот процесс во многих случаях вытеснил отсадку и концентрацию в чашах. При обогащении в тяжелых суспензиях обычно выделяют в тяжелую фракцию все минералы плотностью больше 3000 кг/м³.

Обычную сепарацию в статических условиях применяют до крупности 1,5—2 мм. Обогащение в тяжелых суспензиях более мелкого материала осуществляют в гидроциклонах. В качестве утяжелителя используют молотый или гранулированный ферросилиций плотностью 6700—7200 кг/м³. Крупность измельчения ферросилиция для статических условий сепарации должна составлять примерно 80 % -80 мкм. Вязкость суспензии не должна превышать 20 мПа·с при сепарации в статических условиях и 30 мПа·с — в гидроциклоне. Добавка до 1 % бентонитовой глины к ферросилициевой суспензии повышает ее устойчивость в 3—4 раза без значительного увеличения вязкости.

Обогащение в тяжелых суспензиях может проводиться в сепараторах различной конструкции, из которых наибольшее распространение получили конусные и барабанные. Выход тяжелой фракции обычно колеблется от долей до нескольких процентов от питания. При обогащении мелкого материала (меньше 1,5—2 мм) в гидроциклонах для получения плотности разделения, равной 3200 кг/м³, достаточна плотность суспензии в пределах 2150—2200 кг/м³. Гидроциклоны успешно применяют также для обогащения песков, добытых со дна моря. В отличие от других аппаратов на процесс в гидроциклонах не влияют движение и качка судна, так как центро-

бежные силы, действующие в гидроциклонах, значительно превосходят силы тяжести.

Процесс обогащения в тяжелых суспензиях вследствие малого удельного расхода воды имеет преимущество при добыче алмазов из руд и россыпей в районах, где трудно обеспечить обогатительные фабрики водой.

8.4.3. Жировой процесс

При поступлении пульпы, содержащей алмазы, на жировую поверхность частицы гидрофильных минералов (кварца, кальцита и др.) не прилипают к ней и сносятся потоком воды, тогда как гидрофобные алмазы при контакте с жировой поверхностью прочно прилипают и удерживаются на ней.

Для увеличения гидрофобности алмазов рекомендуется применение реагентов-собирателей гетерополярного и аполлярного типов.

Алмазы, которые называют упорными, встречаются главным образом в аллювиальных месторождениях. Они не прилипают к жиру потому, что их поверхность покрыта тонкой пленкой гидрофильного оксида железа, гидратов оксида кальция и силикатных соединений. Удаление таких соединений с поверхности алмазов (растворением, оттиркой и др.) или обработка реагентами повышает их извлечение. Наиболее подходящим реагентом для этой цели является талловое масло. Например, наиболее доступным реагентом для условий Южной Африки оказалась китовая ворвань с содержанием от 40 до 80 % свободной жирной кислоты.

Материал из питателя двигается перпендикулярно направлению движения ленты. Алмазы прилипают к жиру и выносятся лентой к скребку, а хвосты смываются водой и удаляются в отвал.

Непрерывный съем алмазов и восстановление слоя жира выполняют скребком, под которым установлен металлический ящик со вставленной в него съемной сеткой. Срезаемый тонкий слой жира с алмазами подается в приемник, под которым установлена электрическая грелка для растапливания снятого с ленты жира. Освободившиеся от жира алмазы и частицы сопутствующих минералов остаются в сетке, которую по мере накопления в ней минерала заменяют другой.

8.4.4. Электрическая сепарация алмазов

Электрическую сепарацию применяют для извлечения алмазов из грубых концентратов, полученных гравитационными процессами или на липких поверхностях. Она основана на использовании небольшой разницы в электропроводности алмазов и сопутствующих минералов. Алмаз обладает плохой проводимостью, тогда как большинство минералов породы являются сравнительно хорошими проводниками.

Для обогащения алмазов получила распространение преимущественно сепарация в поле коронного разряда на барабанных сепараторах, работающих при напряжении 20—25 кВ. В связи с тем, что при однократном прохождении частиц полного разделения не происходит, в процессе сепарации получают промежуточные продукты, которые необходимо переочищать. Поэтому в одних случаях пользуются двух-, трех- или многоступенчатыми сепараторами, а в других — материал пропускают многократно через одноступенчатый сепаратор.

Для повышения эффективности процесса перед электро-сепарацией используют:

- регулирование влажности материала. Оптимальная влажность, при которой различие в электропроводности разделяемых минералов достигает максимальных значений, имеет довольно узкие пределы. Температура подогрева зависит от свойств обогащаемого материала;
- обработку материала перед электросепарацией различными реагентами. Так, при обработке концентрата отсадки россыпного месторождения «Бакванга» (Конго, Киншас) крупностью 6,68—2,84 мм лучшее разделение алмазов и пустой породы достигается при использовании растворов, содержащих 0,5 % NaCl;
- предварительную обработку материала в мельнице, работающей на истирающем режиме, улучшающем процесс электросепарации.

8.4.5. Фотометрическая сепарация алмазов

При фотометрической сепарации используется высокая отражательная и рассеивающая способность алмазов, резко отличающая их от сопутствующих минералов. При сепарации на алмазодержащий материал направляется пучок света, или

луч лазера, который, отражаясь, попадает на фотозлемент, представляющий собой часть электрической цепи. В цепи возбуждается ток и срабатывает автоматическое устройство, позволяющее отделить алмазы с некоторым количеством зерен пустой породы от материала, не содержащего алмазы.

Фотометрический метод сепарации может быть использован как самостоятельный процесс извлечения в тех случаях, когда содержание темных алмазов невелико.

8.4.6. Рентгенолюминесцентная сепарация алмазов (РПС)

Цвет и интенсивность рентгенолюминесценции у различных алмазов разные. Цвет изменяется от голубого и желтого до розового. С увеличением размера кристаллов алмаза интенсивность свечения повышается, но встречаются алмазы, не подчиняющиеся этой закономерности. Черные, непрозрачные алмазы (баллас, карбонадо), состоящие из мелких, беспорядочно ориентированных кристаллов, не люминесцируют.

Наряду с алмазами люминесцируют и некоторые сопутствующие минералы (циркон, шеелит, разновидности кальцита и др.). В случае большого количества других люминесцирующих минералов этот метод извлечения алмазов становится непригодным.

8.4.7. Флотация алмазов

Для извлечения мелких алмазов в настоящее время начинают применять флотацию: пенную сепарацию и обычную пенную флотацию. Процесс флотации основан на том, что чистые алмазы гидрофобны и при размере до 1,65 мм хорошо флотируются. Иногда для повышения активности алмазов и депрессии минералов пустой породы используют хлористый натрий и жидкое стекло.

В Республике Гане в промышленном масштабе применяется процесс пленочной флотации алмазов крупностью до 1 мм.

8.5. Технологические схемы извлечения алмазов

Технологические схемы обогащения алмазосодержащих руд и песков включают четыре этапа:

- дезинтеграцию или дробление и измельчение исходного сырья;
- первичное обогащение с целью получения грубого концентрата с максимальным извлечением в него всех ценных компонентов;
- доводку первичных грубых концентратов и получение природных кристаллов алмаза;
- очистку и классификацию кристаллов алмаза по крупности, цвету и т.д.

Различия в схемах извлечения алмазов из песков россыпных месторождений и кимберлитов имеются главным образом в начальных стадиях процесса: при обогащении песков для раскрытия минералов применяют дезинтеграцию и промывку, а при обработке плотных кимберлитов — дробление и измельчение. Для песков россыпных месторождений, в которых алмазы находятся в свободном состоянии, первичное обогащение может быть достигнуто за счет удаления в отвал значительной части материала в виде крупной гальки и тонких шламов с помощью простейшего метода — грохочения. Для кимберлитов же требуются более сложные процессы.

Пески с небольшим содержанием глины направляют непосредственно на грохочение. Глинистые пески подвергают промывке, при которой происходит отделение песчано-галечного материала от глины и одновременно выделяется крупная галька.

Верхний предел крупности при переработке песков россыпных месторождений определяется необходимостью свободного прохождения через сито самых крупных алмазов. Максимальная крупность обогащаемых песков обычно не превышает 25 мм. Нижний предел крупности обусловлен экономическими факторами. Для извлечения мелких алмазов необходима сложная схема с использованием специальных процессов и дополнительной аппаратуры. Большинство зарубежных фабрик обычно ограничивается минимальным размером извлекаемых алмазов в 1 мм, однако на некоторых предприятиях этот размер меньше, например на руднике «Премьер» он составляет 0,59 карата.

Продуктивный класс поступает на дальнейшее обогащение, непродуктивные классы — крупную гальку и шламы — направляют в отвал.

В схемах переработки кимберлитов, в отличие от песков россыпных месторождений, раскрытие достигается дроблением и измельчением или самоизмельчением в несколько стадий обычно с небольшими степенями измельчения.

Комбинация методов обогащения и их последовательность в технологической схеме зависят от характера перерабатываемого алмазосодержащего сырья.

Для получения высоких степеней обогащения, достигающих 20 000 000 и более при условии сохранения целостности кристаллов алмаза, его осуществляют стадийно. В каждой стадии материал, содержащий алмазы, отделяется от пустой породы, которая удаляется в отвал, а обогащенная фракция поступает на следующую стадию обработки.

По сравнению с отсадкой и обогащением на винтовых сепараторах, жировой процесс обеспечивает исключительно высокую степень обогащения. Так, на фабрике рудника «Ягерсфонтейн» обогащение кимберлита по сравнительно простой схеме, включающей три стадии обогащения (концентрацию в чашах, жировой процесс и ручную сортировку для выборки алмазов) обеспечивало высокую степень обогащения — 60 000 000.

Перед обогащением на жировых столах в схемы включают операции классификации по крупности. Каждый класс обрабатывается отдельно. При извлечении упорных алмазов в схемах предусматривают операцию кондиционирования перед жировым процессом.

Включение в схему процесса обогащения в тяжелых суспензиях позволяет более выгодно с экономической точки зрения перерабатывать пески бедных по содержанию алмазов месторождений, эксплуатация которых до этого считалась нерентабельной, а использование для обогащения в тяжелых суспензиях гидроциклонов — дешево и эффективно извлекать мелкие алмазы. Комбинация процессов обогащения в тяжелых суспензиях и на усовершенствованных жировых столах позволяет, в свою очередь, снизить себестоимость переработки и обеспечить эффективный контроль процесса.

В зависимости от состава сырья процесс обогащения в тяжелых суспензиях может осуществляться в две стадии. Во второй стадии концентрат переочищают в сепараторах меньших размеров с применением суспензии большей плотности. При этом алмазы могут выделяться в тяжелую или легкую фракцию в зави-

симости от относительного содержания в первичном концентрате минералов плотностью больше или меньше $3,5 \text{ г/см}^3$.

Конкурирующим процессом разделения в тяжелых суспензиях является радиометрическая (фотометрическая, рентгенолюминесцентная) сепарация. Она используется также в схемах доводки алмазосодержащих концентратов наряду с процессом обогащения на липких поверхностях и электрической сепарацией, применяемой для материала крупностью до 6 мм. Концентрат перед доводкой предварительно подвергают избирательному измельчению, промывке, сушке и обеспыливанию.

На рис. 8.1 приведена принципиальная схема доводки, включающая жировой процесс, электрическую сепарацию и ручную сортировку.

Схемы отделений промывки и отсадки (а), обогащения в тяжелых суспензиях (б) и доводки концентрата (в) на алмазоизвлекательной фабрике «Премьер» (ЮАР) приведены на рис. 8.2, а на обогатительных фабриках «Якуталмаза» — на рис. 8.3.

Дополнительная литература [1, 39, 44].

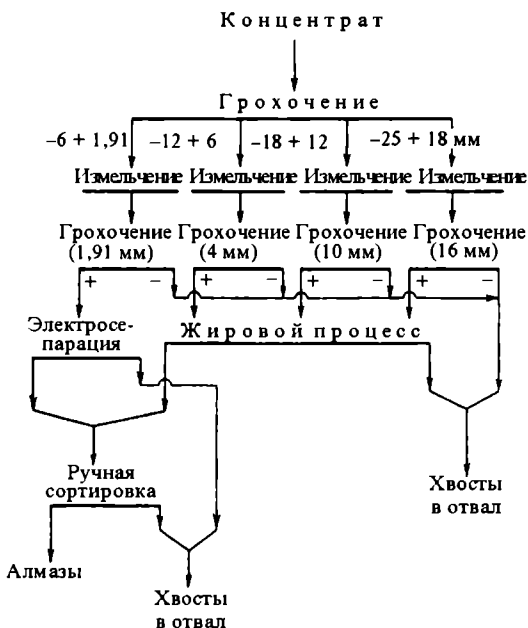


Рис. 8.1. Схема доводки концентрата с применением жирового процесса, электросепарации и ручной сортировки

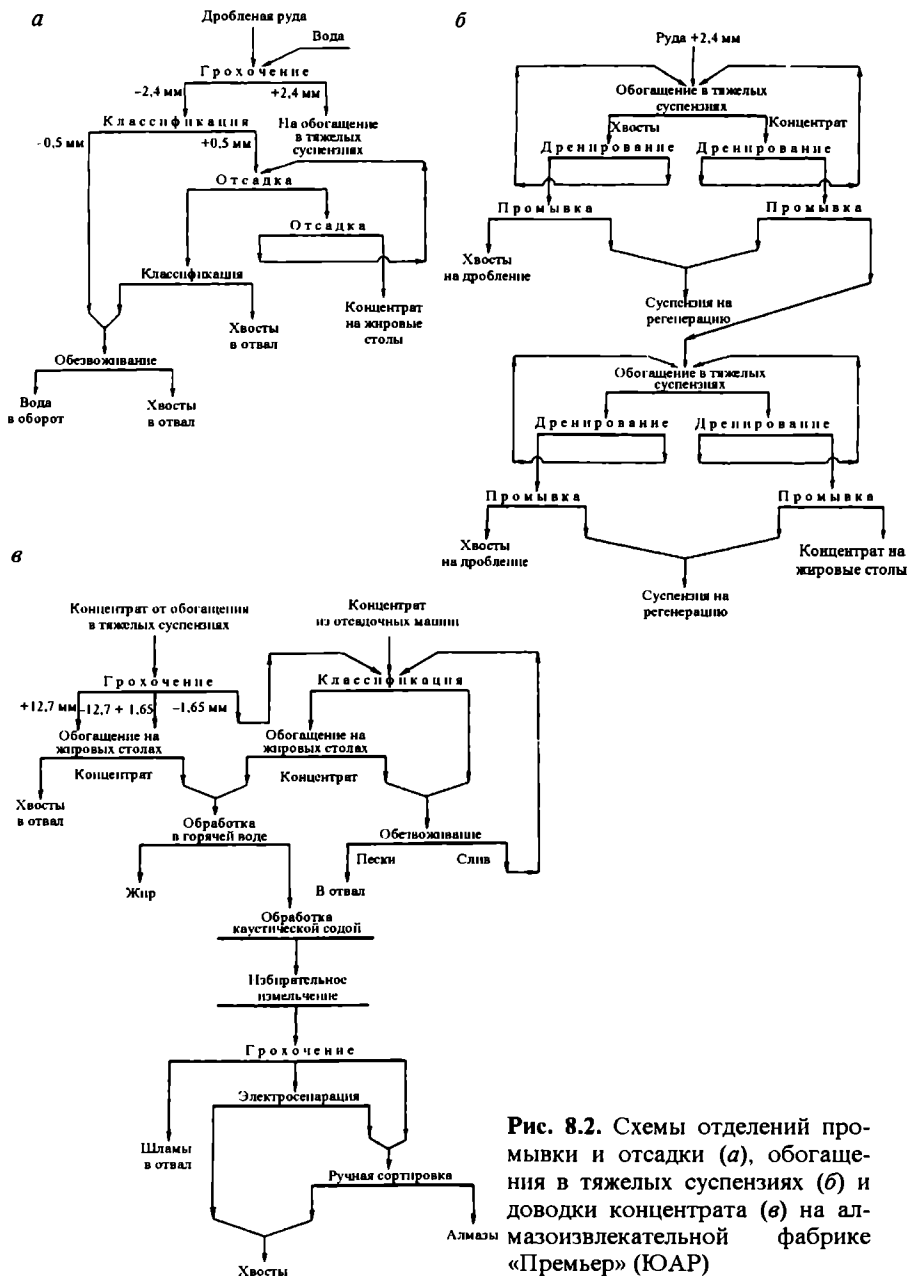


Рис. 8.2. Схемы отделений промывки и отсадки (а), обогащения в тяжелых суспензиях (б) и доводки концентрата (в) на алмазоизвлекающей фабрике «Премьер» (ЮАР)

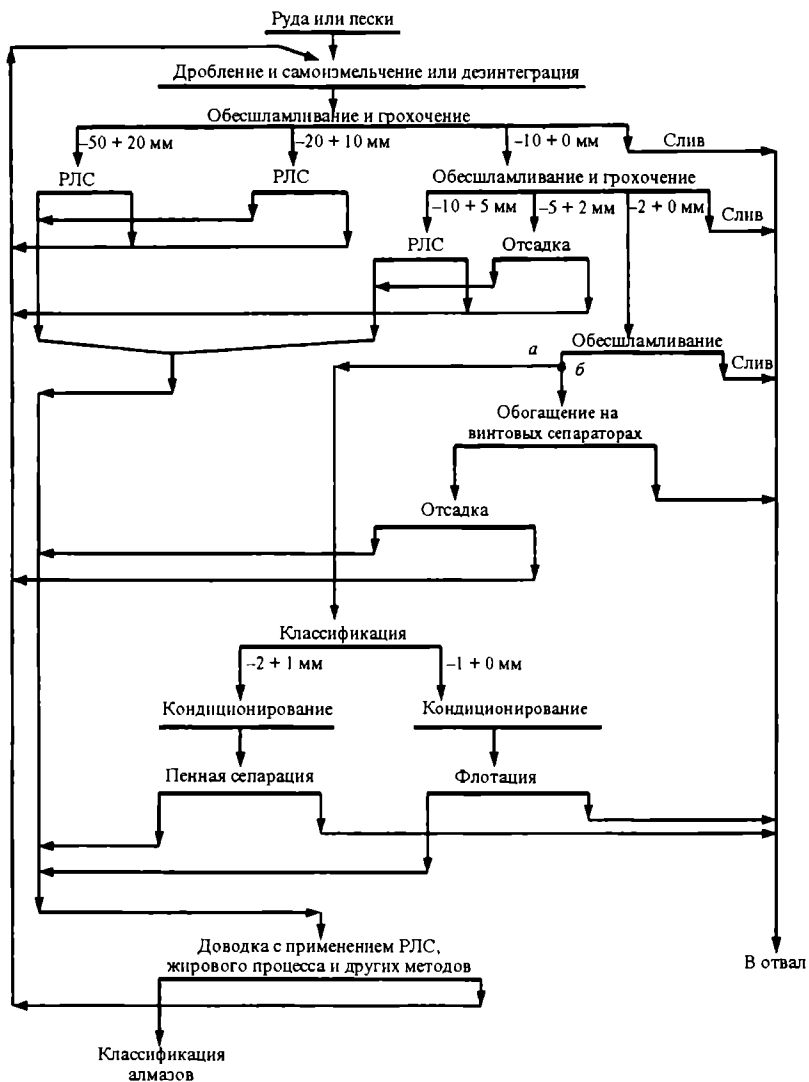
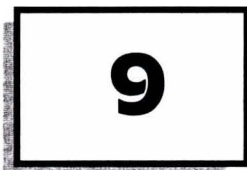


Рис. 8.3. Принципиальная технологическая схема обогащения алмазодержащего сырья на предприятиях «Якуталмаза»



ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ИНДУСТРИАЛЬНОГО СЫРЬЯ

9.1. Баритовые руды

9.1.1. Свойства и применение барита

Основными технологическими свойствами барита (BaSO_4), определившими его широкое применение в различных отраслях промышленности, являются: высокое содержание бария, высокая плотность, белизна, химическая инертность, способность адсорбировать рентгеновские лучи, ядовитость бариевых соединений.

Высокая плотность барита (около 4500 кг/м^3) обуславливает его применение в качестве утяжелителя глинистых растворов при бурении нефтяных скважин, а также в качестве утяжелителя в специальных сортах бумаги и картона, резины и в пластических массах.

Высокое содержание бария в барите (67,5 %) определило его применение в качестве высококачественного природного сырья для получения различных солей и препаратов бария, используемых в пиротехнике, кожевенном деле, сахарном производстве, при изготовлении фотобумаги, в керамике для производства эмалей, для выплавки специальных стекол, в медицине и т. д.

Белизна барита обусловила его применение при изготовлении литопона, светлых цветных красок и различных лаков, специальных сортов белой бумаги.

Химическая инертность барита делает возможным его применение в качестве наполнителя в резине, бумаге, красках и лаках.

Благодаря способности барита адсорбировать рентгеновские лучи его вводят в состав специальных строительных материалов, применяемых для изоляции рентгеновских кабинетов. Это же свойство позволяет использовать барит в медицине при диагностике внутренних болезней.

Ядовитость растворимых бариевых соединений обуславливает их применение в сельском хозяйстве в качестве средства для борьбы с грызунами.

9.1.2. Характеристика месторождений и типов баритовых руд

Промышленные месторождения барита подразделяются на гидротермальные, месторождения выветривания и осадочные.

Гидротермальные месторождения представлены мощными залежами барита, сопровождаемыми карбонатами, сульфидами железа, цинка, свинца и меди, кварцем, флюоритом; среди этих месторождений выделяются жильные и метасоматические месторождения. К этому типу принадлежат месторождения Грузии, Туркмении, Казахстана, Хакассии и др. В метасоматических месторождениях барит образует обычно рассеянную вкрапленность в известняках, и поэтому месторождения этого типа не имеют самостоятельного промышленного значения. Промышленное значение осадочных месторождений также невелико. К месторождениям выветривания относится Медведевское месторождение на Урале.

Баритовые руды разделяются на следующие технологические типы:

- по минеральным ассоциациям: кварцево-баритовые; кальцит-баритовые; сульфидно-баритовые; флюорит-баритовые; баритовые, содержащие оксиды железа — магнитные железные минералы, лимонит и другие окристые минералы;
- по крупности минеральных включений: крупнозернистые руды, из которых при дроблении до 100—25 мм можно выделить куски с кондиционным содержанием барита; среднезернистые руды, из которых возможно выделение частиц с кондиционным содержанием барита при дроблении руды до 1,5—2 мм; тонкозернистые руды, в

которых раскрытие основной массы минералов достигается при измельчении до 0,5 мм и мельче.

- по текстурным особенностям барита: мягкий барит — кристаллический, с отчетливо выраженной спайностью, хорошо поддающийся измельчению, используется главным образом для получения молотого барита; твердый барит — скрытокристаллический, плотный, трудно измельчающийся, используется преимущественно для химической переработки.

9.1.3. Методы обогащения баритовых руд

Обогащение баритовых руд заключается в отделении барита от сопутствующих примесей. В зависимости от свойств руды для достижения этой цели применяют различные методы.

Удаление глинистых и охристых примазок достигается промывкой руды. Для более тщательной очистки барита от окрашиваемых примесей его обрабатывают растворами минеральных кислот (чаще всего соляной и серной). Крупность обрабатываемого материала зависит от степени дисперсности примазок.

Отделение барита от сравнительно крупных включений кварца и кальцита вследствие достаточной разницы в плотности легко осуществляется гравитационными методами обогащения. С помощью этих же методов легко отделить от барита галенит, значительно отличающийся от него по плотности. Для сравнительно крупного материала применяют отсадку, для более мелкого — концентрацию на столах.

Тонковкрапленные силикаты и сульфиды вследствие различной флотуемости этих минералов отделяют от барита флотацией. В качестве собирателей при флотации сульфидов применяют ксантогенаты, в присутствии которых барит не флотуется. Для флотации барита используют жирные кислоты, их мыла и алкилсульфаты в условиях, обеспечивающих эффективное отделение его от минералов породы.

Баритовые руды, содержащие значительное количество железа, часто обогащают рудосортировкой. Иногда такая ру-

да подвергается магнитной сепарации с предварительным магнетизирующим обжигом. Для отделения железных минералов от барита в некоторых случаях успешно применяют гравитационное обогащение, флотацию или растворение в кислотах тонких пленок минералов железа и других минералов на плоскостях спайности барита.

Для обогащения явно кристаллических баритовых руд применяют нагревание (декрипитацию), вызывающее растрескивание барита в тонкий порошок. Необходимая температура — 400—500°, крупность исходной руды — 25 мм. Кварц и железистые минералы остаются при этом в виде крупных зерен. Отделение тонкого порошка барита от крупнозернистых примесей достигается грохочением.

9.1.4. Технология обогащения баритовых руд

Крупнозернистые кварцево-баритовые руды обогащают промывкой с последующей рудосортировкой, среднезернистые руды — отсадкой, а тонкозернистые — концентрацией на столах, в центробежных аппаратах или флотацией.

Барит флотируется обычно в щелочной среде олеиновой кислотой, талловым маслом в смеси с керосином, сульфатным маслом, нафтеновыми кислотами или алкилсульфатами при расходе 0,5—1,5 кг/т. Наибольшей селективностью обладают алкилсульфаты с длиной аполярной цепи, содержащей 15—17 атомов углерода.

Легче всего барит извлекается из руд, пустая порода которых представлена кварцем и силикатами, легко депрессирующимися уже при небольших загрузках жидкого стекла, несколько активирующих флотацию барита.

Расход депрессора резко возрастает (до 1,5—4 кг/т) с увеличением в руде содержания карбонатов кальция и магния. Расход всех реагентов снижается, если в качестве собирателя используется алкилсульфат (100—150 г/т), обеспечивающий, кроме того, возможность флотации в жесткой воде без предварительного обесшламливания флотируемого материала.

Обогащение кальцит-баритовых руд средне- и крупнозернистой вкрапленности проводится рудосортировкой и гра-

витационными методами. Для обогащения тонкозернистых руд этого типа используют флотацию.

Поскольку повышенные концентрации жидкого стекла оказывают депрессирующее действие и на флотацию барита, то при значительном количестве карбонатов кальция и магния в руде оказывается целесообразной обработка или продуктов в отдельном цикле, или чернового баритового концентрата по методу Н.С. Петрова. Метод заключается в пропарке предварительно сгущенного до 50—60 % твердого концентрата в течение 30—60 мин в растворе жидкого стекла (0,3—2 %) при температуре 80—85 °С, разбавлении холодной водой до 25—40 °С и последующей флотации барита. В пропарке собиратель десорбируется с поверхности загрязняющих концентрат частиц кальциевых минералов и их флотация практически полностью депрессируется.

Сульфидно-баритовые руды обогащают флотацией. Селективная флотация этих руд позволяет получить сульфидные концентраты (свинцовый, цинковый) и баритовый концентрат высокого качества с содержанием 89—93 % BaSO_4 .

Флотацию барита в этом случае проводят в содовой среде (рН 11) карбоксильным собирателем с использованием в качестве депрессора оксидов железа метасиликата натрия (0,5—1 кг/т).

Флюорит-баритовые руды наиболее эффективно обогащаются флотацией. При этом могут быть получены кондиционные баритовый и флюоритовый концентраты. Предварительной флотацией с применением ксантогената из этих руд могут быть выделены сульфиды тяжелых металлов. Присутствие кальцита усложняет процесс флотации флюорит-баритовых руд.

Баритовые руды, содержащие оксиды железа, труднообогатимы. При малом содержании железа крупнозернистые руды этого типа обогащают промывкой и рудоразборкой, а тонкозернистые — концентрацией на столах или нагреванием, если барит обладает способностью растрескиваться. Лимонит и другие охристые минералы отмываются кислотами, а магнитные минералы железа отделяются магнитной сепарацией. Обогащение баритовых руд, содержащих большое количество железа, весьма затруднено.

В большинстве случаев барит извлекается из полиметаллических руд, повышая комплексность их использования. Получаемые баритовые концентраты используются в химической промышленности в качестве утяжелителя при бурении нефтяных скважин. Высокосортные баритовые концентраты для химической промышленности содержат до 95 % барита. Плотность концентрата для нефтяной промышленности должна быть 4100—4300 кг/м³, а содержание класса –10 мм не более 5—7 %.

Схемы флотационного извлечения барита сравнительно просты. Они включают обычно основную и контрольную флотацию и две-три перечистки концентрата. Иногда концентрат последней перечистки подвергают классификации в гидроциклонах, пески которого являются концентратом для нефтяной промышленности. Из слива гидроциклона после двух-трех перечисток получают концентрат, пригодный для химической промышленности.

9.2. Флюоритовые руды

9.2.1. Характеристика флюорита и его месторождений

Флюорит (CaF₂) как минерал и источник фтора находит широкое промышленное применение. Флюоритовые концентраты используются в химической промышленности (для производства плавиковой кислоты и фтористых солей), в производстве эмалей и специальных сортов стекла, а также в качестве металлургического флюса. Специфической областью применения минерала является оптика, в которой крупные бесцветные кристаллы оптического флюорита используются для изготовления линз, призм и других деталей, обладающих практически одинаковым показателем преломления в разных длинах волн.

Промышленные месторождения флюорита известны в карбонатитах, пегматитах, а также в гидротермальных, скарновых и других образованиях. Однако практическое значение имеют только пегматитовые (около 25 % запасов) и гидротермальные (более 70 % запасов) месторождения.

Основные запасы флюорита в России представлены силикатно-флюоритовыми и сульфидными рудами с содержа-

нием 20—45 % CaF_2 . Флюорит извлекается также из карбонатно-флюоритовых и барит-флюоритовых руд. Как правило, разрабатывают месторождения, руды которых содержат не менее 30 % флюорита. Однако в настоящее время в переработку вовлекаются и более бедные руды (содержащие более 14 % флюорита).

9.2.2. Методы обогащения флюоритовых руд

Обогащение флюоритовых руд осуществляется методами рудосортировки, отсадки, разделения в тяжелых суспензиях и флотации.

Ручную и автоматическую сортировку применяют для обогащения богатых руд с целью получения флюоритовых концентратов металлургических сортов. Рудосортировку применяют для обогащения только крупнокускового материала (с размером кусков не менее 20—25 мм).

Метод обогащения отсадкой не нашел широкого применения ввиду ограниченности запасов мономинеральных крупновкрапленных руд. Как правило, данный метод применяют для предварительной концентрации карбонатсодержащих флюоритовых руд перед их флотацией с целью удаления значительной части породы.

Обогащение в тяжелых суспензиях используется в основном для предварительной концентрации флюоритовых руд и широко применяется за рубежом. На ряде установок в США получают концентраты металлургических сортов, содержащие 85—91 % флюорита при извлечении 81—93 %. Кроме того, существуют установки, которые работают по технологическим схемам, сочетающим обогащение в тяжелых суспензиях с флотацией.

Флотация является наиболее совершенным и распространенным методом обогащения карбонатсодержащих флюоритовых руд. Только этот метод позволяет получать богатые концентраты, содержащие более 95 % флюорита, при высоком извлечении из тонковкрапленных комплексных руд, а также выделять другие ценные компоненты. Другие методы применяются обычно с целью предконцентрации материала, поступающего на флотационное разделение.

Флюорит довольно легко флотируется оксигидрильными собирателями: олеиновой кислотой, олеатом натрия, аэрозольями ОТ и МА (диалкилсульфосукцинатом натрия), алкилсульфатом. Максимальная сорбция собирателя и флотируемость минерала наблюдаются при рН 6. Жидкое стекло снижает адсорбцию анионного собирателя. Лимонная кислота депрессирует флотацию флюорита. Соли алюминия, особенно в смеси с жидким стеклом, и органические реагенты (декстрин, лигнин-сульфонаты и др.), депрессирующие барит и кальцит, даже несколько активируют флотацию флюорита. Применение в качестве собирателя алкиламино-карбоновых кислот повышает эффективность разделения флюорита и кальцита. По результатам лабораторных исследований флюорит и кварц разделяются с применением катионного собирателя, причем при рН 1—3 флотируется флюорит, а при рН 11—14 — кварц.

На флотацию поступают или исходная руда, или хвосты гравитационного обогащения (с целью выделения крупновкрапленных флюорита и барита), или хвосты сульфидной флотации.

9.2.3. Технология обогащения флюоритовых руд

Анализ практики обогащения флюоритовых руд свидетельствует о том, что наиболее широкое распространение получили гравитационно-флотационные (комбинированные) и флотационные технологические схемы. Выбор типа технологической схемы определяется характером и размером вкрапленности минералов, их содержанием в руде и флотируемостью, наличием и характером шламов, требованиями к качеству концентратов, а также необходимостью комплексного использования сырья при минимальных затратах на обогащение.

Применение гравитационно-флотационной технологии наиболее эффективно при обогащении крупновкрапленных флюоритовых руд. Комбинированные схемы предусматривают получение крупнокусковых флюоритовых концентратов металлургических сортов или выведение значительной части порообразующих минералов из процесса переработки

флюоритовых руд на ранних стадиях обогащения гравитационными методами, в качестве которых на обогатительных фабриках применяют отсадку и обогащение в тяжелых суспензиях. Последующую доводку черновых флюоритовых концентратов, а также обогащение руд в тех случаях, когда гравитационные методы использовали для предконцентрации минеральной массы, осуществляют методом флотации.

Флотационные технологические схемы применяют при обогащении тонковкрапленных карбонатсодержащих флюоритовых руд и руд со сложным взаимопрорастанием минералов, т. е. в тех случаях, когда использование гравитационных методов недостаточно эффективно.

Схемы флотационного обогащения флюоритовых руд в общем случае сравнительно просты: обычно они предусматривают основную, контрольную и несколько перечистных операций (рис. 9.1).

Если порода представлена силикатными минералами, высокое извлечение флюорита достигается небольшими нагрузками (0,2—0,3 кг/т) оксигидрильного собирателя и жидкого стекла.

Для повышения селективности флотации флюорита из карбонатных руд депрессия кальцита осуществляется обычно в сильнощелочной среде, создаваемой едким натром (0,4—0,6 кг/т), последовательной нагрузкой жидкого стекла с модулем 2,6—2,8 (0,45—0,6 кг/т) и соли алюминия (0,6—0,8 кг/т). Дополнительная нагрузка декстрина (0,6 кг/т), лигнин-сульфоната или других подобных им органических реагентов усиливает депрессию кальцита и активизирует флотацию флюорита. Селективность флотации может быть повышена подогревом пульпы до 40—50 °С и некоторым усложнением схемы за счет введения дополнительных перечисток или выделения промпродуктов для переработки в отдельном цикле.

Наибольшие трудности возникают при флотации барит-флюоритовых руд. В этом случае возможна как схема прямой селективной флотации барита и флюорита, так и схема с предварительной коллективной флотацией обоих минералов и дальнейшим выделением в пенный продукт флюорита.

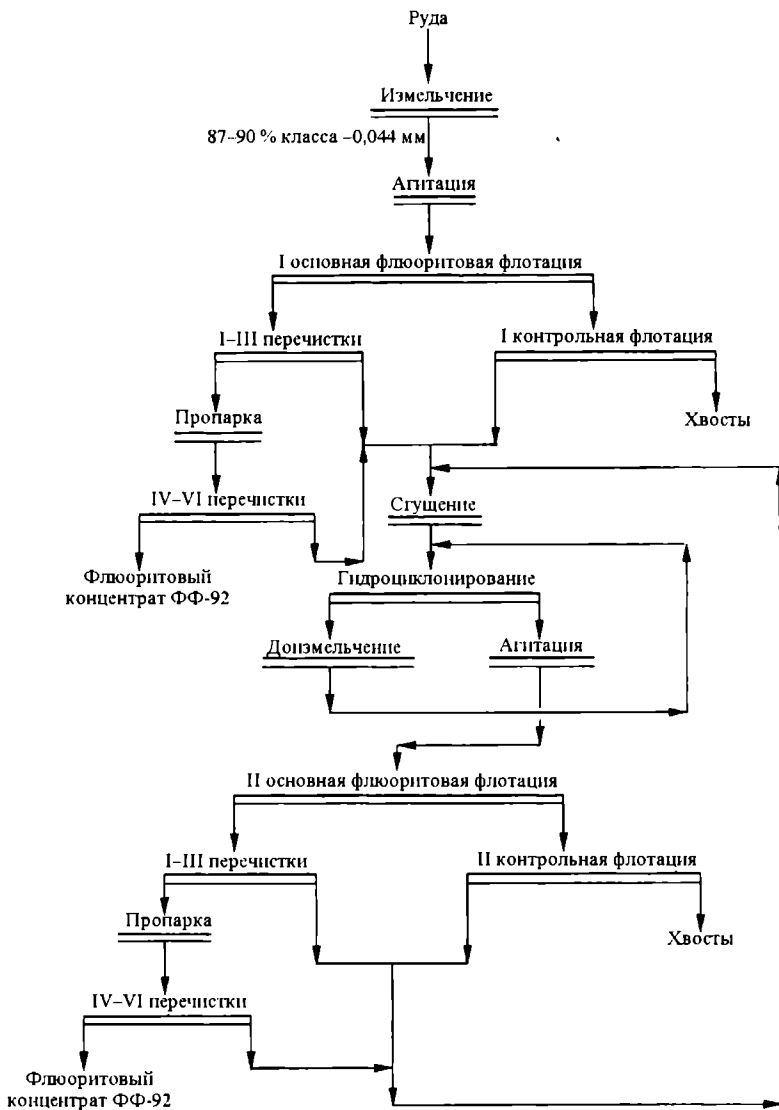


Рис. 9.1. Технологическая схема обогащения флюоритовых руд на Ярославской обогатительной фабрике

Варианты схем селективной флотации изображены на рис. 9.2. По первому из них (рис. 9.2, а) вначале флотируют барит небольшими загрузками алкилсульфата (менее 0,4 кг/т), а затем флюорит олеиновой кислотой (0,2 кг/т) в присутствии жидкого стекла (0,8—1 кг/т).

По второму варианту схемы (рис. 9.2, б) сначала флотируют флюорит при депрессии барита хромпиком и органическими реагентами (крахмалом и декстрином), а затем барит при депрессии минералов пустой породы лимонной кислотой.

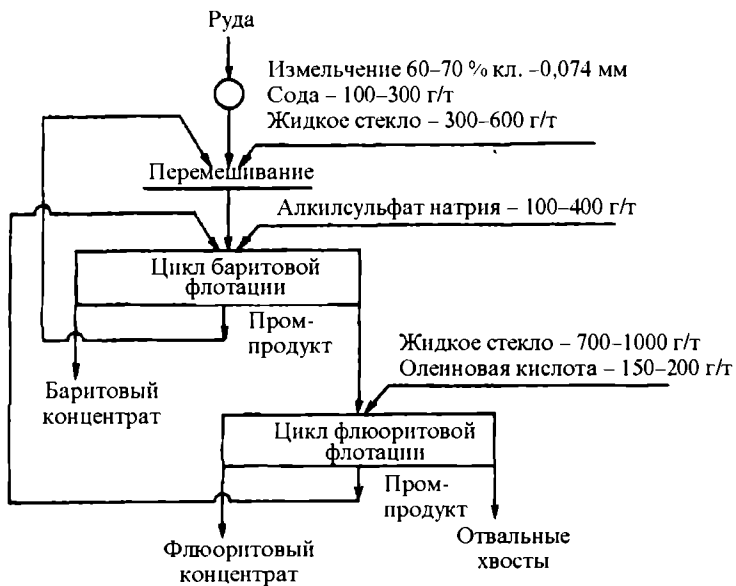
Разделение коллективного барит-флюоритового концентрата осуществляется путем депрессии барита таннином и солью двухвалентного железа, декстрином и бихроматом калия, КМЦ и серно-кислым алюминием, лигносульфанолом, декстрином или крахмалом. Селективность разделения иногда может быть улучшена использованием слабокислой среды (рН 4,6—4,8) и подогревом пульпы до 40—45 °С. Флотационные флюоритовые концентраты содержат 92—98 % CaF_2 и используются для получения плавиковой кислоты и фтористых солей. Вредные примеси в них — кремнезем (не более 1,5—3 %) и кальцит (не более 2—3 %). Извлечение флюорита в концентрат в зависимости от состава руд колеблется от 78 до 91 %. Вместе с флюоритом переходят в концентрат связанные с ним редкие земли.

9.3. Магнетитовые руды

Магнетит (MgCO_3) является основным источником получения магниевых соединений. Брусит ($\text{Mg}(\text{OH})_2$) и гидромагнетит ($3\text{MgCO}_3 \cdot \text{Mg}(\text{OH})_2 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$), находящиеся в ассоциации с магнетитом, имеют второстепенное значение.

Конечным продуктом переработки магнетитовых руд и получаемых концентратов является обожженная магнезия, содержащая от 92 до 98 % MgO . Она используется для получения специальных цементов, удобрений в бумажной и сахарной промышленности, для осаждения урана и адсорбции SO_2 из газов.

а



б

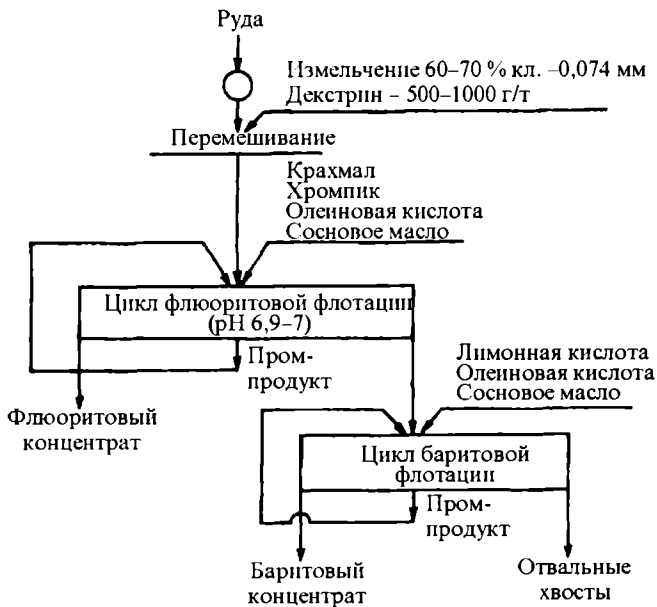


Рис. 9.2. Принципиальные схемы селективной флотации барит-флюоритовых руд

Магнетит в рудах находится в виде жил и отдельных зон в ферромагнезиальных породах или тел замещения в известняках и доломитах. Основными загрязняющими примесями являются кальций, силикаты и железо в виде кварца, кальцита, серпентинита, халцедона, доломита и лимонита.

Основные методы обогащения магнетитового сырья — разделение в тяжелых суспензиях и флотация.

В процессе разделения в тяжелых суспензиях магнетит получают в виде тяжелой фракции, а минералы породы удаляются с легкой фракцией.

При флотации сначала удаляют силикатные минералы с катионным собирателем, а затем флотируют магнетит с oleиновой кислотой (или другим оксигидрильным собирателем) и жидким стеклом или гексаметафосфатом, оставляя другие минералы в камерном продукте. При наличии талька в руде он удаляется путем флотации с одним пенообразователем.

В качестве примера на рис. 9.3 приведена гравитационно-флотационная схема обогащения магнетитовых руд на обогатительной фабрике «Кошице».

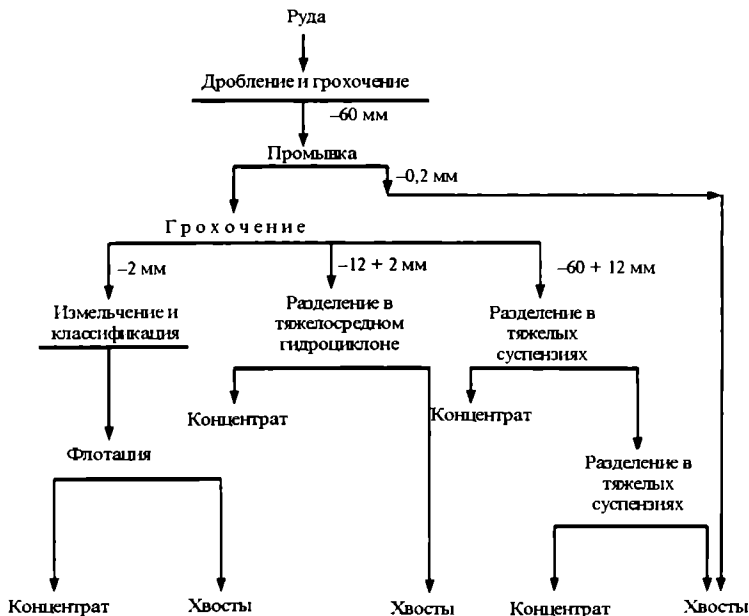


Рис. 9.3. Технологическая схема обогащения магнетитовых руд на обогатительной фабрике «Кошице»

9.4. Кварцевые породы и пески

Кварцевые породы, применяемые в строительстве, литейном и огнеупорном производстве, обычно дробят, промывают и разделяют на классы крупности.

Обогащению для снижения содержания вредных примесей подвергается лишь часть сырья для стекольной промышленности по типовой схеме, включающей промывку, механическую оттирку и флотацию в нейтральной среде анионным собирателем.

По этой схеме работает, например, обогатительная фабрика Раменского ГОКа (рис. 9.4). Технологическая схема фабрики включает в себя дезинтеграцию, оттирку, обесшламивание, флотацию, обезвоживание, фильтрование и сушку.

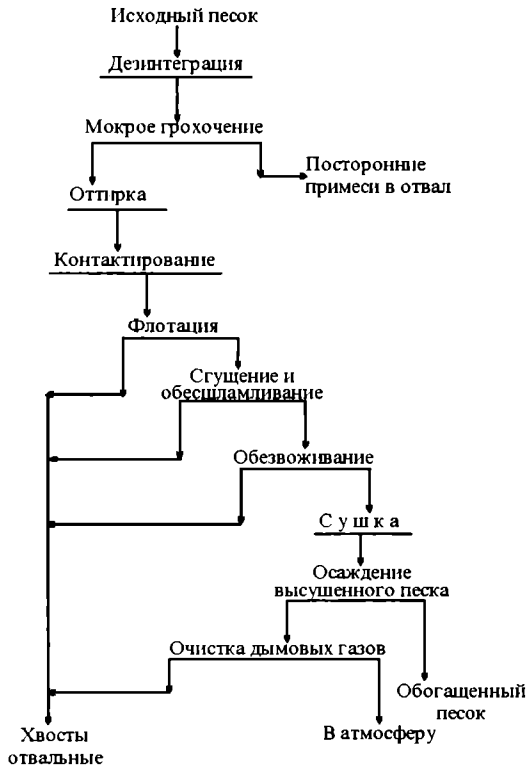


Рис. 9.4. Технологическая схема обогатительной фабрики Раменского ГОКа

Для получения особо чистого сырья проводится более глубокое обогащение с целью более полного удаления загрязняющих примесей. Материал подвергается в этом случае интенсивной оттирке при высокой плотности пульпы и больших затратах энергии. Оттирка может осуществляться в присутствии реагентов, серной кислоты или гидроксида натрия для удаления оксидов железа, глины и органических веществ.

Стекольные пески должны содержать менее 0,03 % железа и железосодержащих минералов, включая пирит, ильменит, хромит, слюды и т. д. Для удаления таких минералов может использоваться флотация (после оттирки) в кислой среде (рН 2,5), создаваемой серной кислотой. Пирит флотируют с ксантогенатом, аполярным маслом и пенообразователем, темноцветные минералы — смесью алкилсульфатов.

Загрязняющие примеси могут быть удалены также с помощью высокоградиентной магнитной сепарации сухого материала.

9.5. Полевошпатовое сырье

Полевые шпаты представляют собой главным образом изоморфные смеси $KAlSi_3O_8$, $NaAlSi_3O_8$ и $CaAl_2Si_2O_8$, имеющие одинаковую кристаллическую структуру и весьма близкие химико-физические свойства.

Сырьем для производства полевошпатовых концентратов служат пегматитовые руды, а также граниты, кварцевые порфиры, дезинтегрированные полевошпатовые породы, нефелиновые сиениты и т. д.

Технология обогащения полевошпатового сырья включает обычно измельчение и удаление железосодержащих примесей магнитной сепарацией или всех примесей комбинацией процессов флотации и магнитной сепарации. Полученный полевошпатовый концентрат подвергается измельчению в галечной мельнице и пневматической классификации (рис. 9.5). Перед сушкой концентрат может быть подвергнут оттирке от загрязняющих примесей в щелочном растворе.

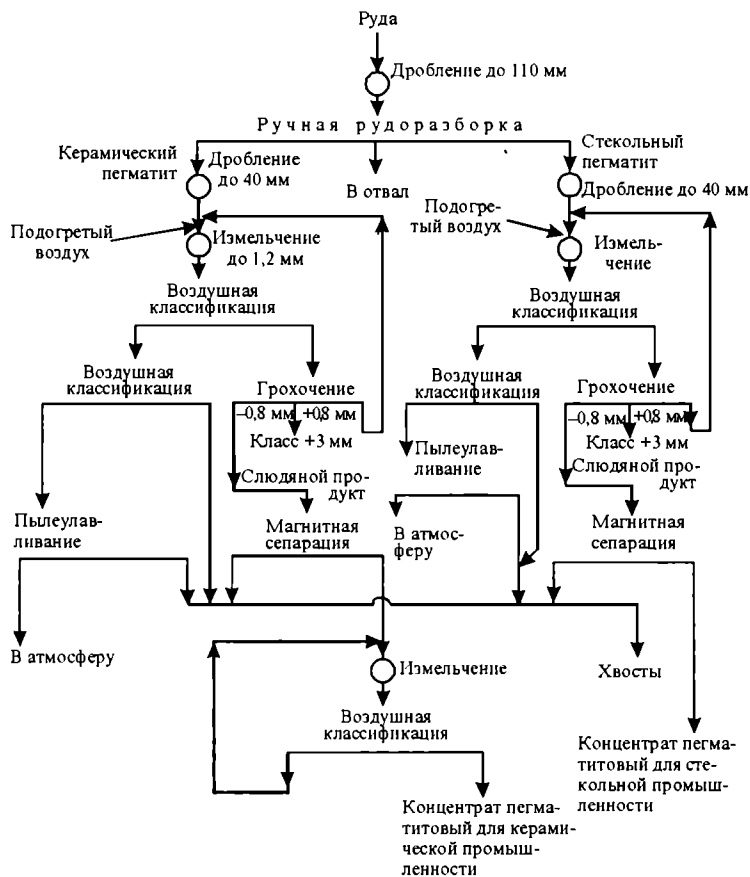


Рис. 9.5. Технологическая схема обогащения полевошпатового сырья на Чупинской обогатительной фабрике

Отделение калиевых разновидностей полевых шпатов (микроклина) от натриевых (плагиоклазов) осуществляется рудосортировкой (см. рис. 9.5), электрической сепарацией (после подогрева) или флотацией.

При получении полевошпатовых концентратов из пегматитов, полевошпатовых песков из гранитов, основными минералами которых являются полевые шпаты и кварц, решаются следующие основные задачи.

I. Удаление минеральных примесей, из которых наиболее часто встречаются биотит, мусковит, серицит, ильменит, оксиды железа и некоторые другие минералы. Их удаление обычно осуществляют в режиме коллективной флотации в слабощелочной (рН 8,5—9,2) или нейтральной среде при использовании в качестве собирателя смеси реагентов разных классов. Основа реагентной смеси — жирные кислоты с добавкой алкилсульфоната; при повышенном содержании в руде слюды добавляют амин, при наличии сульфидов — сульфгидрильный собиратель. С целью повышения комплексности использования сырья примеси могут быть удалены последовательной флотацией: железосодержащих (темноцветных) минералов и ожелезненных зерен кварца и полевого шпата анионным собирателем или смесью анионного и катионного собирателей (при отношении 8 : 1) в нейтральной, слабощелочной или слабокислой среде; минералов слюды катионным собирателем (0,1—0,2 кг/т) после понижения рН пульпы серной кислотой до 5. Иногда цикл флотации слюды предшествует циклу флотации железосодержащих минералов.

II. Отделение полевых шпатов от кварца. Наиболее селективным является метод флотации полевых шпатов катионным собирателем (0,2—0,3 кг/т) в сильноокислой среде (рН 2—3) после обработки пульпы фтористоводородной кислотой (1—2 кг/т) с целью депрессии кварца и активации флотации полевых шпатов. Дорогую фтористоводородную кислоту можно заменить смесью NaF с серной или соляной кислотой. Кварцевый концентрат, получаемый камерным продуктом, должен содержать по условиям стекольной промышленности 98—99 % кварца и не более 0,05—0,08 % железа.

III. Разделение полевых шпатов. При использовании катионных собирателей полевые шпаты с повышенным содержанием K_2O (ортоклазовые, микроклиновые) избирательно депрессируются KCl, с повышенным содержанием Na_2O (альбитовые) лучше депрессируются NaCl, а с повышенным содержанием CaO (анортитовые) — $CaCl_2$. Обычно депрессируют флотацию той разновидности полевых шпатов, содержание которой в коллективном концентрате является наи-

более высоким. Концентрация депрессирующей соли в цикле селективной флотации должна быть высокой (6—10 г/л) и расход ее при использовании оборотных вод составляет 5—10 кг/т. Расход катионного собирателя не превышает 0,1—0,2 кг/т.

Полевошпатовые концентраты используют в керамической и абразивной промышленности. Содержание $K_2O + Na_2O$ должно быть около 12 %, а содержание CaO не более 2 %. При переработке пегматитов и кварц-полевошпатовых песков извлечение полевых шпатов в концентраты достигает 95—98 %, а при флотации гранита — колеблется в пределах 62—92 %. Наибольшее применение имеют калиевые полевошпатовые концентраты с отношением $K_2O : Na_2O > 2$.

9.6. Слюдосодержащее сырье

Сырьем для производства слюды являются пегматитовые руды, содержащие слюдистые минералы — мусковит, флогопит, биотит.

Извлечение слюды из руд осуществляется с применением рудоразборки, сортировки по крупности с последующей рудоразборкой и разделением по форме.

Рудоразборка осуществляется на плоских ленточных конвейерах, имеющих скорость не выше 0,8 м/мин. Она может быть заменена механизированными устройствами или радиометрическими сепараторами, при которых крупность исходной руды не должна превышать 300—400 мм.

Сортировка по крупности с последующей рудоразборкой включает предварительное грохочение на колосниковых грохотах с выделением не содержащего слюды негабарита. Для выделения мелочи и сортировки руды по классам применяют одно- и многодечные вибрационные грохоты.

Размер отверстий сит на верхнем грохоте обычно 60×60, 50×50 или 25×25 мм, на нижнем — 20×20 или 8×8 мм. Верхнее сито может быть щелевым, нижнее — плетёным.

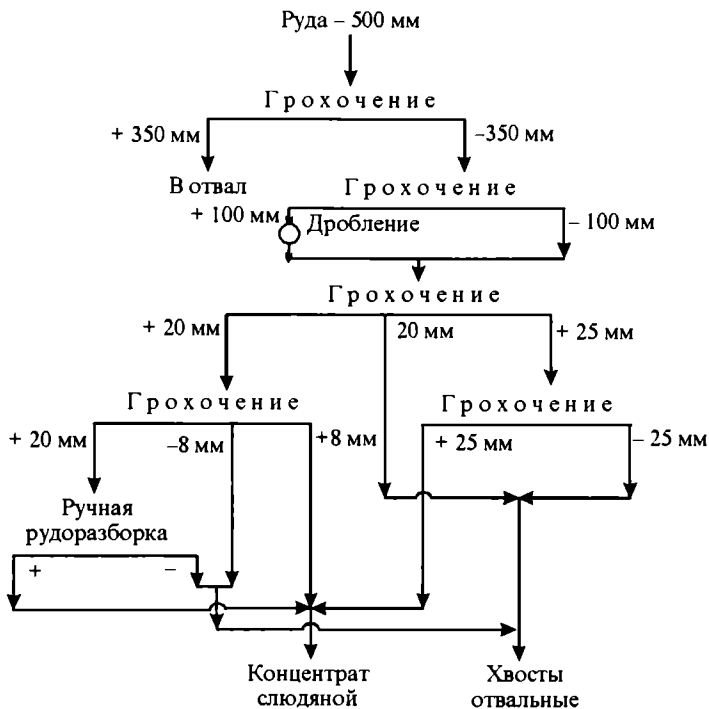


Рис. 9.6. Технологическая схема обогащения по крупности с последующей рудоразборкой (на установках Мамского рудоуправления)

В качестве примера на рис. 9.6 приведена технологическая схема обогащения по крупности с последующей рудоразборкой.

Обогащение по форме осуществляется в России на ленточном сепараторе. Он работает в комплексе с грохотами для отделения негабарита, фракции -20 мм и разделения рудной массы на фракции.

Извлечение слюды в концентрат составляет 97—98 %.

Слюда получаемых концентратов используется для производства электронных и электрических деталей, а также при производстве кровельных материалов, резины, пластиков, безвредной обмазки электродов и других материалов.

9.7. Асбестосодержащие руды

9.7.1. Минералы и руды асбеста

Асбестом называют минералы, способные расщепляться на тонкие, гибкие и прочные волокна. По химическому составу они представляют водные силикаты магния, железа и частично кальция и натрия.

Асбест широко применяют в промышленности в самых разнообразных областях. Характер и область применения асбеста определяются длиной волокна, его механическими свойствами, химическим составом и прядильными качествами.

Наиболее важное значение имеет применение асбеста в производстве асбестовых текстильных и асбестоцементных материалов и изделий.

Различают асбестовые минералы группы серпентина (хризотил-асбест) и группы амфибола. Главное значение в промышленности имеет хризотил-асбест, на долю которого приходится более 95 % мировой продукции асбеста.

Хризотил-асбест представляет собой водный магнезиальный силикат теоретического состава $\text{H}_4\text{Mg}_3\text{Si}_2\text{O}_9$. Плотность его колеблется в пределах 2340—2600 кг/м³, твердость вдоль волокна равна 2, а поперек — 2,5. Он является плохим проводником тепла, электрического тока и звука и обладает адсорбционной активностью.

Все месторождения хризотил-асбеста неизменно связаны с серпентинитами.

Хризотил-асбест обычно залегает во вмещающих породах в виде жил и прожилков. В зависимости от залегания различают несколько типов жил: простые отороченные жилы; сложные отороченные жилы; жилы сетчатого асбеста; мелкопрожилковый тип; одиночные жилы; расплюснутые массы продольно-волокнистого асбеста.

В России промышленные месторождения хризотил-асбеста имеются на Урале, в Сибири, на Кавказе и в других районах страны; месторождения амфибол-асбеста — на Урале.

В зависимости от расположения волокон асбеста по отношению к стенкам жил различают поперечно-волокнистый, продольно-волокнистый и путано-волокнистый асбест.

Асбест добывают на большинстве месторождений открытым способом. На участках, содержащих высокосортный асбест, при добыче широко применяют ручную отбойку и ручную сортировку руды, что связано с сохранением максимальной длины высокосортного асбеста и уменьшением его потерь. При этом получают несколько сортов руды, отличающихся длиной волокна и содержанием асбеста, и пустую породу, направляемую в отвал.

Разработка участков, не содержащих высокосортного асбеста, полностью механизирована, и вся добытая руда без предварительного обогащения в забое поступает на обогатительную фабрику. Дальнейшая переработка руд ручной добычи и необогащенных осуществляется отдельно.

Высокосортные руды селективной добычи разделяются на следующие сорта: кусковой асбест (крюд) с длиной волокна 18—12 мм, содержащий не более 10 % иголок (толще 2 мм) и распушённого волокна; отборная руда с содержанием волокна крупнее 12,7 мм не менее 4 % и распушённого волокна не более 3 %; отбойная руда с содержанием волокна длиннее 4,8 мм не менее 10 %.

Рядовые руды, добываемые механизированным путем, разделяют на два сорта: необогащенная руда с содержанием асбеста не менее 2 % и влажностью не более 6 %; просевная руда с содержанием асбеста не менее 2 % и волокна крупнее 4,8 мм не менее 5 % и влажностью не более 5 %.

9.7.2. Схемы и режимы обогащения асбестовых руд

Обогащение асбестовых руд состоит из следующих основных процессов: дробление руды, отделение свободного волокна от породы, очистка концентратов и разделение волокна на сорта.

Для сохранения естественной длины волокон высокосортного асбеста и максимального их извлечения широко применяется стадийное дробление с извлечением волокон асбеста по мере их освобождения от связи с включающими породами. В процессе дробления волокна асбеста распушиваются и частично разрушаются. Степень разрушения волокна асбеста в значительной степени зависит от типа применяе-

мых дробильных машин. Установлено, что в дробилках, действующих раздавливанием, разрушение волокон значительно меньше, чем в ударно-действующих дробилках.

Для обогащения асбестовых руд применяют обогащение по трению, воздушную сепарацию и мокрые процессы.

Первый метод основан на разнице в силах трения, возникающих у волокон асбеста и частиц породы при их движении по наклонной плоскости. Для обогащения этим методом руду дробят и подсушивают в сушилках, после чего ее классифицируют на барабанных грохотах на несколько классов с отделением пыли и мелочи. Каждый класс поступает на наклонные плоскости, установленные под углом 40—45°. Материал, поступая на наклонную плоскость, под влиянием силы тяжести движется вниз. Благодаря большому трению, возникающему между волокнами и поверхностью, асбест перемещается с небольшой скоростью и в конце наклонной плоскости падает почти вертикально вниз в отличие от породы, которая перемещается с большой скоростью и, дойдя до конца наклонной плоскости, падает на значительном расстоянии от нее. В результате получают два продукта — концентрат, обогащенный асбестом, и хвосты, содержащие некоторое количество неосвобожденного асбеста. Этот метод применяют в настоящее время в схемах обогащения руд длиноволокнистого асбеста обычно в комбинации с пневматическим обогащением.

Пневматическое обогащение (отсасывание) является наиболее распространенным методом обогащения асбестовых руд. Благодаря большой удельной поверхности волокон асбеста, по сравнению с удельной поверхностью минерала породы, они увлекаются потоком воздуха и отделяются от последних. При этом полнота разделения в значительной степени зависит от влажности руды и количества мелких частиц породы.

При обогащении руд механизированной добычи руду дробят до 25 мм в две-три стадии с предварительным грохочением. Извлечение свободного волокна обычно не производится ввиду незначительного его освобождения. Перед последующим мелким дроблением руду сушат в барабанных или шахтных сушилках для снижения в ней влаги до 1,5—2 %.

Температура сушки не должна быть выше 400 °С во избежание снижения прочности волокна асбеста. Руду после сушки необходимо выдерживать несколько суток на складе для ее остывания. Обработка неостывшей руды может привести к разрушению волокна, так как горячее волокно менее прочно. Мелкое дробление осуществляется в четыре-пять стадий. На первых стадиях мелкого дробления применяют валковые, конусные и молотковые дробилки. На последних стадиях чаще всего используют специальную молотковую дробилку.

После каждой стадии дробления осуществляется извлечение освободившегося волокна асбеста. Для этого руда поступает на качающийся грохот, где освободившиеся волокна располагаются в верхнем слое над рудой. У разгрузочного конца грохота, перпендикулярно движению руды, устанавливается сопло с узкой щелью, соединенное с циклоном, эксгаустером и пылевой камерой. Благодаря вакууму, создаваемому эксгаустером, поток наружного воздуха всасывается соплом, увлекая за собой свободные волокна асбеста, которые затем осаждаются в циклоне. Воздух из циклона, пройдя эксгаустер, поступает в пылевую камеру, где из него оседают короткие волокна асбеста и пыль.

Скорость воздуха в сопле, необходимая для отсасывания волокна, колеблется в зависимости от длины и текстуры асбеста от 12 до 20 м/с. Чем жестче и длиннее волокно, тем больше должна быть скорость потока воздуха.

Получаемые первичные концентраты содержат 25—40 % волокна. Первые три стадии дают основное количество волокна средней длины. Концентраты, полученные на последних стадиях отсасывания, содержат главным образом короткое волокно. Все концентраты подвергают очистке от частиц породы и пыли.

Очистка первичных концентратов от пыли достигается грохочением. Для длинно- и средневолокнистых продуктов хорошая очистка от пыли достигается на барабанных грохотах специальной конструкции. Коротковолокнистые продукты хорошо обеспыливаются на вибрационных грохотах. Очищенное волокно разделяется на сорта по крупности на барабанных грохотах.

На рис. 9.7 приведена типичная схема обогащения рядовых руд хризотил-асбеста.

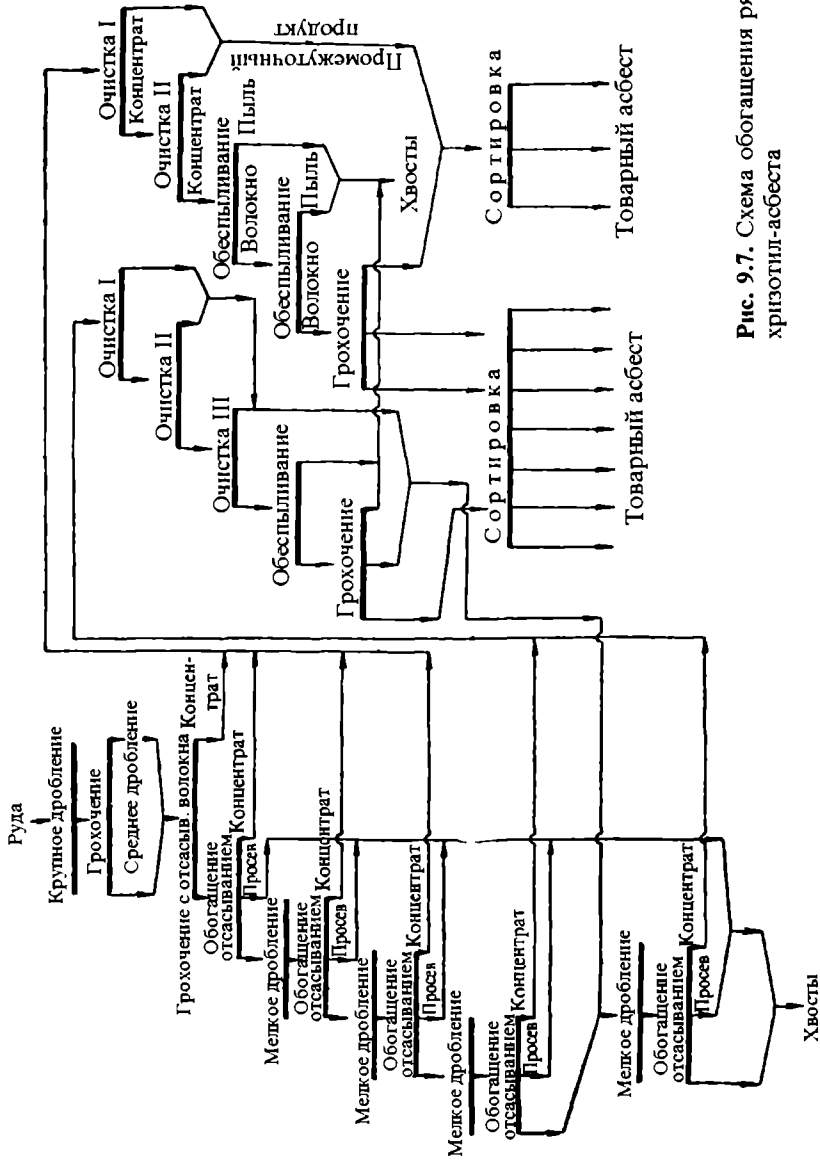


Рис. 9.7. Схема обогащения рядовых руд хризотил-асбеста

Обогащение высокосортных руд ручной добычи принципиально не отличается от обогащения руд механизированной добычи, за исключением сорта крюд, обогащение которого заключается в ручной отбойке от кускового асбеста породы, проверке длины волокна и отсутствии просечек.

При обогащении высокосортных асбестовых руд применяют комбинированные схемы, в которых сочетаются методы обогащения отсасыванием и по трению. При этом возможны две принципиальные схемы. По одной из них руда подвергается трем-четырем стадиям дробления, классификации и обогащению отдельных классов на наклонных плоскостях. После этого проводятся еще две-три стадии дробления и обогащения руды отсасыванием.

По второй схеме получение первичных концентратов после всех стадий дробления осуществляется отсасыванием, а очистку концентрата первых стадий обогащения после классификации проводят на наклонных плоскостях.

На рис. 9.8. приведена схема обогащения высокосортных руд хризотил-асбеста.

Выход хвостов при обогащении асбестовых руд составляет около 95 %. Основная масса их представлена серпентинитами различной крупности. Классы крупнее 3 мм используются в качестве балласта для железных дорог. Более мелкий материал используется как посыпочный материал при производстве рубероида и толя. Серпентинитовые хвосты могут быть использованы также как сырье для производства огнеупоров и в молотом виде для удобрения почвы.

Сортовой асбест по текстуре (по степени распушенности) разделяют на четыре группы; по длине волокна — на восемь сортов, каждый из которых включает несколько марок.

9.8. Талькосодержащее сырье

Исходным сырьем для получения тальковых концентратов являются тальковые породы (например, талькомагнезитовый камень), содержащие серпентин, хлорит, магнезит, доломит и 45—75 % талька $Mg_3(OH)_2[Si_4O_{10}]$.

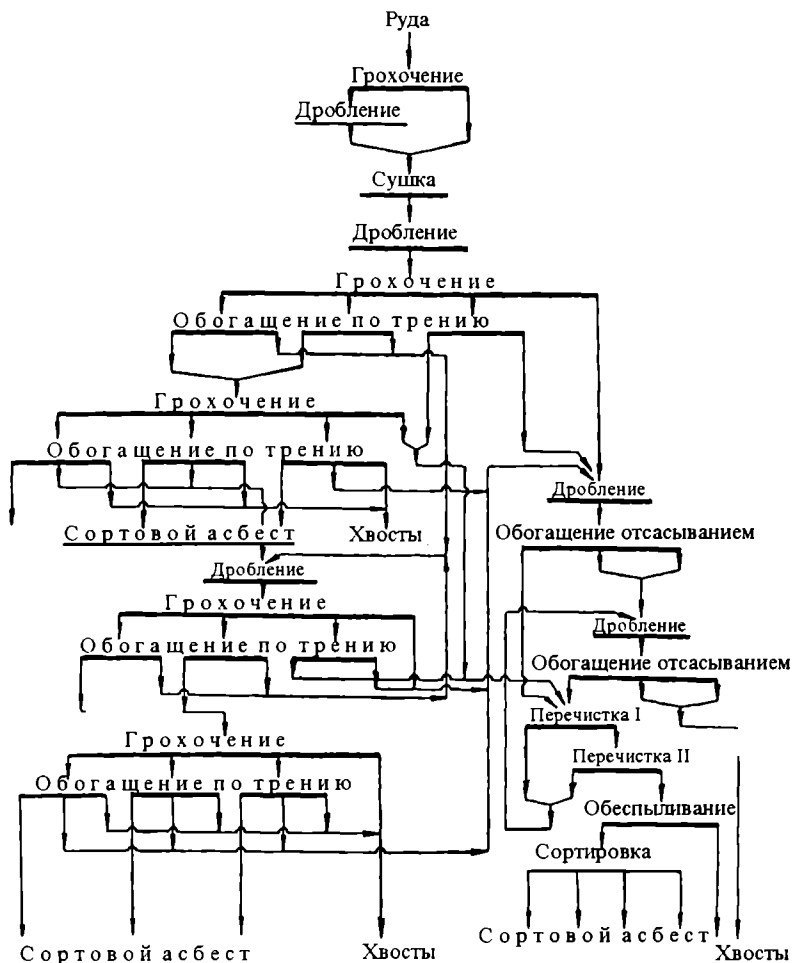


Рис. 9.8. Схема обогащения высокосортных руд хризотил-асбеста

В России разрабатываются месторождения талька в Иркутской (Онотское), Челябинской (Сыростайское), Свердловской (Шабровское) областях и других регионах.

Качество получаемых концентратов определяется чистотой, оцениваемой содержанием нерастворимого остатка, белизной, крупностью и содержанием железа, придающего тальку желтоватый цвет.

В зависимости от качества тальковые концентраты используют как наполнитель при производстве бумаги, резины или электроизоляционных материалов.

Необходимая крупность измельчения при обогащении составляет около 0,15 мм. Технологические показатели несколько улучшаются при стадийном обогащении. Основными методами обогащения являются флотация и магнитная сепарация. Иногда используется также концентрация на столах.

В качестве собирателя при флотации используют обычно керосин (до 200 г/т), пенообразователя — сосновое масло (до 100 г/т). Наиболее гидрофобные образцы чешуйчатого талька могут флотироваться одним пенообразователем в кислой среде, создаваемой серной кислотой. Волокнистые модификации талька и плотные разновидности требуют обязательного применения собирателя. Трудно флотируется так называемый окисленный тальк, поверхность которого загрязнена оксидами железа. Применение небольших количеств серной кислоты для снижения рН пульпы до 6—6,5 улучшает селективность флотации талька.

Схемы флотации состоят из операций основной, контрольной флотации и двух-трех перечисток концентрата, обеспечивая содержание в нем 88—89 % нерастворимого остатка при извлечении 82—83 % талька. Хвосты тальковой флотации могут послужить сырьем для получения из них путем жирно-кислотной флотации кондиционных магнезитовых концентратов.

В качестве примера на рис. 9.9 приведена технологическая схема Шабровской флотационной фабрики. Она включает измельчение руды до класса –0,15 мм, основную флотацию и две перечистки концентрата.

Хвосты основной флотации и перечисток после доизмельчения в шаровой мельнице до крупности 94 % класса –0,15 мм подвергают второй основной флотации для доизвлечения талька. Флотационные концентраты подвергают доводке на магнитных сепараторах с ворсистой лентой. При этом содержание оксидов железа, растворимых в HCl, в пересчете на Fe₂O₃ снижается до 0,4—0,7 %. Тальк после обезвоживания в центрифугах периодического действия и сушки до 1 % влаги измельчается в роликомаятниковых мельницах. Крупность готовой продукции: 2 % класса –90 мкм для резинового сорта и 2 % класса –150 мкм для керамического сорта.

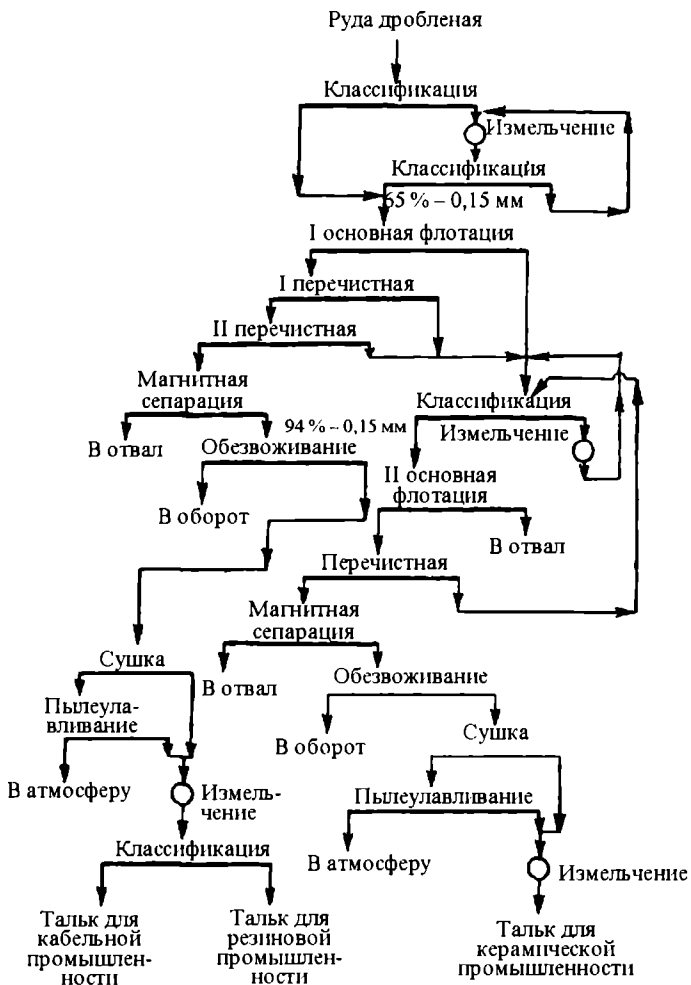


Рис. 9.9. Технологическая схема обогащения на Шабровской фабрике

Для производства микроталька из руды Онотского месторождения руда дробится, измельчается в роликомаятниковой мельнице, осаждается в циклоне и классифицируется на пневмоклассификаторах на тальк марки ТКВ и микротальк с содержанием частиц размером -5 мкм не менее 40 % (-10 мкм не менее 70 %) (рис. 9.10).



Рис. 9.10. Технологическая схема производства микрографитка

9.9. Графитсодержащие руды

9.9.1. Свойства и применение графита, характеристика руд

Графит обладает металлическим блеском, отличается совершенно исключительной непрозрачностью, превосходя в этом отношении все известные тела. Плотность его 2230 кг/м^3 . Он упруг, диамагнитен, хорошо проницаем для рентгеновских лучей, обладает высокой теплопроводностью, электропроводностью и огнеупорностью.

Графит химически инертен. Он не растворяется ни в органических, ни в неорганических растворителях. В расплавленных металлах графит растворяется с образованием карби-

дов. Из карбидов металлов наиболее важными являются карбиды вольфрама, титана, железа, кальция и бора.

Весьма ценные технические свойства графита обусловили широкое применение его в разных отраслях промышленности: металлургической, электрохимической, химической и т. д.

Графитовые руды в зависимости от крупности кристаллизации графита делятся на чешуйчатые (с размером чешуек более 0,2 мм), плотнокристаллические (менее 0,1 мм) и скрытокристаллические (менее 0,001 мм).

Наиболее ценны руды, содержащие чешуйчатый графит. Месторождения таких руд (Украина, Урал, Дальний Восток) разрабатывают даже при содержании графита 5—6 %, а в случае больших запасов — и при более низком.

Для руд с плотнокристаллическим графитом (например, в Восточной Сибири) характерно более высокое содержание, достигающее 60—70 % и выше.

Руды, содержащие скрытокристаллический графит (например, на Туруханских месторождениях), менее ценны и разрабатываются при высоком содержании графита, обычно не меньше 70—80 %.

По своим свойствам графитовые руды различных месторождений, даже в тех случаях, когда они принадлежат к одному и тому же из приведенных типов, значительно различаются. Различие в свойствах зависит от крупности кристаллов графита и присутствия других структурных разновидностей графита.

9.9.2. Методы и схемы обогащения графитовых руд

Возможность применения тех или иных методов обогащения при переработке графитовых руд определяется структурой графита, характером вмещающих пород и вредных примесей, назначением продукта.

Для некоторых достаточно богатых руд применение ручной сортировки дает возможность получить продукт необходимого качества. Ручная и радиометрическая сортировки являются основными методами обогащения скрытокристаллических руд, для которых другие способы обогащения малоэффективны. Наряду с ручной сортировкой при обогащении скрытокристаллических руд применяется избирательное из-

мельчение, основанное на различной измельчаемости графита и пустой породы.

Применение флотации дает возможность обогащать весьма бедные графитовые руды с содержанием 3—5% графита.

Флотуемость графита зависит от крупности его кристаллов, характера примесей и степени окисления поверхности. Флотацию его проводят обычно с керосином и пенообразователем (сосновым маслом, Т-80 и др.) в щелочной (рН 8—10) или кислой (рН 4—5) среде, создаваемой содой, известью или серной кислотой. Для депрессии минералов пород, особенно карбонатных, применяют жидкое стекло; для депрессии флотации слюды (при наличии ее в руде) — фтористый натрий. Чешуйчатая форма графита, относительно небольшая его плотность и естественная гидрофобность позволяют флотировать крупные частицы.

Легче всего обогащаются чешуйчатые руды, гораздо труднее — плотно- и скрытокристаллические. Более медленная флотация зерен скрытокристаллического графита, помимо большей гидрофильности их поверхности (по сравнению с крупными чешуйками), часто бывает обусловлена также присутствием в скрытокристаллических рудах органических веществ, оказывающих депрессирующее действие на флотацию графита.

К схемам флотационного обогащения графитовых руд предъявляют три основных требования: минимальные расходы на измельчение, максимальный выход крупночешуйчатого графитового концентрата и низкая зольность концентратов. С целью сокращения расходов на измельчение основную массу отвальных хвостов выделяют уже в операциях основной («рудной») флотации после грубого измельчения (до 45—55% класса $-0,074$ мм), поскольку для графитовых руд характерна агрегатная вкрапленность. До конечной крупности измельчается только концентрат. Чтобы увеличить выход более дорогого и дефицитного крупнозернистого графитового концентрата ($+0,2$ мм), используют многостадийные схемы с удалением породы по мере ее высвобождения из сростков с графитом. Для снижения содержания золы в концентратах их много раз подвергают перечистке, основанной на хорошей флотуемости графитовых частиц. Обычно черновой концентрат перечищают шесть-восемь раз и доизмельчают два-четыре раза (рис. 9.11).

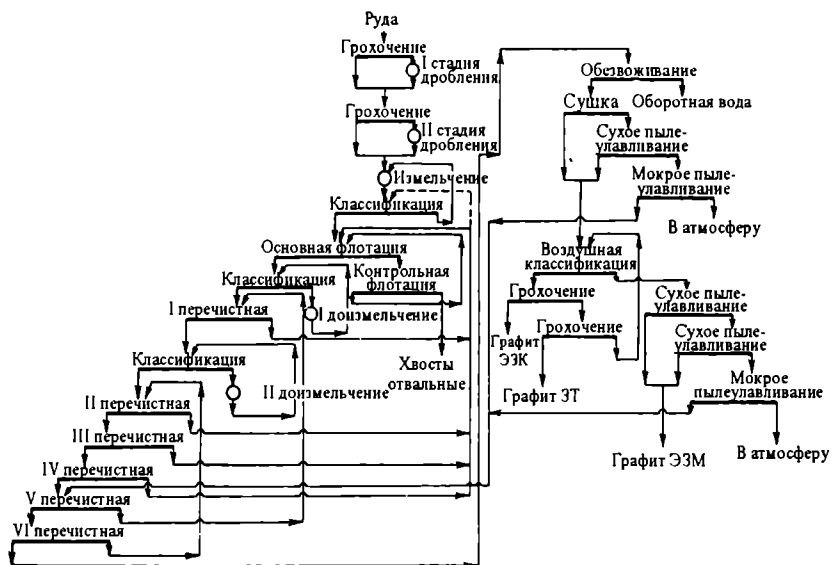


Рис. 9.11. Технологическая схема обогащения графитовых руд на фабрике Завальевского комбината

Готовый концентрат, содержащий 93—95 % углерода с его извлечением более 90 %, сушат и классифицируют на отдельные сорта по крупности. Отходы флотации используют обычно как низкосортный литейный графит.

Избирательное измельчение чаще всего применяется для обогащения скрытокристаллических руд. Оно основано на более трудной измельчаемости графита по сравнению с большинством сопутствующих ему минералов. Последующая классификация измельченной руды при помощи барабанных грохотов или воздушных сепараторов позволяет получить несколько фракций, отличающихся содержанием графита. Для избирательного измельчения применяют молотковые дробилки, дисковые и центробежные мельницы.

Избирательное измельчение дает низкие показатели обогащения и поэтому используется только для небольшого попутного повышения содержания графита при измельчении богатых руд.

Для обогащения графитовых руд могут быть применены также химические и термические методы.

При химическом обогащении используется химическая инертность графита при невысоких температурах. Руду подвергают кислотной обработке, при которой пустая порода растворяется. Для растворения углекислых минералов применяют слабые растворы серной и соляной кислот. Пирит и магнетит удаляют крепкими растворами тех же кислот с добавкой хромпика или азотной кислоты. Дороговизна и малая эффективность химического обогащения, а также вредные условия труда ограничивают применение этого метода только для повышения качества концентратов (рафинирования), полученных обычными методами обогащения.

Термическое обогащение заключается в нагревании измельченного графита до 2200—2500 °С в электрической печи. При этом золообразующие примеси испаряются, а графит перекристаллизовывается, в результате чего укрупняются кристаллы и улучшается качество графита. Этот метод применяется для получения графита весьма высокой чистоты с содержанием золы 1—6,1 % (термическое рафинирование). К рудам и концентратам термическое обогащение применяется редко. Чаще этот процесс служит для получения искусственного графита из угля.

Помимо естественного графита, обогащают также доменный графит. Доменный графит выкристаллизовывается в виде чешуек из расплавленного литейного чугуна по мере его остывания во время разлива. Он всплывает на поверхность чугуна в ковше в виде пленки, куда проникают также капли металла. После разлива чугуна графитсодержащий скрап, состоящий из графита, застывших капель металла и шлака, поступает на дробление, грохочение, воздушную и гидравлическую классификацию, магнитную сепарацию, в результате которых получают грубый графитовый концентрат, который затем доводят с применением флотации. Доменный графит по своему качеству не уступает натуральному и находит применение в различных отраслях промышленности.

9.10. Вермикулитовые руды

К вермикулитам относят группу слоистых магнезиально-алюминиевых и магнезиально-железистых алюмосиликатов, имеющих в своей кристаллической структуре слой молекул

На Ковдорской обогатительной фабрике руда после дробления поступает на грохочение. Надрешетный продукт +13 мм направляют на промывку, затем на ленточный сепаратор, где выделяются вермикулит — готовый продукт, порода и промпродукт. Промпродукт ленточного сепаратора после дробления объединяется с подрешетным продуктом крупностью 13—0 мм и направляется на грохочение на классы -13 + 3 и -3 + 0 мм. Класс -3 + 0 мм обесшламливается. Классы -13 + 3 и -3 + 0,5 мм поступают отдельно на отсадку. Концентраты отсадочных машин направляют на обезвоживание, сушку и классификацию на товарные сорта, направляемые на обжиг в течение 4—8 с.

Насыпная плотность вермикулита после обжига: для класса +3 мм — от 70 до 130 кг/м³; для класса -3 + 1 мм — от 100 до 170 кг/м³; для класса -1 + 0,5 мм — от 140 до 200 кг/м³.

9.11. Волластонитсодержащее сырье

Волластонит является метасиликатом кальция CaSiO_3 , имеет белый цвет и плотность 2800—2900 кг/м³, используется главным образом в качестве наполнителя красок, изразцов и кафельных плиток.

При обогащении волластонитсодержащего сырья используются технологические схемы с применением одного или комбинации следующих методов обогащения:

- удаление магнитных минералов с помощью мокрой или сухой магнитной сепарации (как, например, на фабрике «Интерплейс» в США);
- удаление кальцита анионной флотацией;
- удаление кварца и силикатов катионной флотацией (как, например, на фабрике «Лаппинранта» в Финляндии).

Волластонитовые руды месторождения «Койташ» (Узбекистан) содержат около 50 % волластонита, 25 % кальцита и в небольших количествах идохризит, полевошпат, диопсид, кварц, пироксен, слюду и другие минералы. По технологической схеме после мокрого измельчения пироксен и идохризит отделяются магнитной сепарацией. Кальцит флотируют из

немагнитной фракции после загрузки едкого натра, жидкого стекла, сульфатного мыла и соснового масла. Кварц и полевой шпат флотируют из камерного, используя в качестве собирателя сложные амины. В хвостах флотации получают высококачественный волластонитовый концентрат.

Волластонитовый концентрат перед отправкой потребителю подвергается сухому измельчению до необходимой крупности в мельницах с керамической футеровкой или в мельницах истирающего действия.

9.12. Гипсодержащее сырье

Основным источником гипса ($\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) являются осадочные месторождения, где он ассоциирован с известняком, доломитом, сланцами и глиной. Наряду с использованием в медицине, гипс применяют в строительной и цементной промышленности, для кондиционирования почв, при изготовлении стекла и керамики.

При переработке богатых руд, содержащих 85—95 % гипса, используют обычно простое дробление и грохочение с удалением мелочи, представленной в основном глиной и сланцами.

Остальные руды требуют применения методов обогащения для удаления из них известняка, доломита, сланцев, глины и других загрязняющих примесей.

При использовании процесса разделения в тяжелых суспензиях гипс получают в виде легкой фракции, при флотации — пенным или камерным продуктом, при магнитной сепарации — в виде немагнитной фракции.

На фабрике фирмы «Бритиш Гипсумз Фаулд Воркс» для получения высокосортного гипса для фармацевтической, пищевой и клеевой промышленности, отличающегося чистотой и безлизной, используется фотометрическая сепарация.

Схема фабрики (рис. 9.13) предусматривает перечистку полученного концентрата. Хвосты сортировки додрабливают и возвращают в голову процесса. Классы $-20+6$ мм перерабатываются в две стадии. Выход класса -6 мм мал для экономического разделения на сепараторах, вследствие чего этот класс подвергается грохочению. Класс $-14 + 52$ меш подсу-

шивается для отправки на электростатическую сепарацию, класс +14 меш дробится в валковой дробилке и возвращается в голову процесса. Класс -52 меш направляется на другой завод для получения гипса 2-го сорта. Готовый концентрат сортировки измельчается в шаровой мельнице, работающей в замкнутом цикле с грохотом. На грохоте выделяется класс — 100 меш, являющийся готовым продуктом.

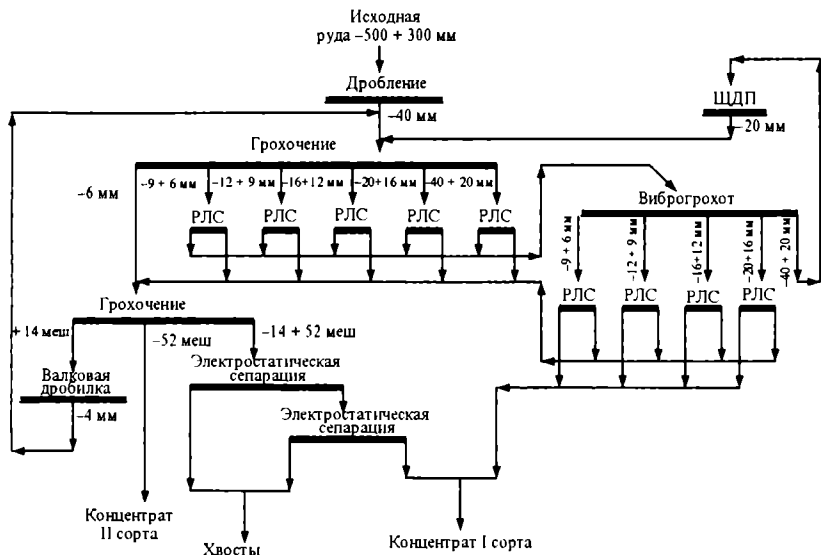


Рис. 9.13. Принципиальная технологическая схема обогащения на фабрике фирмы «Бритиш Гипсумз Фаулд Воркс»

9.13. Каолинсодержащее сырье (глины)

К основным минералам глин относятся каолинит, галлуазит, иллит и монтмориллонит, имеющие размеры частиц менее 4 мкм. Основная масса их используется при производстве бумаги, и конечный продукт обогащения должен состоять из тонких частиц, обладать химической устойчивостью, белизной и неабразивностью.

Принципиальная технологическая схема обогащения каолинитовых руд приведена на рис. 9.14.

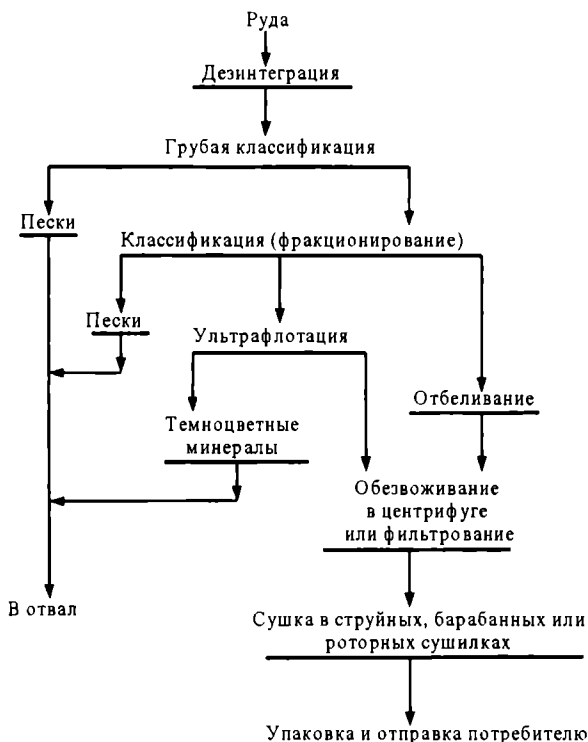


Рис. 9.14. Принципиальная технологическая схема обогащения каолинистых руд

Она включает дезинтеграцию исходного сырья, грубую классификацию для удаления зернистых абразивных частиц, а после повторной классификации (фракционирования) — тонких абразивных частиц. Для отбеливания используют сильные реагенты-восстановители, например гидросульфат цинка, а при наличии анатаза — проводят ультрафлотацию с реагентами, пригодными для удаления известняка (сода, жирные кислоты, аполярное масло). Конечные операции включают обезвоживание, сушку и упаковку продукции.

Основными предприятиями по обогащению каолина в СНГ являются Кыштымское и Еленинское на Урале, Просяновское, Глуховецкое и Турбовское на Украине и Ангренское в Узбекистане.

В большинстве случаев обогащение каолинового сырья состоит в отделении методом классификации в воздушной

или водной среде тонкодисперсных частиц каолинита и гидрослюд размером менее 0,056 мм от более крупных зерен кварца, полевых шпатов, слюд и других минералов, содержащихся в каолиновой породе.

Так, например, технологическая схема мокрого обогащения фабрики Глуховецкого комбината (рис. 9.15, а) включает дезинтеграцию исходной руды в скруббер-бутарах с применением в качестве пептизатора жидкого стекла (4,4 кг/т руды) и классификацию в две стадии.

Каолиновая суспензия перед фильтрованием коагулируется известковым молоком (7,1 кг/т руды) и 0,5%-ным раствором полиакриламида (27 г/т руды). После обезвоживания на фильтрах-прессах каолин сушат в барабанных сушилках до влажности 20 %.

Технологическая схема фабрики сухого обогащения (рис. 9.15, б) включает сушку исходной руды до влажности 1 %, измельчение в центрифугальной мельнице, классификацию в проходном сепараторе конструкции инженера Соболева и осаждение каолина в циклонах, пылевой камере и электроfiltре.

Дополнительная литература [1, 4, 21, 31, 39].

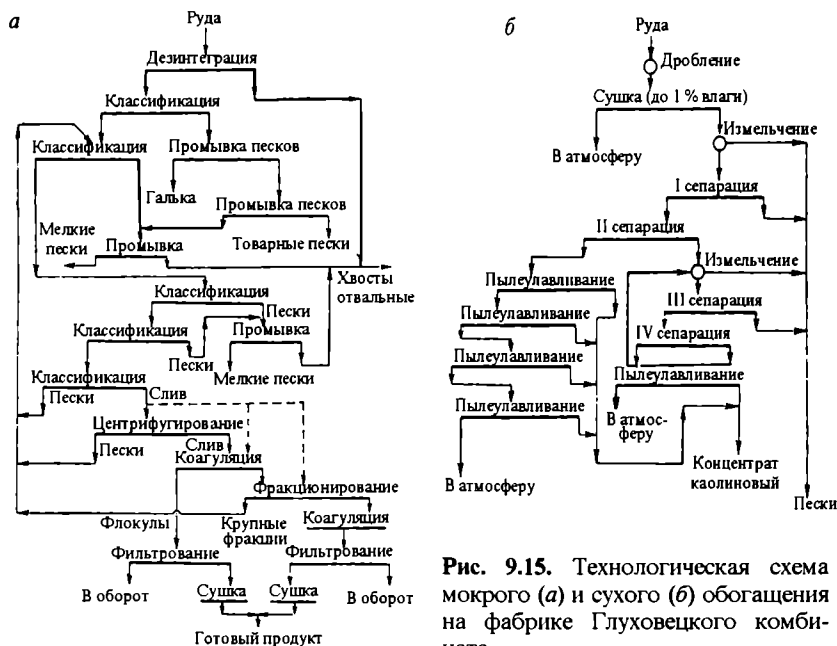


Рис. 9.15. Технологическая схема мокрого (а) и сухого (б) обогащения на фабрике Глуховецкого комбината

10.1. Характеристика основных типов строительных горных пород и материалов

К строительным горным породам относятся изверженные (граниты, порфиры, диабазы, базальты и др.), метаморфические (кварциты, гнейсы, мраморы и др.) и осадочные (карбонаты: известняки, доломиты и др., песчаники, глинистые сланцы и др.) горные породы.

Целью их переработки и обогащения является получение бутового камня, щебня, гравия, песка и других материалов строительной индустрии, отвечающих требованиям государственных стандартов. Продукты переработки и обогащения строительных горных пород являются также основой цементного, керамического и стекольного производства. Карбонатные породы, кроме того, используются в черной и цветной металлургии (в качестве флюсов при плавке), химической промышленности (для производства соды, карбида кальция, едкого калия, едкого натрия, хлора, минеральных удобрений и др.), сахарной промышленности (для очистки свекловичных соков), стекольной промышленности (для придания стеклу термостойкости, механической прочности и других свойств), лакокрасочной промышленности (в качестве белого пигмента применяется мел), резиновой и бумажной промышленности (в качестве наполнителя резины и бумаги).

Особую группу составляют строительные горные породы, которые используются для получения строительных материалов с заданными свойствами. К ним относятся горные породы и минералы, вспучивающиеся при обжиге (легкоплавкие глины, сланцы, вермикулит), схватывающиеся после обжига

(известняки, доломиты, мергель, гипс), схватывающиеся в процессе пропаривания в автоклавах (кварцевые пески), твердеющие в процессе обжига (тугоплавкие и огнеупорные глины, каолин), принимающие заданную форму в процессе плавления (базальтовое или каменное литье).

По масштабам добычи (свыше 1,5 млрд т ежегодно) и объему производства товарной продукции промышленность нерудных строительных материалов в СНГ опережает угольную, горно-рудную и горно-химическую промышленность.

При этом следует учесть, что объектом переработки и обогащения могут и должны стать также многие направляемые в настоящее время в отвалы вскрышные породы и отходы обогащения других отраслей горного производства. Это позволит не только повысить комплексность использования сырья, но и улучшить экологическую обстановку в регионе. Возможность получения качественной товарной продукции при переработке и обогащении строительных горных пород предопределяется минеральным составом их, физическими и технологическими свойствами, основными из которых являются прочность, плотность, пористость, водопоглощение, морозостойкость, гранулометрический состав и содержание глинистых примесей.

Предел прочности при сжатии плотных изверженных и метаморфических пород обычно превышает 100 МПа и достигает для особо прочных пород, например базальтов, 500 МПа. Прочность осадочных пород, особенно карбонатных, зависит от структуры и пористости и изменяется в широких пределах (от 5 до 200 МПа). По прочности все горные породы подразделяются на породы с очень низкой (менее 40 МПа), низкой (40—60 МПа), средней (60—120 МПа), высокой (120—250 МПа) и очень высокой (более 250 МПа) прочностью. Однородность пород характеризуется содержанием прочных (более 20 МПа) разностей. Различают очень однородные, однородные, неоднородные и очень неоднородные породы, в которых содержание прочных разностей составляет соответственно более 90, 75—90, 60—75 и менее 60 %.

Плотность горных пород изменяется от 2500 до 3000 кг/м³. Объемная масса изверженных пород изменяется от 2500 до 3100 кг/м³, осадочных — от 1700 до 2500 кг/м³, метаморфиче-

ских — от 2000 до 2600 кг/м³. В зависимости от насыпной плотности гравийно-песчаные материалы подразделяют на очень легкие (менее 1300 кг/м³), легкие (1300—1500 кг/м³), средние (1500—1700 кг/м³) и тяжелые (более 170 кг/м³).

Пористость изверженных пород, используемых для изготовления щебня, обычно находится в пределах от 1 до 1,5 %; осадочных, особенно карбонатных, — от 1 до 40 %. Увеличение пористости при прочих равных условиях снижает механическую прочность породы и увеличивает ее водопоглощение. Для изверженных пород, не подвергавшихся процессам выветривания, водопоглощение не превышает 0,3—0,7 %, для осадочных пород достигает 10—15 %.

Морозостойкость горных пород определяется их сопротивлением разрушению, вызываемому давлением льда, образующегося в порах. Оценивают морозостойкость по числу циклов попеременного замораживания и оттаивания, при котором потеря в массе образца равна 5 %, а прочность снижается не более чем на 25 %. Например, Мрз 300 при 300 циклах.

По содержанию глинистых примесей и комовой глины породы подразделяют: на очень слабозагрязненные (1 и 0,5 %); слабозагрязненные (1—3 и 0,5—3 %); загрязненные (3—10 и 3—7 %); сильнозагрязненные (10—15 и 7—10 %) и очень сильнозагрязненные (более 15 и 10 %). Степень промыстости пород оценивают по пределу прочности на сдвиг глины естественной структуры и влажности. По его значению различают легко- (менее 0,5 МПа), средне- (0,5—3,5 МПа), трудно- (3,5—6 МПа) и весьма труднопромываемые (более 6 МПа) породы.

Важнейшей характеристикой гравийно-песчаных материалов является гранулометрический состав. Гравийные материалы содержат более 80 % зерен крупнее 5 мм, в гравийно-песчаных материалах их содержится 50—80 %, в песчано-гравийных — 20—50 %, в песчаных — менее 20 %. По содержанию валунов (зерен крупнее 70 мм) различают валунные (более 50 %), гравийно-валунные (10—50 %) и гравийные (менее 10 %) материалы.

10.2. Требования к качеству основных строительных материалов

Технические требования к основным видам нерудных строительных материалов определяются свойствами исходных горных пород и назначением продукции.

Размер кусков *бутового камня* (по ГОСТ 22132—76) должен находиться в пределах 150—500 мм (и только по отдельным соглашениям между поставщиком и потребителем в пределах 70—1000 мм). Содержание кусков с размерами больше и меньше указанных размеров не должно превышать 19 %, а комовой глины — не более 2 % по массе. По прочности, характеризующей пределом прочности на сжатие, различают марки: 1400, 1200, 1000, 800, 600, 400, 300, 200. При этом *бутовый камень* из изверженных пород должен иметь марку не ниже 600, а из метаморфических — не ниже 400. По морозостойкости *бутовый камень* подразделяется на марки: Мрз 15, Мрз 25, Мрз 50, Мрз 100, Мрз 150, Мрз 200, Мрз 300.

Щебень из природного камня (ГОСТ 8267—82), *гравий* (ГОСТ 8268—82) и *щебень из гравия* (ГОСТ 10260—82) используют в качестве заполнителя при изготовлении бетона и изделий из бетона, щебеночных и гравийных оснований и покрытий автомобильных дорог и железнодорожных путей. Зерновой состав щебня и гравия регламентирует четыре основные фракции (классы крупности): +5—10; +10—20; +20—40; +40—70 мм. По соглашению щебень и гравий могут поставлять в виде смеси смежных фракций, а также фракций: +3—10; +10—15; +15—20 и крупнее 70 мм. Качество бетона повышается с увеличением в щебне зерен кубообразной и уменьшением зерен пластинчатой (лещадной) и игольчатой форм. По содержанию последних щебень подразделяется на кубовидный (менее 19 % по массе), улучшенный (не более 29 %) и обычный (не более 39 %). Гравий по форме зерен не регламентируется.

Прочность щебня и гравия для строительных работ оценивается маркой по прочности: 1400; 1200; 1000; 800; 600; 400; 300; 200. Содержание в щебне и гравии зерен слабых пород (с пределом прочности в насыщенном водой состоянии до

20 МПа) снижает прочность и долговечность бетонных конструкций. Поэтому щебень марок 1400 и 1200 должен содержать зерен слабых пород не более 9 % (по массе), щебень марок 1000, 800, 600 и 400 — не более 10 %, щебень марок 300 и 200 — не более 15 %.

По степени морозостойкости щебень и гравий подразделяют на те же марки, что и бутовый камень.

Отрицательное влияние на прочность и морозостойкость бетона, дренарующие свойства щебня и сцепление цемента с зернами наполнителя оказывает загрязненность щебня и гравия пылевидными и глинистыми частицами. Поэтому их суммарное содержание в щебне осадочных пород марок 600, 800, 1000 и 1200 не должно превышать 2 %, в щебне марок 200, 300 и 400 — 3 %, в щебне из изверженных и метаморфических пород — 1 %.

Строительные пески подразделяют (по ГОСТ 8736—77) на следующие виды:

- природный, природный обогащенный и фракционированный;
- дробленый, дробленый обогащенный и фракционированный;
- дробленый из отсевов и обогащенный дробленый из отсевов.

Обогащенные и фракционированные пески отличаются улучшенным зерновым составом: меньшим содержанием предельных классов крупности, пылевидных глинистых и илистых частиц.

Зерновой состав песков характеризуется модулем крупности M_k и полным остатком A_k на сите № 063 (выходом класса +0,063 мм при просеивании материала) после отсеивания щебня или гравия (крупностью +5 мм). Модуль крупности песка M_k рассчитывается по формуле: $M_k = 0,01(A_{2,5} + A_{1,25} + A_{0,63} + A_{0,315} + A_{0,16})$, где $A_{2,5}$; $A_{1,25}$; $A_{0,63}$; $A_{0,315}$; $A_{0,16}$ — полные остатки, полученные при расसेве пробы на ситах с квадратными отверстиями размером соответственно 2,5; 1,25; 0,63; 0,315; 0,16 мм. Строительные пески в зависимости от значений M_k и $A_{0,63}$ делят (по ГОСТ 8736—85) на пески повышенной крупности (3—3,5 и 65—75 %), крупные (2,5—3 и 45—65 %),

средние (2—2,5 и 30—45 %), мелкие (1,5—2 и 10—30 %) и очень мелкие (1—1,5 и до 10 %). В песках всех типов гостигуруется содержание зерен крупнее 10 мм (менее 0,5 %), крупнее 5 мм (менее 5—15 %) и мельче 0,16 мм (менее 5—10 %), а также содержание глинистых примесей (менее 2—5 %, в том числе комовой глины менее 0,25—0,5 %).

10.3. Основные технологические процессы и оборудование

При переработке и обогащении строительных горных пород и материалов используются в качестве основных технологических процессов: дробление (в том числе избирательное); обогащение по крупности (грохочение, классификация и промывка); гравитационные (отсадка и обогащение в тяжелых суспензиях), радиометрические (фотометрическая сепарация) и специальные (основанные на различии в коэффициентах трения, форме зерен, упругости и пластических свойствах материалов) методы обогащения. Их выбор обусловлен необходимостью получения щебня, гравия и песка заданного гранулометрического состава и качества из горных пород, различных по прочности, гранулометрическому составу и агрегатному состоянию.

Задачами дробления являются: уменьшение крупности материала до заданного значения, раскрытие сростков разнопрочных зерен, обеспечение, образование максимального количества зерен кубовидной формы.

При дроблении менее прочные составляющие исходного материала разрушаются быстрее, чем прочные. Использование технологии многостадийного дробления и грохочения после каждой стадии позволяет сконцентрировать в нижнем продукте мелкие непрочные куски породы, а верхний продукт обогатить ее прочными составляющими. Избирательность дробления, характеризуемая отношением степеней дробления слабых и прочных разностей, зависит от типа дробилки. В случае разнопрочных известняков она составляет (по данным ВНИИнеруд и ВНИПИИстромсырье): для щековых дробилок — 1,1—1,5; для конусных — 1,3—1,9; для роторных — 2,1—2,8.

Поэтому при переработке прочных однородных изверженных и метаморфических пород, однородных карбонатных пород, а также гравия и валунов, когда избирательность дробления не является главной задачей, крупное дробление осуществляют в щековых дробилках, среднее и мелкое — в нормальных конусных и короткоконусных дробилках. При переработке неоднородных по прочности карбонатных пород, наоборот, с целью усиления избирательности дробления уже крупное дробление осуществляют не только в щековых, но и в роторных дробилках, а среднее и мелкое дробление — как правило, в роторных дробилках.

Повышение выхода кубовидных зерен, прочность и шероховатость которых соответственно в 6 раз и на 8,5 % больше, чем у зерен плоской формы, достигается:

- посредством уменьшения при использовании щековых дробилок хода щеки и степени дробления, высоты и шага рифления щек, равного ширине разгрузочной щели дробилки, использования щек с неравными по высоте рифлениями, способствующими излому плоских и игловатых кусков и получению из них кубовидных зерен;
- за счет изгиба дробящих поверхностей конусов при использовании конусных дробилок и создания перед зоной параллельности камеры накапливания и уплотнения дробимого материала; при использовании короткоконусных дробилок — посредством уменьшения эксцентриситета и увеличения частоты вращения подвижного конуса. В этом случае материал больше находится в камере дробления, многократно поворачивается, улучшается ориентировка и упаковка зерен, материал гранулируется — зерна пластинчатой формы разламываются, приобретая кубовидную форму. Благоприятно влияет на форму дробленых зерен работа конусных дробилок всех типов под завалом, обеспечивающим более плотную упаковку зерен в камере дробления;
- в результате использования молотковых или роторных дробилок, обеспечивающих максимальное содержание зерен кубовидной формы в продукте дробления. Высокая эффективность получения кубовидных зерен при грану-

ляции щебня достигается в вертикальной молотковой дробилке ВЦД-105А. Применение острогранных молотков в данной дробилке позволяет существенно увеличить содержание кубовидных зерен в щебне (до 94—95 %);

- посредством грануляции щебня в барабанном грануляторе в режиме самоизмельчения при оптимальной степени заполнения барабана материалом, составляющей 30—32 % по объему;
- за счет создания ударного эффекта в щекоударных дробилках при установке камеры дробления под углом 30—35° к горизонту.

Для грохочения используют неподвижные колосниковые плоские и конические гидрогрохоты, а также механические — барабанные, дисковые, вибрационные и резонансные. При этом наиболее широко используется принцип грохочения от крупного к мелкому.

Для поверочного и товарного грохочения применяют металлические сита с квадратными или прямоугольными отверстиями, имеющими наибольшее живое сечение. При грохочении абразивных материалов из изверженных и метаморфических пород (гранит, базальт, диабаз, кварц) используют износоустойчивые резиновые сита, обладающие большей толщиной и меньшим живым сечением. Для отделения от щебня (гравия) песка или обезвоживания щебеночно-песчаной смеси (фракция 2—10 мм) применяют сита с щелевидными отверстиями. Такие же сита используют при избирательном грохочении с целью уменьшения содержания пластинчатых зерен в щебне и повышения его качества. Эффективность обогащения (разделения) зерен по форме максимальна при $d_{\text{ср}}/a = 2,2+2,6$, где $d_{\text{ср}}$ — средний размер зерен фракций, мм; a — ширина щели сита, мм. Условия отсева пластинчатых зерен улучшаются при уменьшении угла наклона грохота с 16 до 10°.

Операция промывки позволяет за счет удаления таких загрязняющих примесей, как глина, ил, мелкие частицы непрочных пород, повысить качество товарной продукции и культуру производства, улучшить его санитарно-технические условия. Поэтому удельный вес мытого щебня, гравия и песка на предприятиях непрерывно возрастает.

Крупнокусковой материал (до 200—250 мм) обычно промывают в барабанных мойках (бутарах и скрубберах). Их устанавливают после I стадии дробления для промывки и классификации всего потока неклассифицированного материала. Среднекусковой материал (до 100—120 мм) промывают в вибрационных мойках (СМД-88, ВМИ-100, «Драгон» и др.), которые устанавливают после II стадии дробления. Мелкокусковой материал (до 40 мм) промывают в корытных мойках с последующим ополаскиванием промытого материала на грохотах.

Операцию гидравлической классификации осуществляют в конусных и многокамерных классификаторах, устанавливаемых в схеме цепи аппаратов после грохотов, и в гидроклассификаторах вертикального типа для разделения по граничной крупности от 0,5 до 3 мм и производительностью 20—300 т/ч. За рубежом применяют двух-, трех- и многопродуктовые гидроклассификаторы «Реакс».

Применение гравитационных методов (отсадки и разделения в тяжелых суспензиях) для обогащения строительных материалов основано на различии составляющих горной породы по объемной массе. При этом обогащение в тяжелых суспензиях используется чаще, чем отсадка. Перед обогащением в тяжелых суспензиях щебень и гравий подвергаются классификации и промывке обычно на вибрационных грохотах, оборудованных брызгалами гидроциклонного типа. Обогащение в барабанных конусных и других сепараторах осуществляют при плотности суспензии 2,5 т/м³. В качестве утяжелителя используют магнетит, ферросилиций и их смеси.

Наиболее эффективными являются радиометрические методы обогащения. Например, в США на карьере «Лавленд» успешно используются две фотозлектронные установки «Сортекс 711М» для обогащения белого мрамора, в Великобритании — несколько установок «Сортекс 811М» для обогащения доломита, известняка, кварца и других строительных материалов, крупностью 50—75, 75—100 и 100—150 мм.

Применение эффективных гравитационных и радиометрических методов обогащения значительно усложняет технологию переработки строительных горных пород и это суще-

ственно затрудняет их широкое распространение. При значительной контрастности свойств составляющих горную массу компонентов применяют чаще дешевые, хотя и менее эффективные, специальные методы, основанные на различии сил трения, упругости и пластических свойств зерен.

10.4. Технологические схемы переработки строительных горных пород

10.4.1. Требования к технологическим схемам и общая их характеристика

Технологические схемы переработки строительных горных пород должны быть надежными и гибкими для обеспечения выхода и номенклатуры выпускаемой продукции заданного качества при минимально возможных капитальных и эксплуатационных затратах. Это позволяет обеспечивать комплексное использование как исходного сырья, так и пород попутной добычи.

Технология переработки горных пород всех типов включает операции дробления и грохочения, при содержании в горной массе глины применяют промывку. Для получения щебня мелких фракций, используемого для производства спецжелезобетона, в технологии предусматривают операции по использованию или улучшению формы зерен.

Технологические схемы должны обеспечивать при этом:

- максимальную равномерность загрузки дробильного и сортировочного оборудования, особенно на второй и последующих стадиях переработки;
- высокие показатели по избирательности процесса дробления и минимально возможные потери прочного компонента;
- выбор оптимального режима работы дробилок с учетом минимальных потерь прочного компонента и высокой степени дробления на каждой ступени переработки;
- повышение надежности всего оборудования;
- промывку щебеночного продукта при наличии глинистых загрязняющих примесей, когда без промывки получить качественный готовый продукт невозможно.

С целью усреднения сырья, равномерной загрузки дробильного оборудования и создания запасов сырья на время простоев горного цеха после I стадии дробления материал направляют на промежуточный склад, а перед дробилками среднего и мелкого дробления размещают промежуточные бункеры. Равномерность потоков в технологическом комплексе практически невозможно поддерживать при отсутствии промежуточного склада. Поэтому наличие промежуточного склада позволяет не только обеспечить повышение коэффициента использования оборудования комплекса и увеличить его мощность на 20—25 %, но и улучшить качество готового продукта, повысить его выход.

При переработке прочных однородных изверженных, метаморфических и осадочных пород технологическая схема однопоточная, при переработке неоднородных по прочности карбонатных пород — двухпоточная (с прочным и слабым потоками), при переработке гравийно-песчаных материалов — двухпоточная с выделением гравийного и щебеночного потоков.

В зависимости от исходного сырья и основного вида выпускаемой продукции заводы по переработке строительных горных пород подразделяются на щебеночные (дробильно-сортировочные), гравийно-песчаные и песчаные (гравийно-сортировочные). В зависимости от производительности они могут быть стационарными (более 400 тыс. м³/год), сборно-разборными (200—400 тыс. м³/год) и передвижными (до 200 тыс. м³/год).

10.4.2. Схемы переработки изверженных, метаморфических пород и песчаников

Изверженные, метаморфические породы и песчаники перерабатывают обычно по однопоточной схеме, включающей три-четыре стадии дробления в щековых и конусных дробилках с замкнутым циклом в последней стадии, три-четыре операции грохочения и промывку щебня на грохотах (рис. 10.1).

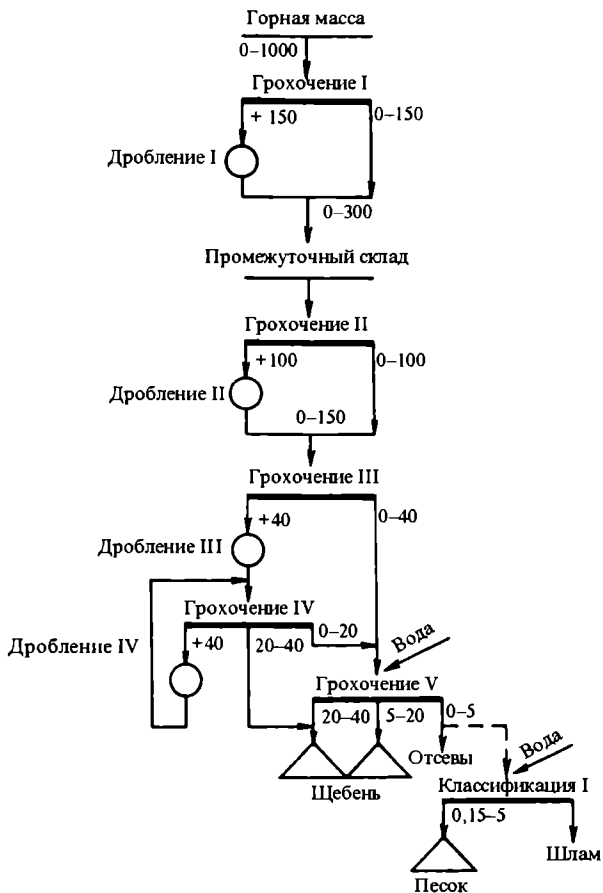


Рис. 10.1. Технологическая схема получения щебня из изверженных и метаморфических пород

Совмещение операций товарного грохочения с промывкой увеличивает производительность грохотов на 20—30 %. Подрешетный продукт грохотов в виде пульпы направляют при этом в спиральный классификатор, где от песка отделяются глинистые и пылевидные частицы (класс $-0,05$ мм). При получении щебня из песчаников глинистые пленки с поверхности зерен песка удаляют, используя оттирку с последующей гидравлической классификацией.

При содержании в питании дробилок до 30 % материала мельче ширины разгрузочной щели операцию предварительного грохочения обычно не предусматривают. Наличие мелочи при отсутствии в питании негабаритных кусков (более 0,65 приемного отверстия дробилки) практически не влияет на производительность дробилки.

Отличие зарубежных дробильно-сортировочных заводов (ДСЗ) от отечественных заключается в получении большого количества узких фракций, которые отгружают отдельно или в виде смесей нескольких фракций (по требованию заказчика). Кроме того, на I стадии дробления широко применяют конусные дробилки, что позволяет упростить узел крупного дробления и получить более однородный по крупности продукт (без крупных плоских кусков).

10.4.3. Схемы переработки осадочных пород

Для переработки *прочных однородных известняков* с пределом прочности на сжатие до 100—150 МПа и с содержанием слабых разностей до 20 % предусматривается трехстадиальное дробление с применением на первой и второй стадиях роторных дробилок, на третьей стадии, как правило, используется конусная дробилка мелкого дробления. Особенностью схемы является выделение отсева (фракция 0—5 мм) после каждой стадии дробления (рис. 10.2).

Эффективная работа дробилки первой стадии дробления обеспечивается равномерной подачей исходной горной массы постоянного качества как по крупности, так и по содержанию мелочи. При этом обеспечивается постоянство степени дробления и равномерность потоков. Колебание мощности потоков оказывает влияние на работу роторных дробилок, так как при этом сильно изменяется крупность дробленого продукта, соотношение выпускаемых фракций готового продукта и его качество. При подаче в роторную дробилку потока меньше расчетного степень дробления возрастает, соответственно возрастает и количество отсева при уменьшении выхода готового продукта.

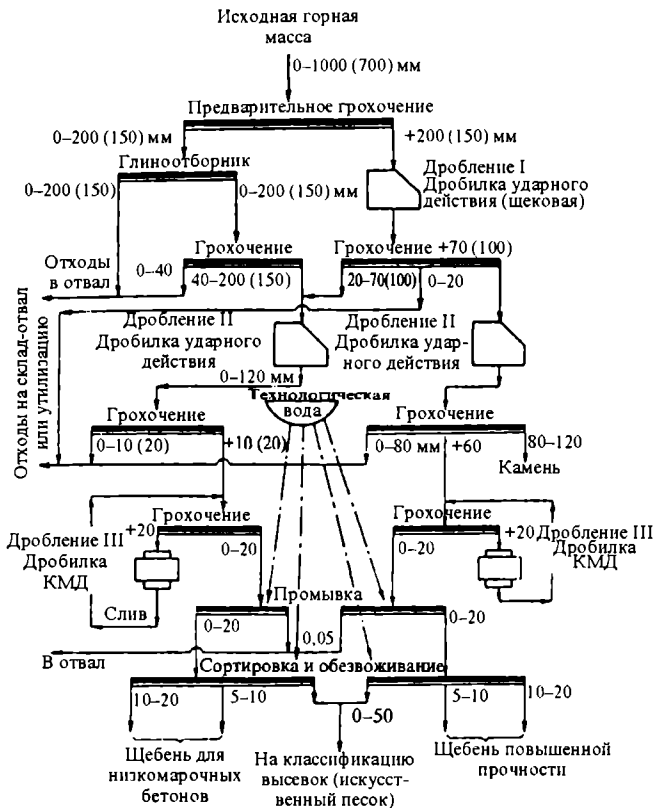


Рис. 10.2. Технологическая схема ДСФ для переработки известняка с низким содержанием слабых разностей в горной массе

В схеме предусмотрено выделение непосредственно из горной массы в отходы продукта менее 40 мм, который имеет высокое содержание комовой глины и других посторонних примесей (см. рис. 10.2). Комовая глина удаляется при промывке в корытных мойках. Примеси в виде средних и тяжелых суглинков крупностью до 40 мм дезинтегрируются за одну операцию промывки в течение 2—2,5 мин. Прочные карбонатные породы почти всегда содержат трудноразмываемые примеси, поэтому для их удаления требуются одна (например, на Екабпилском ДСЗ) или даже две стадии промывки (например, на Жирновском ДСЗ) в корытных мойках.

Технология переработки *неоднородных по прочности карбонатных пород* (известняки, доломиты) предусматривает раздельную переработку «прочного» и «слабого» потоков с выдачей готового продукта двух сортов по прочности. Разделение на эти потоки осуществляют на колосниках перед I стадией дробления. Надрешетный продукт колосникового грохота перерабатывают на прочный щебень, а подрешетный — на менее прочный (рис. 10.3, а).

Мощность первого и второго потоков определяется прежде всего соотношением прочностных компонентов и требованиями, предъявляемыми к готовому продукту.

Принципиальная схема переработки (см. рис. 10.3, а) предусматривает три-четыре стадии дробления в щековых, роторных и реже конусных дробилках с замкнутым циклом в последней стадии, четыре-пять операций грохочения, промывку щебня в корытных и вибрационных мойках. Из шламов (отсевов) -5 мм в коническом грохоте можно выделить фракцию $-5 + 2$ мм, применяемую в качестве заполнителя для асфальтобетона.

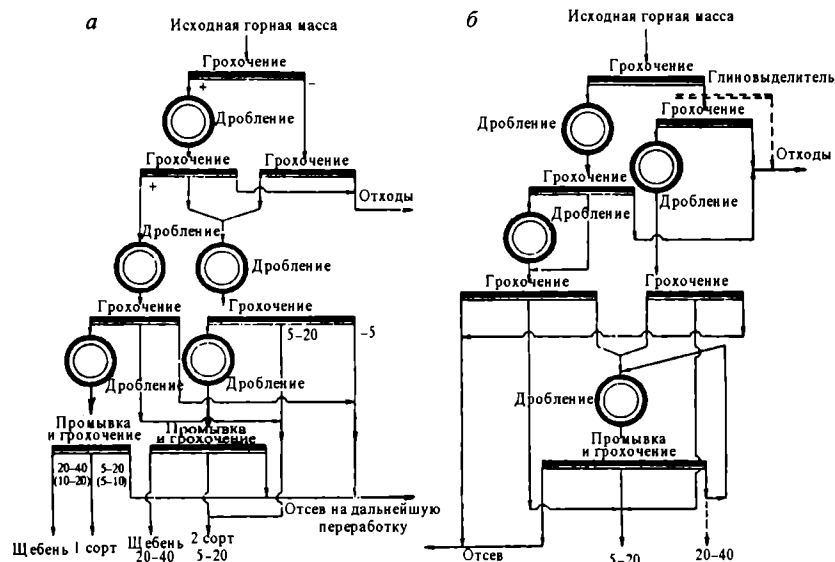


Рис. 10.3. Двухпоточная (а) и комбинированная (б) технологические схемы переработки карбонатных пород

Комбинированную технологическую схему с передачей части продукта после его дробления из одного потока в другой (рис. 10.3, б) следует применять при переработке неоднородных по прочности известняков с повышенным содержанием слабых разностей и загрязняющих примесей. Такая схема ДСЗ обеспечивает получение качественного щебня нескольких или одной фракции одного сорта при минимальных потерях прочного компонента в отсевах (0—5 мм) или отходы. Наличие двух технологических разнопрочных потоков на двух или трех стадиях дробления позволяет более правильно выбрать рабочий режим роторных и конусных дробилок. Кроме того, при этом можно регулировать крупность горной породы, выделяемой в отходы, после первой стадии дробления. Технологические схемы большей части ДСЗ, перерабатывающих разнопрочные известняки с повышенным содержанием слабых разностей, являются комбинированными (рис. 10.4).

С целью повышения коэффициента использования технологического комплекса после первой стадии дробления целесообразно создавать механизированные промежуточные склады закрытого типа. Емкость промежуточного склада должна обеспечивать независимую работу технологического комплекса не менее 4—5 ч, при этом непредвиденные простои ДСЗ сократятся в два раза за счет независимой работы технологического комплекса ДСЗ, начиная со второй стадии дробления.

За рубежом производство щебня из карбонатных пород характеризуется высококачественным грохочением на узкие фракции. Заполнитель отгружают в виде шихтованных смесей из трех-четырех фракций. На зарубежных ДСЗ имеется резервное дробильно-сортировочное оборудование для передраблевания крупных фракций щебня на мелкие при спросе на них. Для дробления применяют конусные, одно- и двухроторные и молотковые дробилки. Щековые дробилки применяют только на I стадии. Промывку осуществляют в барабанных, вибрационных и корытных мойках.

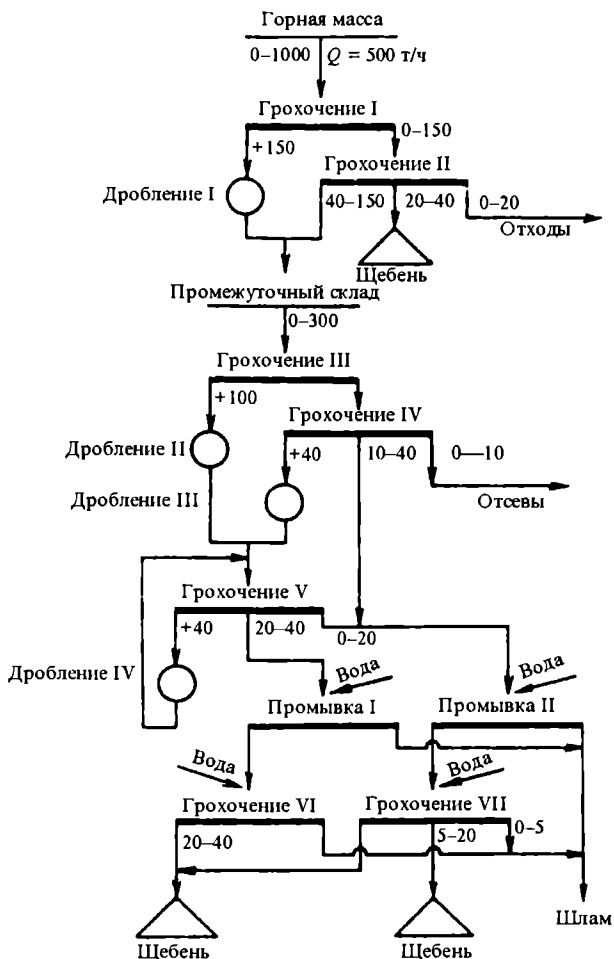


Рис. 10.4. Технологическая схема переработки неоднородных карбонатных пород

10.4.4. Схемы переработки гравийно-песчаных пород

Гравийно-песчаные породы перерабатывают по трехпоточной технологии с выделением гравийного, щебеночного и песчаного потоков. Разделение на гравийный и щебеночный потоки (по крупности 5 или 3 мм) — перед товарной сортировкой или промывкой гравия.

Технология переработки предусматривает (рис. 10.5) две-три стадии дробления в щековых и конусных дробилках с замкнутым циклом в последней стадии, четыре-пять стадий грохочения, промывку гравия и щебня в корытных и вибрационных мойках, классификацию песка в гидравлических или механических классификаторах. Поскольку зерна гравия и щебня в последнем случае покрываются глинистой пленкой и с продуктами промывки извлекается до 23 % воды, то после корытных моек устанавливают грохоты, на которых ополаскивают и обезвоживают гравий и щебень.

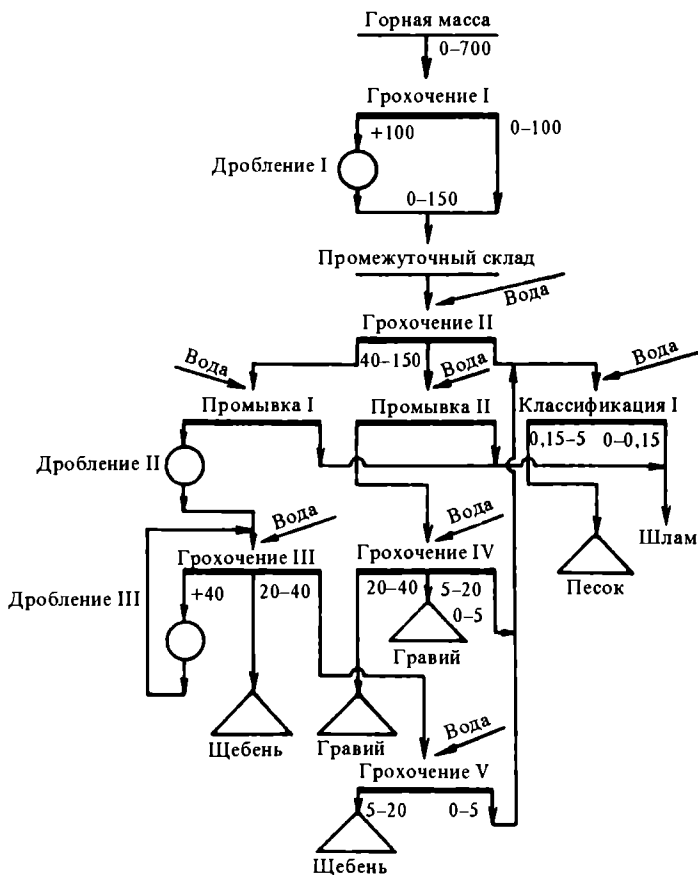


Рис. 10.5. Технологическая схема гравийно-сортировочного завода

При классификации в спиральных классификаторах получают пески влажностью 16—21 %, которую снижают до 12—16 % в виброобезвоживателях. Крупную и мелкую фракции гидравлических классификаторов обезвоживают в спиральных классификаторах.

Схема цепи аппаратов гравийно-сортировочного завода с гидромеханизированной добычей сырья приведена на рис. 10.6.

За рубежом для разделения неоднородного по прочности (плотности) гравия и выделения из него посторонних примесей применяют тяжелосредное обогащение (рис. 10.7).

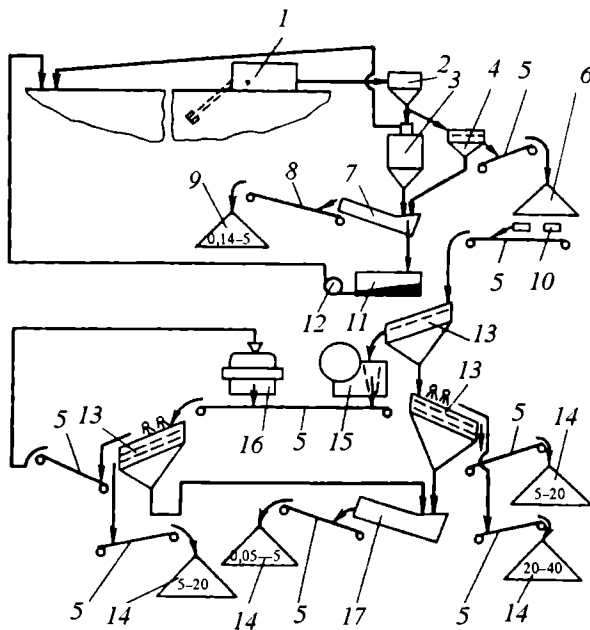


Рис. 10.6. Схема цепи аппаратов гравийно-сортировочного завода с гидромеханизированной добычей сырья:

1 — земснаряд; 2 — конический грохот; 3 — гидравлический классификатор; 4 — виброобезвоживатель; 5 — конвейеры; 6 — промежуточный склад; 7 — спиральный классификатор или виброобезвоживатель; 8 — штабелеукладчик; 9 — штабель; 10 — вибропитатель; 11 — зумпф; 12 — землесос; 13 — грохоты; 14 — склад; 15 — щековая дробилка; 16 — короткоконусная дробилка; 17 — спиральный классификатор

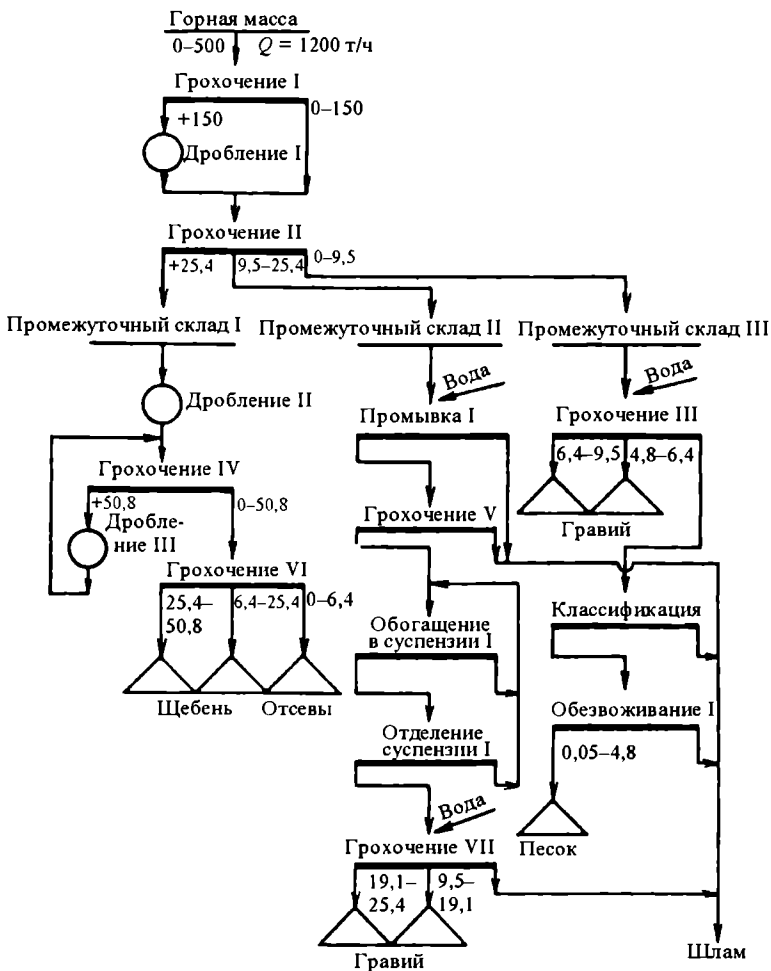


Рис. 10.7. Технологическая схема ДСЗ в Давидовбурге (ЮАР) с обогащением гравия в тяжелой суспензии

10.4.5. Передвижные и сборно-разборные дробильно-сортировочные установки

Передвижные дробильно-сортировочные установки (ПДСУ) применяют при разработке притрассовых месторождений малой мощности.

Капитальные затраты на ПДСУ выше, чем на стационарную установку в открытом исполнении, поскольку стоимость ходовой части составляет 20—30 % стоимости установки. Расположение оборудования затрудняет обслуживание и проведение ремонтно-профилактических работ. Однако эти недостатки компенсируются мобильностью ПДСУ и возможностью быстрого получения бутового камня и балласта (щебня) для железнодорожного полотна и заполнителя для дорожного и сельского строительства из местных каменных материалов. Особенно широкое применение ПДСУ нашли за рубежом.

В России ПДСУ выпускают трех типоразмеров: малой (МП), средней (СП) и большой (БП) производительности. Они представляют собой (рис. 10.8) комплекты обогатительного транспортного оборудования заводской готовности, монтируемого на тележках с пневмоходом.

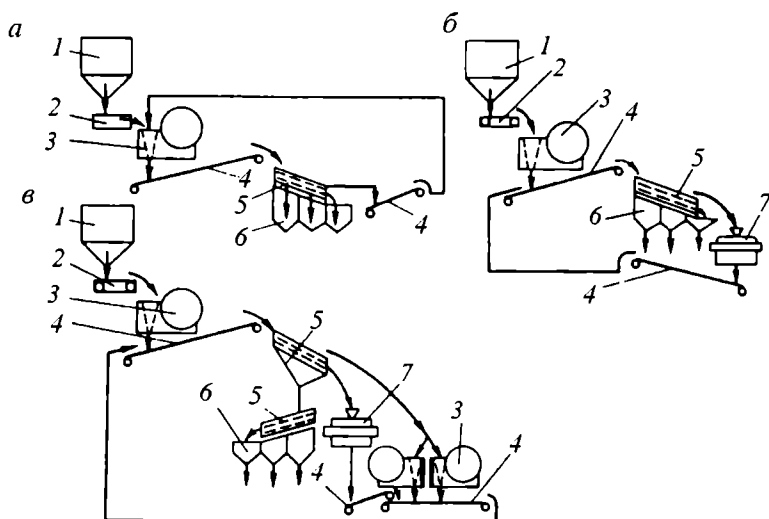


Рис. 10.8. Схемы цепи аппаратов в передвижных дробильно-сортировочных установках малой (а), средней (б) и большой (в) производительности:

1 — приемный бункер; 2 — питатель; 3 — щековая дробилка; 4 — конвейеры; 5 — грохот; 6 — бункер готовой продукции; 7 — конусная дробилка

10.5. Себестоимость переработки и комплексность использования сырья

Себестоимость щебня, получаемого из различных горных пород на предприятиях, изменяется в значительных пределах и зависит от многих факторов, основными из которых являются мощность и техническая оснащенность предприятия. Для предприятий, выпускающих известняковый щебень, его себестоимость в среднем изменяется от 1,3 до 3,4 долл. США, а щебень из изверженных пород — от 2,4 до 4,6 долл. США. Снижение себестоимости щебня достигается не столько увеличением мощности предприятия и производительности труда на одного работающего, сколько увеличением комплексности использования сырья посредством:

- использования отсевов дробления при производстве щебня в качестве мелкой составляющей бетона. Если они не удовлетворяют требованиям стандарта по содержанию зерен крупнее 5 мм и пылевидных или илестых частиц, то в схему ДСЗ включают операции промывки на грохоте для отделения фракции +5 мм и обесшламливания подрешетного продукта для удаления со сливом тонких частиц (менее 0,14 мм);
- использования отсевов дробления и первичных отходов переработки неоднородных по прочности карбонатных пород, обладающих повышенным содержанием слабых разностей (20—25 %) и непригодных для использования в строительстве, для получения известняковой муки (0—1 мм) или сыромолотой известняковой муки в качестве минеральных удобрений;
- извлечения тяжелых минералов из песка и гравия. Например, в США на 15 предприятиях показана возможность извлечения (при обогащении на винтовых сепараторах и концентрационных столах) ильменита, кианита, циркона, рутила и монацита с получением отдельных концентратов: ильменитового (содержащего 57,8 % TiO_2); рутилового (93,7 % TiO_2), кианитового (59 % Al_2O_3), циркониевого (58 % ZrO_2), редкоземельного (содержащего 66,7 % монацита и 7,1 % ксенотима).

Дополнительная литература [1, 21, 29, 35, 36, 45].

11.1. Общая характеристика углей

Ископаемые угли и сланцы (твердые горючие вещества органического происхождения) образовались из остатков наземных растений (гумусовые угли), из водорослей и остатков животного планктона (сапропелевые угли), из мелководных органических илов (горючие сланцы).

Торфы, бурые, каменные угли и антрациты являются последовательными стадиями процесса преобразования растительного материала. Каждая стадия этого процесса, или степень метаморфизма (углефикации), характеризуется увеличением накопления углерода в органической массе. Бурые угли относятся к самой низкой, а антрациты — к самой высокой степени метаморфизма и отличаются по составу и свойствам (табл. 11.1).

Таблица 11.1

Состав и свойства углей

Уголь	Цвет	Содержание углерода, %	Содержание пластовой влаги, %	Выход летучих веществ, %	Плотность, кг/м ³	Удельная теплота сгорания, кДж/кг
Бурый	От темно-бурого до черного	57—75	15—35	Более 45	1100—1500	753—24 010
Каменный	Черный	75—92	3—4	8—45	1250—1500	24 000—26 370
Антрацит	Черный, с блеклым блеском	92—97	1—3	До 8	1500—1700	24 900—25 900

Органическая масса углей состоит из соединений с различными соотношениями углерода (С), водорода (Н), кислорода (О), азота (N) и серы (S) (табл. 11.2).

Таблица 11.2

Состав органической массы углей

Уголь	Углерод, %	Водород, %	Кислород* + азот, %	Сера и прочие примеси, %
Бурый	57—75	5—6	25	0,5
Каменный	75—95	4,5—5,5	9	1
Антрацит	92—97	2—3	2,5	Следы

* Средние величины.

Угли различаются прежде всего по содержанию углерода, которого в антраците почти на 40 % больше, чем в буром угле. Каменные угли занимают промежуточное положение (см. табл. 11.1 и 11.2). Увеличение содержания углерода в органической массе угля сопровождается уменьшением содержания в ней водорода и кислорода.

Минеральные примеси в углях представлены обычно глинистым сланцем ($Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$), песчаным сланцем (SiO_2), пиритом (FeS_2), сульфатом ($CaSO_4$), карбонатами ($MgCO_3$, $FeCO_3$) и другими минералами.

Минеральные примеси, перешедшие в уголь из растительных организмов, называются связанными, попавшие в уголь при его добыче — свободными. При обогащении могут быть удалены только свободные минеральные примеси.

Технические показатели твердого топлива имеют следующие условные обозначения:

- основные символы (A — зольность; W — влажность; V — выход летучих веществ; Q — теплота сгорания; y — толщина пластического слоя; RI — индекс Рога), характеризующие основные показатели топлива);
- нижний индекс символа, дополняющий характеристику основного показателя;
- верхний индекс символа, уточняющий состояние топлива, к которому относится соответствующее свойство (r — рабочее состояние топлива с влагой и зольностью

добытого или используемого угля; a — аналитическое состояние топлива, приведенное в равновесие с условиями лабораторного помещения; d — сухое состояние топлива без содержания общей влаги; daf — сухое беззольное состояние топлива, не содержащего общей влаги и золы; o — органическая масса топлива без содержания влаги и минеральной массы; af — влажное беззольное состояние топлива без содержания золы, но с влажностью, соответствующей данному состоянию топлива).

Зольность абсолютно сухого топлива A^d определяется по ГОСТ 11022—75. В добываемых углях она достигает 40 % и более. Удаление зольных примесей из углей является основной целью при их обогащении.

Влага в угле встречается в трех формах: химически связанная с углем, заключенная в порах угля (удаляемая только при нагревании до 105 °С в течение 2 ч) и внешняя, т. е. сосредоточенная на поверхности частиц угля (удаляемая при просушке угля на воздухе или нагреванием). Связанная и внешняя влага составляют общую влагу W_t . Уголь называется воздушно-сухим, если из него удалена только внешняя влага, и абсолютно сухим, если удалена общая влага.

Влажность рабочего топлива W_t^r , %, определяется по формуле

$$W_t^r = G_1/G_2 \cdot 100,$$

где G_1 — убыль в массе при высушивании топлива; G_2 — навеска топлива (по ГОСТ 11014—81).

Содержание W_t^r в каменных углях составляет 3—8 %, в бурых — до 60 %. Влажность снижает теплоту сгорания углей и экономическую эффективность их использования. С увеличением влажности углей затрудняется их технологическая переработка.

Сера встречается в углях в основном в трех разновидностях: органическая S_o — химически связанная с угольным веществом; пиритная S_p — в виде включений зерен пирита FeS_2 ; сульфатная S_{SO_2} — в виде включений в угле сульфатов кальция $CaSO_4$ и железа $FeSO_4$.

По содержанию серы угли подразделяют на малосернистые (0,5—1,5), среднесернистые (1,6—2,5), сернистые (2,6—4) и высокосернистые (более 4 %). Содержание серы общей в сухом топливе S_t^d определяется по ГОСТ 8606—72. С помощью механического обогащения из угля удаляют в основном только пиритную серу.

Выход летучих веществ V^{daf} на сухую беззольную массу определяется по ГОСТ 6382—80 и колеблется от 8 до 55 %. С увеличением стадий метаморфизма выход летучих уменьшается.

Коксовый остаток (королек) от определения выхода летучих веществ в зависимости от внешнего вида (порошкообразный, слипшийся, слабоспекшийся, сплавленный вспученный, сплавленный сильно вспученный) и прочности характеризует *спекаемость* угля, т. е. пригодность его для коксования, и оценивается индексом Рога (R_I).

Коксуемость угля характеризуется пластометрическими показателями: толщиной пластического слоя y , мм, между границами твердых фаз неизмененного угля и полукокса; пластометрической усадкой X , мм, — конечным уменьшением высоты столбика угольной загрузки при ее нагревании в определенном режиме.

Теплота сгорания в бомбе горючей массы характеризует количество тепла, выделяемого единицей массы топлива при полном сгорании в калориметрической бомбе в стандартных условиях, *удельная теплота сгорания горючей массы Q_i^{daf}* , кДж/кг, — количество тепла, выделенного при полном сгорании 1 кг топлива. Она определяется по ГОСТ 147—74 и позволяет установить эффективность использования углей для энергетических целей. Теплота сгорания углей изменяется в широких пределах и зависит от их вида и марок, а также от зольности и влажности, с увеличением которых она резко снижается. Теплоту сгорания, в которой учтена поправка на тепло испарения влаги, содержащейся в углях или образующейся при горении, называют низшей (или полезной) и обозначают Q_n^r .

11.2. Свойства углей и их использование в процессах обогащения

Плотность бурых, каменных углей, антрацитов, горючих сланцев и природных прослойков определяют по

ГОСТ 2160—82. Различие плотностей компонентов добытой угольной массы является основанием для применения гравитационных методов их разделения.

Механическая прочность углей, характеризуемая дробимостью, хрупкостью, твердостью, пределом прочности при сжатии, термической стойкостью (для антрацитов) и оцениваемая индексом механической прочности, обуславливает гранулометрический состав добываемых углей, его изменение и шламообразование в процессах транспортирования, складирования и обогащения, а также влияет на выбор процессов и схем обогащения.

Коэффициент трения углей используется при определении угла наклона желобов и транспортных трактов для рядового и обогащенного углей, а также оказывает влияние на результаты их обогащения.

Электрические и диэлектрические свойства углей зависят от природных свойств углей и их влажности. С увеличением содержания влаги, например, диэлектрическая проницаемость увеличивается. Эти свойства используются в различных приборах-влажномерах для контроля и автоматизации технологических процессов обогащения углей.

Магнитная восприимчивость для чистых углей закономерно возрастает с увеличением степени метаморфизма. Угольное вещество является диамагнитным ($\chi < 0$). Минеральные примеси в углях характеризуются парамагнитными свойствами ($\chi > 0$). Различия в магнитных свойствах угольного вещества и минеральных примесей позволяют считать перспективным магнитное обессеривание углей посредством удаления пирита (χ в пределах $1,2 \cdot 10^{-8}$ м³/кг).

Оптические свойства углей (цвет, блеск, отражательная способность и др.) используют для разделения блестящих и матовых микрокомпонентов, а также для выделения из крупнокускового блестящего угля пустой породы.

Влагодъемкость и размокаемость углей обуславливают шламообразование, чистоту оборотной воды и другие параметры технологического процесса. Максимальную влагодъемкость W_{\max} бурых, каменных углей и антрацитов определяют по ГОСТ 8858—76.

Влажность угля. От содержания в угле внешней влаги зависит метод выделения из угля перед гравитационными процессами обогащения пылеватого материала крупностью менее 0,5 мм. При содержании внешней влаги до 5—5,5 % удаление такого материала осуществляется по методу обеспыливания или обеспыливания с последующим обесшламливанием угля. При более высокой влажности угля применяется обесшламливание.

Влажность угля определяет также возможность применения пневматического обогащения мелких его классов. При содержании внешней влаги в угле свыше 4—5 % пневматическое обогащение дает неудовлетворительные результаты и поэтому без предварительной подсушки угля применяться не может.

Смачиваемость углей, характеризуемая значительным краевым углом смачивания, является основой флотационного обогащения углей.

Характеристика крупности угля и зольность отдельных его классов оказывают влияние на выбор метода и глубины обогащения. При высоком содержании класса крупнее 6 мм более выгодным является обогащение в суспензиях, а при низком — обогащение отсадкой или в суспензионных циклонах.

Содержание в угле класса менее 0,5 мм и зольность этого класса влияют на выбор глубины обогащения коксующихся углей. При низкой зольности класса менее 0,5 мм и малом выходе появляется возможность его подшихтовки к концентрату. В этом случае класс менее 0,5 (менее 1) мм в обогащение не поступает. Он выделяется в виде пыли, которая присоединяется к концентрату.

Характеристика вкрапленности минеральных примесей в угле влияет на выбор числа стадий обогащения. Если в угле не содержится загрязняющих примесей в виде мелких выделений или содержание их в этой форме незначительно, то могут применяться одностадийные схемы обогащения, т. е. схемы без дополнительного дробления промпродуктов. В противном случае промпродукты подвергают додрабливанию. При обработке высокосернистых коксующихся углей с мелкими включениями серного колчедана дополнительному дроблению должен подвергаться не только промпродукт, но и концентрат, выделяемый при обогащении крупного класса.

Характеристика вкрапленности минеральных примесей влияет также на максимальную крупность угля, поступающего в обогащение. При крупных включениях породы в обогащение поступает уголь крупностью до 100—300 мм. При более мелкой вкрапленности крупность угля, поступающего в обогащение, снижается до 50 мм, а в некоторых случаях и до 12 мм.

11.3. Классификация углей по маркам, крупности и обогатимости

11.3.1. Классификация углей по маркам

Марка угля — это условное обозначение разновидности углей, близких по основным энергетическим и технологическим свойствам.

Бурые, каменные угли и антрациты в зависимости от свойств органической массы подразделяются на 17 технологических марок (табл. 11.3). Такая широкая марочная номенклатура позволяет лучше удовлетворять требования потребителей с учетом специфики и особенности их конкретной технологии.

Таблица 11.3

Классификация углей по маркам

Марка угля	Условное обозначение	Марка угля	Условное обозначение
Бурый	Б	Коксовый отощенный	КО
Длиннопламенный	Д	Коксовый слабоспекающийся низкометаморфизованный	КСН
Длиннопламенный газовый	ДГ	Коксовый слабоспекающийся	КС
Газовый	Г	Отощенный спекающийся	ОС
Газовый жирный отощенный	ГЖО	Тощий спекающийся	ТС
Газовый жирный	ГЖ	Слабоспекающийся	СС
Жирный	Ж	Тощий	Т
Коксовый жирный	КЖ	Антрацит	А
Коксовый	К		

В качестве основных классификационных параметров приняты:

- выход летучих веществ на беззольную массу V^{daf} , %;
- толщина пластического слоя y , мм;
- содержание общей влаги W_t^r , %.

Дополнительными параметрами для отнесения к определенной марке являются:

- характеристика тигельного коксового остатка;
- объемный выход летучих веществ на беззольную массу V_{06}^r , м³/кг;
- индекс Рога RI ;
- выход первичной смолы T_{sk}^{daf} , %.

Приведенная классификация для марок углей разных бассейнов и месторождений (см. табл. 11.3) имеет одинаковый предел технологических параметров, поэтому она обеспечивает их взаимозаменяемость и более рациональное формирование сырьевых баз обогатительных фабрик.

Кроме того, бурые угли делят на три группы по содержанию рабочей влаги: Б1 — $W_t^r > 40$ %; Б2 — $W_t^r = 30+40$ %; Б3 — $W_t^r < 30$ %.

В свою очередь, антрациты разделяют на две марки по объемному выходу летучих веществ на беззольную массу V_{06}^r , м³/кг:

- ПА (полуантрацит), $V_{06}^r = 220+330$ м³/кг;
- А (антрацит), $V_{06}^r < 220$ м³/кг.

Международная классификация углей, принятая в 1954 году, охватывает каменные угли и антрациты и осуществляется по следующим параметрам: V^{daf} , теплоте сгорания влажной беззольной массы Q , для углей с высоким выходом летучих веществ (более 33 %), спекаемости и коксуемости углей.

Угли с $Q_g \leq 23\,826$ кДж/кг относятся к бурым углям. Угли с $Q_g > 23\,826$ кДж/кг делятся на 10 классов. Классы по спекаемости — на 4 группы. По показателям коксуемости угли подразделяются на 6 подгрупп.

Каждый уголь характеризуется трехзначным числом (кодовым номером): первая цифра обозначает класс угля; вторая — его группу; третья — подгруппу угля.

Классификация используется в торговых отношениях между странами.

11.3.2. Классификация углей по сортам

Основную массу углей, потребляемых коксохимической промышленностью, отгружают в нерассортированном виде. Иногда путем грохочения выделяют крупные классы угля для энергетических целей, а отсевы используют для коксования.

Энергетические угли (бурый, каменный и антрацит), а также энергетический концентрат характеризуются кроме технологической марки еще и размером кусков. Они делятся на сорта, ограниченные установленными пределами крупности (табл. 11.4).

Таблица 11.4

Классификация углей по крупности (ГОСТ 19242—73)

Класс крупности	Условное обозначение	Размер кусков, мм
Плитный	П	100—200 (300)
Крупный	К	50—100
Орех	О	25—50
Мелкий	М	13—25
Семечко	С	6—13
Штыб	Ш	0—6
Рядовой	Р	0—200 (300)

Условные обозначения сортов для различных марок и классов крупности составляют из обозначения марки и класса. Например, ДМ — длиннопламенный мелкий, (класс 13—25 мм), АК — антрацит крупный (класс 50—100 мм), ГО — газовый орех (класс 25—50 мм).

При поставках угля для пылевидного сжигания или при высокой влажности исходного угля и невозможности отсева по ситам с отверстиями размером 6 мм или 13 мм допускается выделение соответственно класса 0—13 или 0—25 мм с услов-

ным обозначением СШ (семечко со штыбом) или МСШ (мелкий, семечко со штыбом).

Сортовое топливо позволяет весьма эффективно использовать угли для слоевого сжигания (коммунально-бытовых и других нужд), так как в этом случае, в связи с увеличением коэффициента полезного действия котельных установок, потребность в углях резко сокращается.

11.3.3. Классификация углей по обогатимости и глубина обогащения

Обогатимость углей характеризуется их способностью разделяться на продукты обогащения по заданным показателям качества и определяется на основании результатов фракционного анализа (ГОСТ 10100—84): по содержанию промежуточных фракций в исходном угле, т. е. фракций, плотность которых больше плотности малозольных фракций, извлекаемых в концентрат, и меньше плотности породных фракций, извлекаемых в хвосты.

Продукты обогащения	Концентрат	Промпродукт	Отходы (порода)
Плотность фракции, кг/м ³ :			
каменный уголь	< 1500	1500—1800	> 1800
антрацит	< 1800	1800—2000	> 2000

Чем больше содержание промежуточных фракций в исходном угле, тем труднее он обогащается. Показатель обогатимости T , %, вычисляют как отношение выхода промежуточных фракций к беспородной массе по формуле

$$T = 100 \gamma_1 / (100 - \gamma_2),$$

где γ_1 — выход фракции промпродукта, %; γ_2 — выход фракции отходов, %.

В зависимости от значения показателя обогатимости угли делят на следующие категории.

Показатель обогатимости T , % . . .	< 5	5—10	10—15	> 15
Категория обогатимости	1	2	3	4
	(легкая)	(средняя)	(трудная)	(очень трудная)

УкрНИИУглеобогащение рекомендует метод цифрового кодирования категорий обогатимости с учетом содержания серы в легких фракциях, содержания тяжелых фракций, содержания крупных классов и шламов.

Для легкообогатимых углей при прочих равных условиях допустимы менее эффективные процессы обогащения, более простые технологические схемы и высокая производительность обогатительных машин. Наоборот, труднообогатимые угли требуют более эффективных процессов обогащения, усложненных технологических схем и снижения производительности обогатительных машин.

При выборе схемы обогащения угля важное значение имеет вопрос о глубине обогащения. Под глубиной обогащения понимается максимальная крупность зерен мелкого класса угля, который не подвергается обогащению, а используется в естественном виде.

Коксующиеся угли с большим выходом и высокой зольностью класса менее 0,5 мм следует обогащать полностью, в противном случае класс менее 0,5 мм нельзя будет использовать для коксования. При незначительном выходе класса менее 0,5 мм и низкой зольности углей этот класс можно добавлять в угольную шихту для коксования без предварительного обогащения. Таким образом, глубина обогащения коксующихся углей лежит в пределах 0—0,5 мм.

Глубина обогащения энергетических углей обычно находится в пределах 6—25 мм, чаще 6—13 мм. Она зависит от расстояний, на которые перевозят угли, и от мощности котельных установок. На крупных котельных установках, оборудованных пылеугольными топками, возможно сжигание высокзольных углей при высоких КПД. Поэтому угли, предназначенные для сжигания в крупных котельных, обогащают до меньшей глубины или не обогащают совсем, если расстояние перевозки их невелико. При дальних перевозках углей обогащение должно быть более глубоким.

Вопрос о наиболее выгодной глубине обогащения энергетических углей в каждом случае должен решаться на основе экономических расчетов. При добыче энергетических углей гидроспособом уголь поступает на обогатительную фабрику в мокром виде. В этом случае глубину обогащения угля экономически выгодно доводить до 0,5 мм.

11.4. Назначение углей и требования к их качеству

В зависимости от свойств угли используются для коксования с целью получения металлургического топлива, в качестве энергетического топлива, для получения горючих газов, а также для полукоксования и гидрогенизации с целью переработки на жидкое топливо, при производстве цемента, извести и кирпича.

Наиболее крупный потребитель каменных углей — металлургическая промышленность. Кокс, применяющийся в металлургии, должен удовлетворять определенным качественным нормам. Экспериментально установлено, что увеличение зольности кокса на 1 % увеличивает его расход при доменной плавке на 2—2,3 %; примерно на столько же уменьшается производительность доменной печи.

Еще более вредной, чем зола, является содержащаяся в коксе сера. По вредности 1 % серы в коксе соответствует приблизительно 8 % золы. Увеличение сернистости кокса на 1 % повышает расход руды при плавке на 2,8 %, известняка на 37 % и кокса на 17 %; кроме того, производительность доменной печи уменьшится примерно на 16 %.

Влажность угля затрудняет процесс коксования, приводит к уменьшению производительности коксовых печей и дополнительному расходу тепла на испарение избыточной влаги. Угли для коксования должны иметь $A^d = 7\div 9\%$ и $W_f^r = 5\div 8\%$.

Коксующиеся угли являются наиболее ценными, а требования, предъявляемые к их качеству, значительно выше требований, предъявляемых к качеству энергетических углей. Поэтому для коксующихся углей следует применять более эффективные процессы, совершенные технологические схемы и глубокое обогащение. Коксующиеся угли подвергаются обогащению в тех случаях, когда зольность и содержание серы в рядовом угле выше допустимых кондициями. Обычно угли для коксования обогащают при зольности, превышающей 7 %. Концентраты отгружают коксохимическим заводам в несортированном виде.

Увеличиваются объемы использования углей в качестве восстановителей при получении металлов из оксидов в электрических печах, выплавке кристаллического кремния, производстве термоантрацита, электродной продукции, искусственных абразивных и углеграфитовых материалов, агломерации руд, а также взамен кокса, используемого в недоменном производстве, и т. д. Все эти отрасли промышленности предъявляют свои особые требования к чистоте угольного сырья, и в первую очередь к его зольности (от 3 до 15 %) и крупности.

Для энергетических целей используются обычно угли, которые не пригодны для коксования и химико-технологической переработки.

В зависимости от условий использования каменных углей и антрацитов для коммунально-бытовых нужд к ним предъявляются различные требования не только по зольности, которая определяется для различных бассейнов в соответствии с природными свойствами углей, но и по крупности. Для этих целей пригодны крупные и средние сорта каменных углей и антрацитов.

Энергетические угли подвергают обогащению в тех случаях, когда это экономически выгодно. Для них применяют более простые схемы и менее глубокое обогащение, обычно до 6—13 мм. Концентраты неспекающихся энергетических углей сортируют на классы по крупности в соответствии с действующими стандартами.

Малозольные энергетические угли с содержанием золы меньше 10—12 % обогащению не подвергают. Схема обработки таких углей определяется требованиями, предъявляемыми к крупности отдельных классов. Малозольные неспекающиеся угли марок А, Д, Г и механически прочные угли марок Т и Б дробят до 100 мм и сортируют на классы 50—100, 25—50, 13—12, 6—13 и 0—6 мм. (При сортировке бурых углей последний класс имеет крупность 0—13 мм, а при повышенной влажности бурого угля 0—25 мм.) Механически прочные и термически устойчивые антрациты дроблению не подвергают. При их сортировке выделяют классы +100, 50—100, 25—50, 13—25, 6—13 и 0—6 мм.

На электростанциях с пылеугольными топками используют угли с повышенной зольностью.

Технологические, экономические и экологические требования к качеству углей, предъявляемые народным хозяйством, и невозможность их обеспечения в большинстве случаев вследствие природных и горно-геологических условий залегания угольных пластов и современной технологии и техники добычи обусловили необходимость широкого применения обогащения углей.

11.5. Методы обогащения углей и сланцев

К основным методам обогащения углей относятся гравитационный и флотационный. Каждый из этих методов можно подразделить на ряд процессов, основанных на общих принципах, но отличающихся конструктивным исполнением машин и аппаратов.

Применение тех или иных процессов обогащения углей обуславливается качественной характеристикой исходного сырья, сложившимися тенденциями развития техники и технологии обогащения и технико-экономическими показателями.

11.5.1. Гравитационные методы обогащения

Тяжелосреднее обогащение углей в настоящее время занимает одно из ведущих мест в угольной промышленности, поскольку имеет ряд существенных преимуществ по сравнению с другими гравитационными процессами и является наиболее прогрессивным. Объем углей, обогащаемых в тяжелых средах, неуклонно возрастает. В качестве тяжелых сред, как правило, применяют магнетитовые суспензии.

Обогащение осуществляют в сепараторах с поступательным и вращательным движением суспензии. Первая разновидность процесса применяется для обогащения крупного (более 6 (10) мм), вторая — для обогащения мелкого (10 (6)—0,5 (0,2) мм) угля (иногда до 25—0,5 мм).

Основные преимущества процесса обогащения в суспензиях заключаются в высокой технологической эффективности его, в возможности автоматического регулирования, нечувствительности к изменениям производительности и качества

исходного продукта. Суспензионные сепараторы просты по конструкции и имеют высокую производительность. Среднее вероятное отклонение плотности разделения при обогащении крупных классов угля в суспензиях (колесные сепараторы) 35 ± 55 кг/м³; мелких классов (суспензионные гидроциклоны) 15 ± 60 кг/м³, а в отсадочных машинах 60 ± 200 кг/м³.

Применяемые методы автоматического регулирования процесса позволяют поддерживать постоянство плотности суспензии в узких пределах с точностью до 3 ± 5 кг/м³. Это обеспечивает высокое качество и стабильность результатов обогащения.

Процесс обогащения в суспензионных сепараторах применяется для обогащения крупных (более 10—13 мм) классов коксующихся углей всех категорий обогатимости при условии, что содержание этого класса в рядовом угле не менее 15—20 %, а также энергетических углей, кроме добываемых гидроспособом, при глубине обогащения до 6; 13 и 25 мм. В качестве сепараторов чаще всего в России используются тяжелосредние сепараторы параметрического ряда СТК, а также двухпродуктовые сепараторы усовершенствованной конструкции с вертикальным элеваторным колесом для обогащения углей, антрацитов и сланцев с повышенной износостойкостью за счет применения специальных защитных средств.

Обогащение мелких классов угля (10 (6)—0,5 (0,2) мм) в суспензионных циклонах применяется в основном при обогащении углей трудной и очень трудной обогатимости, а также для переобогащения промежуточных продуктов отсадки. Это объясняется более высокими эксплуатационными расходами при обогащении мелкого класса в циклонах, по сравнению с отсадкой.

Тяжелосредние гидроциклоны работают под давлением на входе от 0,6—0,8 до 2 МПа и более. Извлечение угля и эффективность его отделения от минеральных примесей заметно улучшается с увеличением давления, особенно при обогащении тонких классов. Давление создается насосом или статическим напором, более приемлемым при обогащении хрупких углей.

Оптимальное соотношение суспензия : уголь составляет 5 : 1. Может быть использовано и соотношение 3 : 1, но это приводит обычно к ухудшению показателей разделения.

Типовая схема тяжелосреднего обогащения углей в гидроциклонах предусматривает их дробление до 12—15 мм и удаление материала $-(1+0,5)$ мм мокрым грохочением.

Для получения угольной фракции высокого качества (для металлургического производства) с одновременным выделением промпродукта для энергетических целей используют, например, на Нерюнгринской фабрике автоматизированный комплекс с трехпродуктовыми тяжелосредними гидроциклонами (ГТ 710/500) производительностью 100 т/ч.

Основные преимущества этого процесса по сравнению с отсадкой состоят в получении более высоких технологических показателей. Недостаток процесса — повышенная стоимость обогащения вследствие увеличения расхода энергии, материалов и затрат на ремонт оборудования. Капитальные затраты при обоих процессах примерно одинаковы. Выбор одного из этих процессов может быть сделан только путем технико-экономического их сравнения в конкретных условиях проектирования.

Для обогащения углей флотационной крупности (вплоть до -3 мм) в США используют короткоконусные гидроциклоны («DSM»), процесс разделения легких и тяжелых фракций в которых осуществляется без применения тяжелых суспензий. Плотность разделения и качество легкой фракции регулируются изменением размеров насадок сливного и пескового отверстий гидроциклона.

Двухстадиальное обогащение в обычных гидроциклонах используется только для углей крупностью $-(0,6+0,9)$ мм, не поддающихся флотационному обогащению.

Гидравлическая отсадка может применяться для обогащения углей любой категории обогатимости. До настоящего времени отсадка является основным процессом обогащения каменных углей. Она используется для обогащения крупных (более 10—13 мм), мелких (менее 13 мм) и неклассифицированных углей.

Широкое применение процесса отсадки, особенно при обогащении мелких углей, объясняется универсальностью, производственной простотой, технологической эффективностью и экономичностью процесса.

Универсальность процесса характеризуется широким диапазоном крупности обогащаемого угля. Отсадкой может обогащаться уголь крупностью от 0,5 до 250 мм. Материал более широкого диапазона крупности может обогащаться только в тяжелых суспензиях.

Технологическая эффективность отсадки характеризуется сравнительно высокой ее удельной производительностью и низкими значениями показателей эффективности разделения и погрешности разделения, которые составляют 0,08—0,1 кг/дм³ и 0,15—0,18 соответственно.

Однако за последние годы относительное количество угля, обогащаемого отсадкой, непрерывно уменьшается, что объясняется более широким применением процесса обогащения в суспензиях для крупного материала и флотации — для шламов.

Гидравлическую отсадку рекомендуется применять: для обогащения класса менее 10 (13) мм коксующихся углей легкой и средней обогатимости; для обогащения неклассифицированных коксующихся углей той же категории обогатимости, содержащих незначительное количество крупного класса; для обогащения класса крупнее 0,5 мм энергетических углей, добываемых гидроспособом.

Показатели работы отсадочных машин зависят от качественной характеристики обогащаемого угля, удельной производительности машины и режимных параметров.

На отсадочных машинах типа ОМ достигнуты хорошие качественно-количественные показатели, особенно при обогащении мелких углей класса 0,5—13 мм. Засорение концентрата породными фракциями составляет 0,2—0,3 % при обогащении углей класса 6—80 мм и не превышает 0,5—0,7 % при обогащении углей класса 0,5—13 мм. Для этих же классов крупности потери легких фракций в отходах находятся на уровне соответственно 0,3—0,4 и 0,4—0,5 % при благоприятном фракционном составе промпродукта.

Совершенствование отсадочных машин, увеличение их производительности, простота схемы и эксплуатации (отсутствие расхода и регенерации утяжелителя) делают процесс отсадки вполне конкурентоспособным по сравнению с процессом разделения в тяжелых суспензиях.

Так, например, разработанная в Германии отсадочная машина «Батак» (производительностью до 1000 т/ч в одном агрегате) обеспечивает технологические показатели, одинаковые по сравнению с обогащением в тяжелых суспензиях.

В России разработан проект новой отсадочной машины с подвижным решетом и элеваторной разгрузкой продуктов разделения, создан образец новой четырехступенчатой отсадочной машины с подрешетным расположением воздушных камер и модульной конструкцией ступеней, а также комплекс с отсадочной машиной с площадью решета 36 м² производительностью до 700 т/ч при обогащении крупного угля и до 500 т/ч — мелкого угля.

Концентрация на столах может применяться для обогащения: антрацитового штыба и отсева энергетических углей, шламов радиальных сгустителей и багер-зумпфов, промежуточных продуктов отсадочных машин. Максимальная крупность угля в питании столов — 13 мм, в редких случаях — 25 мм. Нижний предел крупности зерен угля, эффективно обогащаемых на концентрационных столах, составляет 0,1—0,17 мм.

Столы имеют ромбовидную форму. Отношение Ж : Т в переходном питании обычно 2 : 1, частота качаний стола — 250—300 мин⁻¹ с амплитудой около 1 мм. Поверхность столов имеет резиновое или линолеумное покрытие с рифлями из резины или дерева.

Основной недостаток концентрационных столов заключается в их громоздкости (низкая производительность на 1 м² занимаемой площади).

Институтом обогащения твердых топлив (ИОТТ) создан типоразмерный ряд противоточных сепараторов (типа КНС), предназначенных для механизации удаления породы и извлечения горючей массы из разубоженных углей открытой добычи.

Проведены опытно-промышленные испытания новых образцов противоточных гравитационных сепараторов канального типа повышенной эффективности и производительности.

Обогащение в желобах не предусматривается типовыми схемами обогащения углей, так как оно менее экономично по сравнению с обогащением в суспензиях или отсадкой.

Пневматическое обогащение имеет ограниченную область применения. Оно может применяться для сильношламуемых в воде энергетических углей (которые нельзя обогащать мокрым способом) и для легкообогащаемых и сухих энергетических углей с пониженной зольностью. В последнем случае пневматическому обогащению подвергается только средний по крупности класс.

Наиболее легко обезвоживающийся крупный класс поступает в мокрое обогащение, а самый мелкий класс используется в необогащенном виде.

Пневматическое обогащение характеризуется простотой технологических схем, низкой стоимостью обогатительных фабрик и себестоимостью процесса, небольшой энергоемкостью, отсутствием водно-шламового хозяйства, получением сухих продуктов обогащения.

К недостаткам процесса относятся: влажность углей не должна превышать 5 %, обогатимость должна быть легкой, низкая точность разделения. Вследствие этого процесс пневматического обогащения применяется ограниченно, в основном в районах с суровым климатом и для бурых углей.

Для пневматического обогащения используют пневматические сепараторы. К настоящему времени в России разработан новый пневматический сепаратор, противоточного типа для обогащения мелких классов энергетических углей, а также освоено серийное производство новых автоматизированных пневматических сепараторов СП-112 и СП-106, предназначенных для сухого обогащения угля. От ранее выпускавшихся сепараторов СП-12 и СП-6 указанные сепараторы отличаются повышенной в 1,5 раза производительностью, наличием системы автоматического регулирования процесса обогащения САРП-1, станции централизованной смазки, шнекового разгрузчика просыпи из воздуховода. Предусмотрена более надежная герметизация наддекового пространства. Сепараторы оснащены тиристорным преобразователем частоты колебаний рабочего короба и укомплектованы спаренными спиральными пылеотделениями с прямоточными концентраторами.

11.5.2. Флотационные методы обогащения

Флотация углей применяется не только с целью повышения извлечения горючей массы в концентрат, но и как эффективный процесс очистки оборотной воды от шламов. Последнее позволяет на углеобогащительных фабриках применять технологические схемы с замкнутым водооборотом.

Флотации подвергают шламы (менее 0,5 мм) гравитационного обогащения всех коксующихся углей и значительной части газовых (например, в Донбассе) углей и антрацитов. При этом обеспечивается не только их обогащение, но и своевременный вывод тонких илистых частиц из водно-шламовых схем переработки углей.

Различные ингредиенты угля обладают разной флотиремостью. Блестящие разновидности их — витрен и кларен — флотируются лучше маговых дорена и фюзена. Поэтому при высоком содержании блестящих ингредиентов флотиремость органической массы угля увеличивается. Флотиремость углей ухудшается с возрастанием степени их окисленности, увеличением содержания минеральных примесей (и особенно глинистого материала), а также степени их дисперсности и равномерности распределения в органическом веществе.

Эффективность флотационного обогащения углей в значительной мере определяется подготовкой пульпы к флотации, в процессе которой решаются задачи:

- получения однородного материала путем смешивания всех потоков шламов, поступающих на флотацию, в специальной емкости (демпфер) или радиальном сгустителе;
- предотвращения поступления на флотацию крупнозернистого материала (более 0,5—0,8 мм), обычно теряемого в хвостах флотации, путем классификации шлама в низконапорных классификаторах — гидроциклонах, на дуговых или вибрационных грохотах. Специально для этих целей в России разработана конструкция трехпродуктового классификационного аппарата гидроциклонного типа, предназначенного для использования в водно-шламовых схемах или флотационных отделениях обогащительных фабрик;

- обеспечения необходимого контакта пульпы с реагентами, отличающимися высокой вязкостью и малой растворимостью, в специальных аппаратах или устройствах (например, в агрегате «Каскад»).

Почти на всех отечественных фабриках в качестве собирателей применяют аполярные ароматические реагенты ААР-1, ААР-2, реже керосин или его ароматизированную фракцию АФ-2, а в качестве пенообразователей — высшие спирты, масло X и пенореагент. За рубежом в качестве аполярных реагентов используют газовые, дизельные, парафиновые и нефтяные масла, креозоты и дистиллированные каменноугольные масла. Поверхностно-активными реагентами служат крезолы, сосновое масло, фенолы, ксиленолы, метил-изобутил-карбинол.

Расход аполярных реагентов колеблется от 500 до 1800 г/т, гетерополярных — от 20—70 (например, спиртов) до 270 г/т (например, масла X). Изменение соотношения расходов аполярного и гетерополярного реагентов является одним из средств регулирования процесса и качества продуктов обогащения. Например, снижение зольности концентратов достигается увеличением доли собирателя. Повышение степени окисленности исходного шлама и его разбавления требует, наоборот, увеличения доли пенообразователя.

Поверхность газовых углей характеризуется пористостью и большим разнообразием структурных элементов групп C—O—C, —CH, C—O, OH, C—C, C = C, CH-связей ароматических и алифатических структур. Эти группы в значительной степени определяют механизм взаимодействия углей с молекулами органических соединений.

Наиболее эффективными являются высокомолекулярные соединения типа алифатических и диоксановых спиртов, сложных эфиров, непредельных и ароматических углеводородов, а также предельные углеводороды C₁₁ и C₁₃ при использовании их в сочетании с поверхностно-активными веществами.

По сравнению с применяемыми на фабрике реагентами имеют более высокую эффективность и селективность действия, меньшую токсичность и позволяют в 2—2,5 раза снизить расход

аполярного реагента. При этом выход концентрата возрастает в среднем на 1—8,2 %, зольность его снижается на 0,96—1,5 %, зольность отходов возрастает в среднем на 14,5 %.

Для шламов с высоким содержанием глинистого материала целесообразна дробная подача реагентов, которая на фабриках ограничивается обычно двумя или тремя точками: 70—75 % общего расхода реагентов подается в узел подготовки пульпы к флотации, остальное количество — в камеры флотационных машин. Повышение эффективности действия и снижение расхода реагентов достигаются при подаче их в виде гидрозолей или аэрозолей, для устойчивости которых используют добавки-эмульгаторы. Снизить расход высокомолекулярных и вязких реагентов и повысить эффективность их действия можно посредством повышения температуры пульпы до 27—28 °С. Полезными оказываются предварительная обработка аполярного собирателя олефинами, воздействие на него ионизирующего излучения, добавки сернистого натрия (при флотации окисленных углей и антрацитов), предварительная аэрация пульпы с целью образования в ней «активирующих» микропузырьков.

Оптимальная плотность пульпы при флотации углей зависит в основном от их зольности, крупности, дисперсности минеральных примесей и наличия глинистого материала. При обогащении шламов легкой и средней флотиремости содержание твердой фазы в пульпе составляет 120—200 г/л. При наличии в шламах большого количества глинистого материала содержание твердого в пульпе понижается до 100 г/л и менее. Флотация таких пульп сопровождается снижением производительности флотационных машин и увеличением расхода реагентов, однако при этом значительно улучшаются селективность процесса и качество концентрата вследствие уменьшения механического выноса илистого материала в пенный продукт (ЗЦЗ).

Степень влияния рН пульпы на результаты флотации углей разной степени метаморфизма зависит от наличия на их поверхности функциональных групп. Показатели обогащения углей марки К обычно незначительно улучшаются, углей марки Г — ухудшаются, а углей марки А — прак-

тически не изменяются с повышением щелочности пульпы. Несмотря на разнообразный состав природных и оборотных вод, на обогатительных фабриках значения рН не бывают более 8,2.

На большинстве фабрик применяют «прямые» схемы флотации, по которым пенный продукт всех камер объединяют в общий концентрат, а хвосты удаляют из последней камеры. При флотации угольных шламов повышенной зольности (более 18—20 %) наиболее распространенной, например, в ФРГ является схема с перечисткой концентрата последних камер. Гораздо реже используют схему с перечисткой всего концентрата основной флотации.

При флотации шламов коксующихся углей, как правило, применяют схемы, предусматривающие получение двух продуктов — концентрата и отвальных хвостов. Для легкофлотируемых углей применяют схемы с непосредственным получением концентрата и отвальных хвостов из основной флотации (рис. 11.1, а, б), а для труднофлотируемых — используют схемы с перечисткой концентрата или промпродукта (рис. 11.1, в, г).

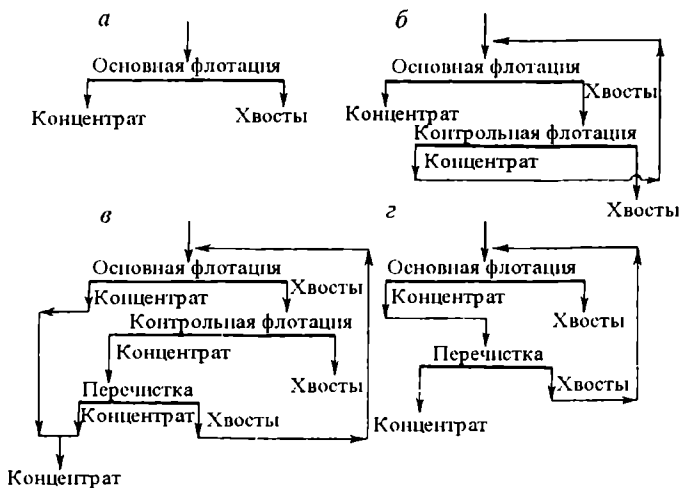


Рис. 11.1. Схемы флотации каменных углей

Технологические показатели флотации колеблются в широких пределах в зависимости от общей зольности исходного питания, пламуемости угля и содержания в нем наносной зольности. Зольность концентрата составляет 2,5—10 %, а хвостов — от 60 до 80 %.

Флокуляционно-флотационный способ обогащения угольных шламов основан на флотации после предварительной селективной флокуляции тонких угольных частиц. В качестве селективных флокулянтов используются аполярные масла, гетерополярные реагенты, синтетические латексы (СКС-30Д, СКС-30ШР). Эффективность последних подтверждена на углеобогадательных фабриках Макеевского, Авдеевского и Епакиевского коксохимических заводов.

11.5.3. Существующая практика применения методов обогащения на углеобогадательных фабриках

Наиболее распространенными методами обогащения каменных углей и антрацитов в настоящее время являются следующие.

Для обогащения крупного угля:

- в колесных сепараторах с тяжелой средой (магнетитовой суспензией). Метод универсален и применим для углей и антрацитов всех категорий обогатимости и не чувствителен к высокому содержанию породы и его колебанию в обогащаемом угле и антраците. Верхний предел крупности углей, обогащаемых в тяжелосредних сепараторах, равен 300 мм, нижний — 10 мм, а в отдельных случаях — 6 мм (ЦОФ «Гуковская», антрацит);
- в отсадочных машинах. Метод целесообразен при верхнем пределе крупности 150—200 мм, легкой обогатимости и ограниченном содержании породных фракций (25—30 %);
- в крутонаклонных сепараторах (КНС) для извлечения топлива из разубоженной горной массы.

Для обогащения мелкого угля:

- в отсадочных машинах для энергетических углей легкой и средней обогатимости и недефицитных марок углей для коксования (Г, ОС, Т). Предел обогащения 0,5—16 мм

для каменных углей и 1—15 мм для антрацита. При высокой трудности обогащения исходного материала нижний предел крупности эффективного обогащения увеличивается до 0,8—1 мм для каменных углей и до 2—3 мм для антрацита;

- в циклонах с магнетитовой суспензией для коксующихся углей трудной и средней обогатимости, дефицитных марок углей, а также при необходимости разделения по низкой плотности для получения особо низких концентратов. Диапазон крупности углей, эффективно обогащаемых в тяжело-средних циклонах, от 0,2 (0,15) до 25 (40) мм.

Для обогащения шламов:

- флотация. Она используется также как средство вывода илов из водно-шламовой системы в процессе регенерации оборотной воды на фабриках, обогащающих энергетические угли и антрациты. Флотация применяется для шламов с верхним пределом крупности 0,5 мм. В связи с высокой стоимостью этого процесса приходится снижать верхний предел крупности до 0,3 мм и менее. Для обогащения крупнозернистых от 0,5 до 2 (3) мм шламов применяют гидроциклоны, спиральные сепараторы и концентрационные столы (в основном в зарубежной практике);

- флокуляционно-флотационный способ обогащения тонких угольных шламов.

Наиболее распространенными сочетаниями процессов на обогатительных фабриках являются обогащение крупного угля в тяжелых средах, мелкого — в отсадочных машинах и шлама — флотацией. Так, на ЦОФ «Свердловская» применена технологическая схема с нижним пределом обогащения до 0 мм, по которой предусмотрено обогащение крупных классов в сепараторах с минеральной суспензией, мелких — отсадкой и шламов — флотацией. На Нерюнгринской фабрике осуществлена технология обогащения углей в трехпродуктовых циклонах с минеральной суспензией в сочетании с флотацией угольного шлама.

В настоящее время в минеральных суспензиях обогащается 31,5 % угля, гидравлической отсадкой — 48,7 %, методом флотации — 11,1 %. В отдельных случаях применяются обогащение в

воздушном потоке, противоточная гидравлическая сепарация, центробежное обогащение в водной среде, обогащение на концентраторных столах, обогащение на спиральных сепараторах.

Широкое применение получил пневматический метод обогащения для высокозольных и высокосернистых бурых углей. Верхний предел крупности при использовании пневматических сепараторов составляет 75 (100) мм.

11.6. Процессы и аппараты для обезвоживания продуктов обогащения углей

Влага, приобретаемая углем в операциях обогащения, сокращает его теплотворную способность, увеличивает трудности осуществления и стоимость транспортирования, ухудшает качество металлургического кокса и его выход при коксовании. Обезвоживание угля поэтому является важнейшей операцией, и, как и процесс обогащения, метод обезвоживания и тип используемого оборудования зависят от крупности материала.

Трудности обезвоживания угля прямо пропорциональны его поверхности. Зависимость характера процесса и типа аппаратов для обезвоживания исходного угольного продукта от его крупности и влажности приведена на рис. 11.2.

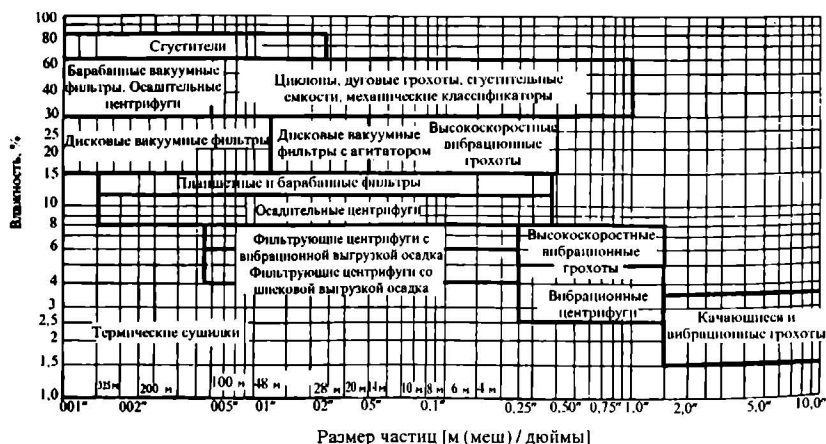


Рис. 11.2. Влияние крупности и влажности угольных продуктов на характер процесса и тип используемого оборудования для их обезвоживания

Крупные сорта углей обезвоживаются в бункерах, на неподвижных грохотах и в элеваторах; угли крупнее 3—4 мм — на качающихся грохотах. Угли крупностью 0,5—4 мм обезвоживаются на высокоскоростных вибрационных грохотах, однако если содержание влаги строго регламентируется, они не используются при крупности материала менее 0,6—0,9 мм.

Для обезвоживания тонких угольных продуктов используется фильтрующее оборудование различного типа. Для материала крупностью менее 0,5 мм операция центрифугирования сопровождается последующей вакуумной фильтрацией. Дисковые фильтры и осадительные центрифуги используются для обезвоживания продуктов крупностью –28 меш, а также в специальных случаях.

Для операции вторичного обезвоживания используются также барабанные фильтры и план-фильтры. Такое оборудование, как обычные сгустители, цилиндрические сгустители с осадконакопителем и гидроциклоны, используется в основном для отделения угля от больших количеств воды. Они являются первичным обезвоживающим оборудованием с целью подготовки угля для дальнейшего его обезвоживания путем центрифугирования, фильтрации и т. д.

За последние годы разработаны более эффективные:

- дисковый вакуум-фильтр с адаптивной системой управления для обезвоживания флотационных концентратов и угольных шламов с площадью поверхности фильтрования 250 м²;
- ленточный вакуум-фильтр со сходящим полотном с площадью поверхности фильтрования 60 м² для обезвоживания обогащенного и необогащенного угольного и антрацитового шлама и отходов флотации.

Созданы и переданы в серийное производство вибрационные фильтрующие центрифуги типоразмерного ряда ФГВ, рассчитанные на производительность 150—250 и 400 т/ч; осуществлена модернизация устаревших вертикальных вибрационных фильтрующих центрифуг ФВВ-100, предусматривающая полную унификацию вибропривода с горизонтальными центрифугами ФГВ, что обеспечило повышение их производительности и снижение влажности обезвоженного угля.

Однако эффективного обезвоживания на вибрационных центрифугах углей с большим содержанием мелочи, особенно илестых включений, достичь не удастся. Для этого создана усовершенствованная конструкция фильтрующей шнековой центрифуги ФВШ-1000, испытаны в промышленности опытные образцы фильтрующей центрифуги с вибрационной выгрузкой осадка с ротором диаметром 1500 мм производительностью 400 г/ч.

Созданная новая конструкция осадительной центрифуги ОГШ-1.12 для обезвоживания шлама показала более высокую технологическую эффективность по сравнению с центрифугами НОГШ-1320Д.

Наиболее надежным методом обезвоживания отходов флотации и тонкодисперсных шламов с получением транспортабельных осадков и практически чистой оборотной воды является их обработка на крупнометражных фильтр-прессах. Этот метод обеспечивает замыкание водно-шламовых схем и экологическую чистоту углеобогатительных фабрик.

Технологические возможности фильтр-прессов в углеобогащении не исчерпываются операциями обезвоживания отходов флотации и шламов. Весьма перспективным и технологически надежным способом глубокого обезвоживания флотационного концентрата, исключая необходимость последующей его термической сушки, может стать его фильтрование под давлением в камерных фильтр-прессах с просушкой осадка сжатым воздухом.

Разработанный образец камерного фильтр-пресса ФОМ-1100 предусматривает две модификации его исполнения: с открытым отводом фильтрата для обезвоживания отходов флотации и с закрытым отводом фильтрата и возможностью просушки осадка сжатым воздухом для глубокого обезвоживания флотационного концентрата. Производительность фильтр-пресса ФОМ-1100 при обезвоживании отходов флотации составляет 15—20 т/ч, а флотационного концентрата — 30—40 т/ч. Созданы также унифицированные ленточные фильтр-прессы с лентой шириной 1200 мм для обезвоживания отходов флотации и шламов и ленточный вакуум-фильтр со сходящим полотном и площадью поверхности фильтрования 30 м².

Термической сушке на углеобогажительных фабриках подвергаются флотационный концентрат (0—0,5 мм) влажностью 22—26 %, мелкий концентрат (0—13 мм) влажностью 9—12 %, шлам (0—3 мм) влажностью 22—25 % и мелкий промпродукт (0—13 мм) влажностью 8—10 %. На сушку эти продукты подаются отдельно или в смеси в различных процентных соотношениях, промпродукт сушится отдельно. В процессе сушки обычно удаляется влага, связанная физико-механически и частично физико-химически. Химически связанная влага при сушке не удаляется.

Сушка осуществляется в барабанных газовых сушилках, газовых трубах-сушилках и в сушилках «кипящего» слоя.

Применение технологии сушки флотоконцентрата во взвешенном слое фонтанирующего типа позволяет в первую очередь обеспечить полную безопасность ведения процесса, надежность и стабильность работы сушильных установок. Одновременно с этим увеличивается единичная производительность сушильных установок до 40 т/ч по исходному углю и до 5,7 т/ч по испаренной влаге при снижении влажности флотационного концентрата с 22 до 9 %. Разработан новый комплекс сушилки взвешенного слоя производительностью 35 т/ч по испаренной влаге.

Отличительной особенностью новой технологии сушки флотационного концентрата в аппаратах БСВ-10, по сравнению с трубами-сушилками, является значительное увеличение показателей энергосбережения и экологии, что выражается в увеличении удельного влагосъема с единицы объема сушилки — от 500 (для трубы-сушилки) до 1900 кг/(м³·ч), снижении расхода условного топлива с 1480 до 1200 кг/ч и уменьшении валового выброса пыли в атмосферу до требований санитарных норм.

11.7. Процессы и аппараты для брикетирования углей

Брикетирование угольной мелочи является наиболее перспективным направлением получения коммунально-бытового топлива.

Рассортировка, например, позволяет получить высококачественное топливо только из каменных углей и антрацитов. Метод *окаtywания* (грануляции) угольной пыли, в свою очередь, требует значительных энергетических затрат на предварительное измельчение угля и применения связующих добавок в виде растворов, что приводит к дополнительному расходу тепла при сушке и термической обработке гранул с целью их облагораживания и придания им механической прочности. Кроме того, применяемые для гранулирования доступные связующие материалы не обеспечивают в большинстве случаев атмосферо- и водоустойчивость топлива, увеличивают в нем содержание минеральной части. Поэтому метод гранулирования может быть рекомендован только для утилизации тонкодисперсных продуктов переработки угля.

Современная технология брикетирования углей располагает двумя достаточно разработанными и широко применяемыми в промышленности методами.

Первый метод основан на *брикетировании со связующими веществами*. Операция прессования предварительно подготовленного до крупности 0—4 (6) мм и высушенного до воздушно-сухого состояния угля осуществляется при давлении от 10 до 40 МПа в основном на вальцевых прессах.

Этот метод является универсальным и применим ко всем каменным углям, антрацитам, коксовой мелочи и твердым бурым углям марок Б2 и Б3. В большинстве случаев он позволяет получить брикетное топливо высокого качества — стойкое при длительном транспортировании и открытом хранении, с высокой теплотой сгорания, сохраняющее форму и не рассыпающееся в топке до полного сгорания, что снижает потери топлива с химическим и механическим недожогом.

Производительность большинства существующих прессовых вальцевых агрегатов ограничивается оптимальной массой и формой брикета для его эффективного сжигания в слоевых топочных устройствах, механикой процесса формирования брикета и особенностями конструкций прессов и не превышает 50 т/ч по брикету.

С целью организации в России крупномасштабного производства облагороженного бытового угольного топлива на базе перспективных для разработки угольных месторождений налажен выпуск:

- автоматизированного брикетно-вальцевого комплекса АБК-50 производительностью до 50 т/ч для прессования углей со связующими материалами. По эксплуатационным параметрам данный комплекс не уступает брикетно-вальцевым агрегатам зарубежных аналогов;
- специализированного нефтебитумного связующего (НБС), отличающегося от нефтебитумов строительных марок, которые применяются для брикетирования углей, более высокими технологическими и санитарно-гигиеническими свойствами.

Брикетирование каменных углей, антрацитов, коксовой мелочи в смеси с твердыми бурыми углями и связующими органического происхождения (нефтебитумами) посредством термической или термоокислительной обработки брикетов улучшает их качество: повышает реакционную способность брикетов при их сгорании, снижает дымность при сжигании и улучшает комфортность использования топлива.

Брикетирование каменноугольного антрацитового штыба или полукокса с органическим или неорганическим связующим на вальцевых прессах может сопровождаться последующей термической или термоокислительной обработкой брикетов.

Второй метод основан на *брикетировании без связующих* и применим в основном к молодым углям марки Б1.

Прессование предварительно подготовленного и высушенного угля крупностью 0—6 мм осуществляется обычно на штемпельных прессах производительностью до 10 т/ч по брикету. Повышение производительности этого типа оборудования ограничивается факторами, что и для вальцевых прессов, применяющихся для брикетирования со связующими добавками.

Брикеты, полученные без связующих добавок, являются менее атмосферо- и водоустойчивым и калорийным топливом, по сравнению с брикетами, полученными со связующими веществами.

В промышленности используются также другие разновидности брикетирования без связующих добавок:

- брикетирование мягких бурых углей в штемпельных прессах с последующим полукоксованием и коксованием полученных брикетов (Германия, Индия);
- термобрикетирование (горячее прессование) на штемпельных прессах малометаморфизованных (с выходом летучих 30 %) каменных углей (Великобритания);
- термобрикетирование смесей высокометаморфизованных (с выходом летучих менее 15 %) неспекающихся каменных углей, коксовой мелочи, полукокса, нефтяного кокса и хорошо спекающегося коксующегося каменного угля в качестве связующего (Германия).

Доведенная до стадии промышленной эксплуатации технология брикетирования твердых бурых углей без связующих на штемпельных и кольцевых прессах не получила дальнейшего развития из-за недостаточно высоких потребительских свойств брикетов, их атмосферо- и водоустойчивости.

Не получили также развития доведенные до стадии опытно-промышленных испытаний термобрикетирование (горячее прессование) малометаморфизованных неспекающихся или слабоспекающихся каменных углей на вальцевых прессах (Великобритания), термобрикетирование неспекающихся каменных углей в форкамерных прессах (Россия).

11.8. Каменные угли

11.8.1. Характеристика углей и месторождений

Кондиционные запасы каменных углей в СНГ составляют 3805 млрд т (67,8 % запасов всех углей). Распределение их по марочному составу неравномерное. Преимущественное развитие имеют длиннопламенные (38,1 %), тощие (18,4 %) и слабоспекающиеся (16,1 %) угли.

Запасы коксующихся углей оцениваются в 417,6 млрд т (7,4 % всех запасов углей СНГ). Могут использоваться в коксовой шихте в качестве добавок взамен коксующихся газовые угли. Запасы этих углей составляют 391 млрд т, из них спекающихся 103,6 млрд т и неспекающихся 287 млрд т. Крупнейшими по запасам каменных углей являются бас-

сейны: Тунгусский (1953 млрд т), Ленский (661 млрд т), Кузнецкий (533 млрд т), Таймырский (186 млрд т) и Донецкий (86 млрд т).

Запасы антрацитов, являющихся высококачественным энергетическим и ценным технологическим сырьем, в частности для производства электродного термоантрацита, определяются в 36 млрд т, что составляет 0,6 % всех запасов углей СНГ. Они распространены только в Донцком (22 млрд т), Кузнецком (7 млрд т), Горловском (6 млрд т), Узгенском (0,8 млрд т) и Печорском (0,13 млрд т) бассейнах.

Характеристика каменных углей и конечных продуктов их обогащения приведена в табл. 11.5.

Процесс развития углеобогащения происходит во всех угольных бассейнах и стал необходимым звеном не только для коксующихся углей, но и для углей, используемых в энергетике, народно-хозяйственном и бытовом потреблении.

В настоящее время более 60 % добываемого угля охвачено всеми видами переработки. В результате обогащения горной массы с зольностью 35 % выпускается товарная продукция зольностью 18 %, в том числе концентрат для коксования 9,2 %.

Обогатительные фабрики представляют собой высокомеханизированные и автоматизированные предприятия. На них применяются современные технологические схемы с эффективными методами обогащения, позволяющие получать высококачественное топливо с минимальными потерями горючей массы с отходами обогащения.

Таблица 11.5

Характеристика углей и продуктов их обогащения

Бассейн, месторождение, регион	Зола, %	Влага, %	Сера общая, %	Выход летучих, %	Теплота сгорания, ккал/кг
Угольная промышленность России					
рядовой уголь	28,15	8,05	1,6	0—44	1250—8400
концентрат	18,17	8,64	1,42		
отходы	71,11	18,27	1,74		

Бассейн, месторождение, регион	Зола, %	Влага, %	Сера общая, %	Выход летучих, %	Теплота сгорания, ккал/кг
Донецкий (Украина)					
рядовой уголь	29,54	7,39	2,61	0—40	—
концентрат	11,43	8,81	2,01		
отходы	78,45	14,74	2,22		
Донецкий (Россия)					
рядовой уголь	28,19	5,73	1,9	2—29	—
концентрат	14,8	6,01	1,78		
отходы	72,64	11,62	2,05		
Воркутинский					
рядовой уголь	20,74	8,01	0,54	17—45	—
концентрат	10,68	5,8	0,54		
отходы	80,68	6,7	0,55		
Кузнецкий					
рядовой уголь	20,69	6,64	0,37	10—45	—
концентрат	8,47	6,81	0,43		
отходы	70,43	8,17	0,27		
Экибастузский (Казахстан)	40,7	5,5	0,7	32	4500
Якутия					
рядовой уголь	16,7	3,1	0,15	17—40	8700
концентрат	9,4	5,2	0,14		
отходы	83,3	13,9	0,15		
Карагандинский					
рядовой уголь	31,97	7,18	0,65	22—40	—
концентрат	16,82	8,58	0,58		
отходы	66,13	13,77	0,9		
Львовско-Волынское (Украина)					
рядовой уголь	40,6	5,6	2,62	27—40	5760
концентрат	24,5	7,0	2,84		
отходы	72,4	11,6	2,58		

Бассейн, месторождение, регион	Зола, %	Влага, %	Сера общая, %	Выход летучих, %	Теплота сгорания, ккал/кг
О. Сахалин					
рядовой уголь	26,76	14,24	0,34	17—50	6000
концентрат	16	13,53	0,35		
отходы	63,72	13,18	0,3		
Приморье					
рядовой уголь	32	5,1	0,42	8—45	6000
концентрат	18,2	8,2	0,47		
отходы	69,3	11,3	0,45		

11.8.2. Основные направления совершенствования технологии добычи и обогащения углей

Открытым способом добывают 40 % угля, подземным — 60 %. Доля каменного угля в общей добычи — 72,5 %, антрацита — 10 %, бурого — 22,5 %. Производительность труда рабочего на шахтах составляет около 50 т/мес, на разрезах — 450 т/мес. Основные потребители: коксохимические заводы — 26,6 %, электростанции — 40,2 %.

Основными методами совершенствования технологии подземной добычи углей являются применение узкозахватной техники, изгибающихся конвейеров и передвигающейся крепи, а при открытой добыче — внедрение циклично-поточной технологии.

К приоритетным направлениям совершенствования технологии добычи углей относятся: новые способы упрочнения, разупрочнения и разрушения горных пород при разработке месторождений; повышение надежности горных машин и создание автоматизированных механизированных комплексов; применение скважинной технологии, в том числе технологии «углегаз»; создание единой комплексной технологии «добыча — обогащение — использование угля» с целью интенсификации угольного производства, повышения качества товарной продукции, снижения потерь угля при добыче и обогащении.

Основными направлениями совершенствования технологии обогащения углей являются:

- *уменьшение неравномерности при повышении качества товарной продукции за счет согласования технологии и оборудования предконцентрации и обогащения, использования усреднения горной массы и продуктов обогащения на складах и в бункерах обогатительной фабрики, а также в забоях и грузопотоках на разрезах и шахтах;*
- *применение предконцентрации с выделением из крупных классов добываемой горной массы пустой породы с помощью грохотов-дробилок избирательного дробления, тяжелосредних сепараторов или крутонаклонных и шнековых сепараторов для менее ценных и легкообогатимых углей, специальных методов обогащения, использующих различия в электропроводности, способности поглощать и рассеивать рентгеновские или радиоактивные излучения, магнитогидродинамического, магнитогидростатического и других процессов разделения. Это позволит предотвратить неоправданное измельчение угля, снизить себестоимость, трудоемкость и потери его при обогащении. Одновременно это позволит использовать отходы предконцентрации и последующего обогащения для производства эффективных закладочных материалов для шахт. Возможно также создание комплексных автоматизированных установок для предконцентрации в подземных выработках на шахтах и участках, где будет экономически оправдываться повышение содержания породы и крупных классов в горной массе при условии использования выделяемой породы для закладки без выдачи ее на поверхность;*
- *создание и применение при обогащении углей наиболее эффективных процессов и аппаратов: машин для избирательного дробления и удаления крупной породы и посторонних предметов перед обогащением (производительностью до 2000 т/ч); обогащения в тяжелых средах, в том числе технологии обогащения коксующихся труднообогатимых углей в трехпродуктовых циклонах с минеральной суспензией; обогащения отсевов энергетических каменных углей и антрацитов, не соответствующих стандартам по зольности; применения технологии извлечения угля из отвалных пород открытых разработок за счет строительства установок, оснащенных противоточными сепараторами. Для ликвидации*

ручного труда при выборке посторонних предметов и крупной породы на углеприемах создана машина избира- тельного дробления БГД 30×60. Для сортировки угля соз- даны эффективные и надежные самобалансные грохоты с направленными колебаниями короба и самосинхронизи- рующимися вибраторами, создан типоразмерный ряд од- носитных самобалансных грохотов типа ГИСЛ с площа- дью сит от 7,5 до 40 м², а также параметрический ряд универсальных унифицированных инерционных грохотов с площадью сит 27, 33 и 40 м², производительностью при классификации: мокрой — до 1200 т/ч; сухой — до 600 т/ч;

- *замыкание водно-шламовых схем с использованием эф- фективных средств и технологий для обезвоживания от- ходов флотации.* При этом особое внимание уделяется:

использованию возможностей сокращения неоправ- данного измельчения, истирания, переувлажнения, раз- мокания углей и пород при их добыче, доставке на фаб- рику, углеподготовке, складировании и обогащении;

определению и поддержанию оптимальной граничной крупности между гравитационным и флотационным обо- гащением при использовании средств интенсификации гра- витационного обогащения мелких шламов и соответствующем подборе более эффективных схем и оборудования для подготовки шламов к флотационному обогащению;

совершенствованию схем, оборудования и технологии флотации углей, повышению эффективности флотации тонких шламов, снижению нижнего предела крупности флотационного обогащения;

интенсификации процессов обезвоживания угольных, породных и необогащенных шламов, а также процессов осветления оборотных и сточных вод углеобогачитель- ных фабрик;

- *создание автоматизированных обогатительных фабрик с секциями по переработке угля производительностью 1000 т/ч.* Для этого разрабатываются:

аппаратура комплексной автоматизации основных технологических операций с оптимизацией режимов по качеству и количеству выпускаемых продуктов на базе современной, более совершенной аппаратуры и ЭВМ;

комплекс (система) радиоизотопных приборов для контроля качества угля и продуктов обогащения, представленный рядом автономных датчиков различного назначения.

К настоящему времени созданы приборы для определения зольности угля и продуктов обогащения в потоке — РКТП-1 и РКТП-2, влажности — ВАК-4 и содержания серы — БРА-11, унифицированное с новой модификацией гамма-зонда (ГЗУ), устройство («Канал») и анализатор образцов твердого топлива («ИОТТ»).

11.8.3. Структура технологических схем

Современные технологические схемы должны обеспечивать: получение товарной продукции заданной номенклатуры и качества, соблюдение экологических требований в районе размещения обогатительной фабрики, экономическую эффективность функционирования обогатительной фабрики.

Основными факторами, определяющими структуру технологических схем обогащения, являются свойства обогащаемого угля и качество товарных продуктов.

Технологические схемы обогащения могут включать следующие операции:

- прием угля, поставляемого конвейерным транспортом, в автосамосвалах и железнодорожных вагонах, в том числе и саморазгружающихся. В зависимости от вида транспорта применяются различные углеприемные устройства;
- предварительное грохочение угля, поступающего на фабрику, по крупности 100 (150; 200) мм на стационарных грохотах (колосниковые решетки), грохотах с плоской подвижной просеивающей поверхностью, грохотах цилиндрического типа. При значительной разнице в прочности угля и вмещающих пород (не менее чем в 2 раза) могут применяться машины избирательного дробления;
- удаление посторонних предметов (дерево, металл) и негабаритных кусков угля и породы из надрешетного продукта предварительного грохочения с использованием специальных конвейерных лент, грохотов, железоотделителей;
- дробление надрешетного продукта до крупности, соответствующей принятому по технологии верхнему преде-

ду крупности обогащаемого угля (как правило, в щековых или зубчатых валковых дробилках);

- объединение дробленого продукта с надрешетным продуктом предварительного грохочения, с последующим складированием смеси в усреднительно-аккумулирующих емкостях бункерного, полубункерного, напольного типа;
- подготовительное грохочение рядового угля на машинные классы осуществляется на грохотах с плоской, дуговой и цилиндроконической подвижной и неподвижной рабочими поверхностями, а также в гидроклассификационных устройствах. В этой операции происходит подготовка двух или трех машинных классов для гравитационного, центробежного и флотационного обогащения;
- обогащение крупного и мелкого машинных классов, как правило, крупнее 0,5 мм — в тяжелосредних сепараторах, отседачных машинах, тяжелосредних циклонах и пневматических сепараторах;
- механическое обезвоживание продуктов обогащения крупного и мелкого машинных классов: на грохотах, в элеваторах и центрифугах;
- выделение и обработка крупнозернистых шламов с использованием гидроклассификаторов, гидроциклонов, концентрационных столов, спиральных сепараторов, вакуум-фильтров и центрифуг;
- обработка шламовых вод, включая флотацию и обезвоживание получаемых продуктов;
- термическая сушка продуктов обогащения;
- складирование и отгрузка продуктов и отходов обогащения.

Основными отличительными признаками технологических схем являются глубина обогащения исходного угля, качество и ассортимент товарных продуктов обогащения.

По глубине обогащения можно выделить следующие технологические схемы, предусматривающие:

- обогащение только крупных классов размером более 25 (13) мм;

- обогащение крупных и средних классов размером более 6 (3) мм;
- обогащение зернистых углей крупностью более 0,5 мм;
- обогащение всех классов крупности, т. е. до 0.

По качеству концентрата и ассортименту продуктов обогащения технологические схемы бывают:

- с выпуском одного товарного продукта (например, при обогащении энергетических углей марки Т);
- с выпуском одного товарного продукта и разделением его на сорта по классам крупности (например, при обогащении углей марки Г и Д);
- с выпуском двух товарных продуктов — концентрата и промпродукта (при обогащении углей для коксования и для технологических или энергетических целей);
- с выпуском двух товарных продуктов и разделением одного из них на сорта по классам крупности (например, при обогащении газовых углей для коксования, а также при глубоком обогащении антрацита).

При современных условиях добычи, характеризующихся повышенным содержанием породных примесей в добываемых углях, особенно в крупных классах, широкое распространение получили технологические схемы, в которых для обогащения крупных классов применены тяжелые среды, мелких классов — отсадка, шламов — флотация.

Современными тенденциями при разработке технологических схем являются:

- устранение существенного различия в технологических схемах фабрик для обогащения коксующихся и энергетических углей. При этом при обогащении углей для коксования, как правило, предусматриваются выделение товарного промпродукта и обязательное применение флотации шламов. При обогащении антрацитов и энергетических углей марок Г и Д обогащенный уголь подвергается рассортировке и отдельной отгрузке по классам крупности;
- включение в схемы фабрик операции усреднения углей и предварительного (до усреднения и аккумуляции)

рядовых углей) удаления крупной породы в тяжелосредних сепараторах;

- рациональный выбор машинных классов, обеспечивающий соответствие крупности машинных классов применяемому процессу;
- применение модулей, представляющих собой технологически группу оборудования для обогащения определенных классов крупности угля, оснащенных обогатительным оборудованием большой единичной мощности в сочетании с высокопроизводительными транспортными устройствами;
- обесшламливание углей перед отсадкой и классификация их перед флотацией для обеспечения максимального извлечения из обогащаемых углей перед отсадкой транспортной воды и частиц размером менее 0,5 мм, а перед флотацией — частиц крупностью более 0,5 мм (при обогащении углей низкой степени метаморфизма (марки Г и Л), характеризующихся большим содержанием легкоразмокаемых пород);
- применение операции обезвливания шламов перед флотацией методами гидравлической классификации;
- осуществление замкнутого цикла по воде и шламам путем применения фильтр-прессов для обезвоживания отходов фильтрования.

11.8.4. Применяемые технологические схемы

Выбор технологической схемы обогащения угля определяется:

- назначением угля и в связи с этим требованиями, предъявляемыми к его качеству;
- категорией обогатимости угля;
- влажностью угля;
- характеристикой крупности угля и зольностью отдельных его классов;
- характеристикой вкрапленности минеральных примесей, обуславливающих зольность угля;
- производительностью и эффективностью технологического оборудования;
- экономикой отдельных процессов обогащения;
- экологическими требованиями к охране окружающей среды.

При выборе технологической схемы фабрики, основных (обогачительных) и вспомогательных операций и аппаратурного их оснащения исходят из следующих условий:

- максимального извлечения органической массы в товарные продукты при допустимом их засорении балластными примесями;
- минимального (но достаточного для выполнения первого условия) числа процессов и операций в технологической цепи;
- максимального использования особо ценных сортов угля (коксующихся, технологических, сортовых) и наиболее полного извлечения их в соответствующие товарные сорта.

Условие минимизации числа процессов и операций осуществляется на основе принципов: каждому процессу и аппарату — свой продукт; каждый процесс и операция (как подготовительная, так и обогачительная) должны завершаться в машине и аппарате, установленных для этого процесса. При этом должны быть исключены повторные операции и циркуляция продуктов.

Для обогащения *коксующихся углей* трудной и весьма трудной обогатимости применяют схему, показанную на рис. 11.3.

Крупный класс угля обогащается в трехпродуктовых тяжело-средних сепараторах, либо в двухпродуктовых сепараторах по двум плотностям разделения, а мелкий класс и дробленый промпродукт сепараторов — в трехпродуктовых тяжело-средних гидроциклонах.

В некоторых случаях для обогащения мелкого угля в этих условиях используют отсадочные машины с последующей перемывкой промпродукта в тяжело-средних гидроциклонах. Шламы без предварительного сгущения, а иногда после частичного сгущения поступают на флотацию. Флотационный концентрат после фильтрации и мелкий концентрат после обезвоживания в центрифугах подвергают термической сушке.

Отходы флотации сгущаются в радиальных или цилиндрических сгустителях с применением коагулянта. Осветленная вода используется на производственные цели, а сгущенные отходы перекачиваются в илонакопитель или после обезвоживания в фильтр-прессах присоединяются к отходам обогащения крупного и мелкого угля.

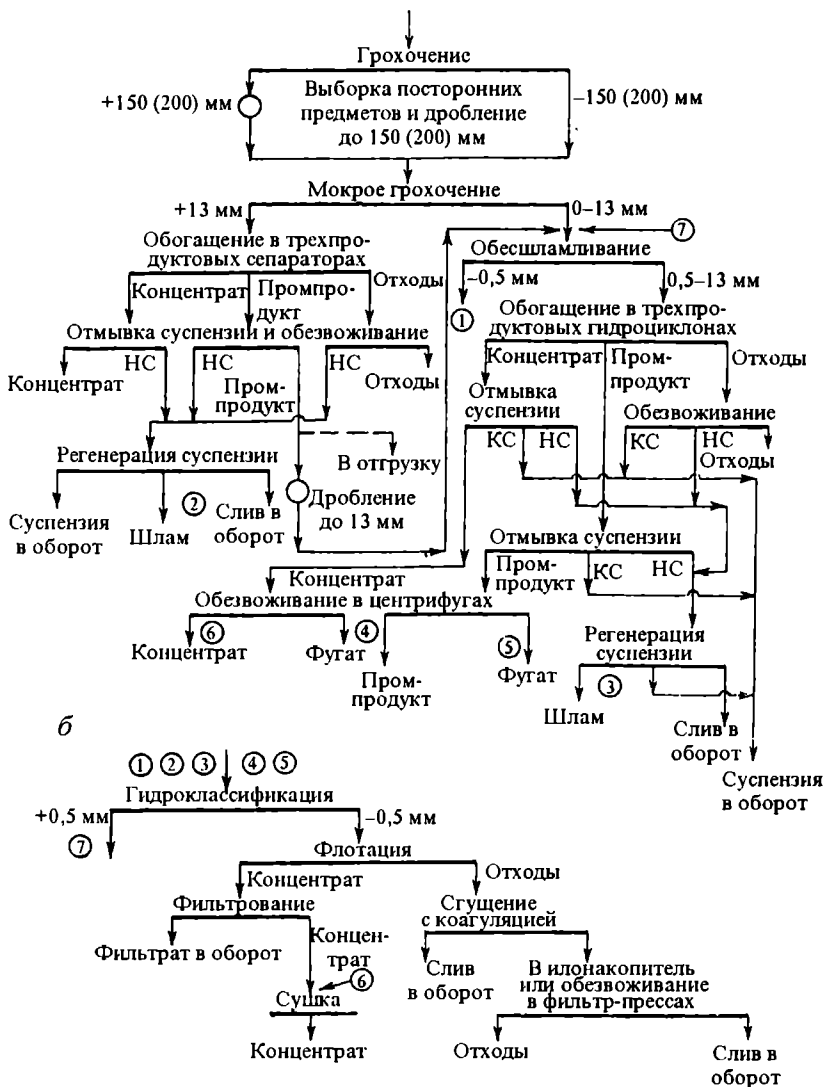


Рис. 11.3. Схемы обогащения коксующихся углей трудной и весьма трудной обогатимости:
a — крупных и мелких классов; *б* — шламов; КС — кондиционная суспензия; НС — некондиционная суспензия

Некондиционная суспензия поступает в электромагнитные сепараторы на регенерацию. Магнетитовый концентрат плотностью 2100—2300 кг/м³ направляется в сборники кондиционной суспензии, а немагнитный продукт — в цикл обработки шламов.

Вопрос о необходимости сушки мелкого промпродукта решается в зависимости от конкретных условий проектирования.

Схема, приведенная на рис. 11.4, применяется для обогащения коксующихся углей средней и легкой обогатимости. Она отличается от схемы на рис. 11.3 тем, что мелкий уголь обогащается в отсадочных машинах с выделением трех конечных продуктов. В схеме предусмотрена возможность выделения при отсадке двух конечных продуктов с циркуляцией промпродукта. Подобная схема может применяться для энергетических углей и антрацитов при глубине обогащения 0 и 0,5 мм. Обогащение крупного класса в этом случае следует проводить в двухпродуктовых тяжелосредних сепараторах. Схема обработки шламов здесь аналогична схеме на рис. 11.3.

Для хрупких коксующихся углей трудной обогатимости, содержащих незначительное количество крупных классов, может применяться схема, изображенная на рис. 11.5.

По схеме предусматривается додраблывание угля до 30 (40) мм и обогащение всего угля одним машинным классом в тяжелосредних трехпродуктовых гидроциклонах либо в двухпродуктовых гидроциклонах по двум плотностям.

В отдельных случаях для обогащения коксующихся и энергетических легкообогатимых углей с содержанием класса крупнее 13 мм до 20 % может применяться схема, предусматривающая обогащение в отсадочных машинах неклассифицированного материала крупностью 0,5—100 мм (рис. 11.6)

Капитальные затраты и эксплуатационные расходы на обогатительных фабриках с применением отсадки неклассифицированного угля примерно на одну четверть меньше по сравнению с фабриками, использующими классификацию перед обогащением.

Обогащение шлама и обезвоживание концентрата и отходов флотации осуществляются аналогично предыдущим схемам. Схема с отсадкой неклассифицированного угля наиболее применима для обогащения углей, добываемых гидроспособом.



Рис. 11.4. Схема обогащения коксующихся углей средней и легкой обогатимости (НС — некондиционная суспензия)

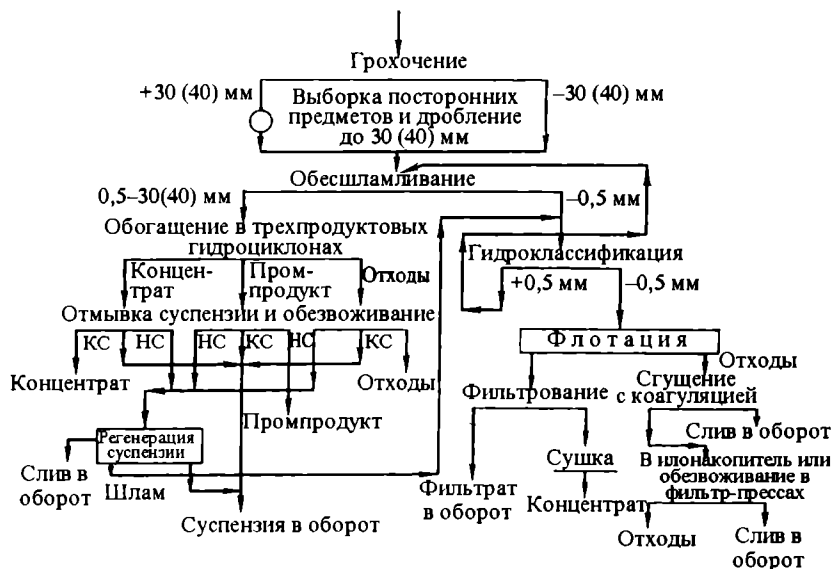


Рис. 11.5. Схема обогащения хрупких коксующихся углей

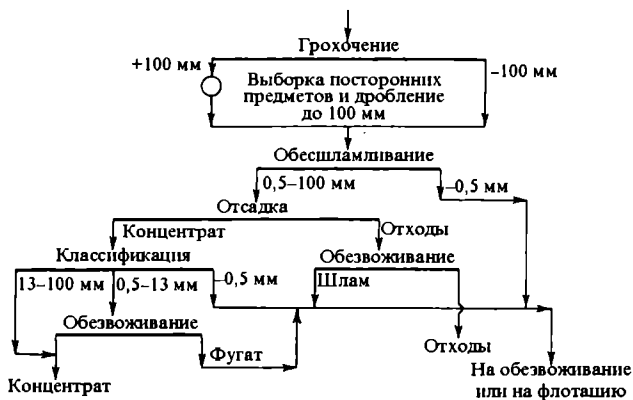


Рис. 11.6. Схема обогащения углей легкой обогатимости с незначительным содержанием класса крупнее 13 мм

Схема на рис. 11.7 предназначена для *энергетических углей и антрацита* при глубине обогащения 13 или 25 мм. Схема предусматривает обогащение крупного класса в двухпродуктовых тяжелосредних сепараторах. По этой схеме можно обогащать уголь до 6 мм двумя машинными классами: +25 (50) мм и 6—25 (50) мм.

Шлам после сгущения и обезвоживания в осадительных центрифугах или вакуум-фильтрах присоединяется к отсеvu. Фугат или фильтрат направляется в оборот. Во избежание накапливания илов в системе предусматривается отвод части фугата или фильтрата в илонакопитель.

Описанные схемы обогащения углей характеризуются следующими особенностями: использованием для обогащения крупных классов процесса разделения в тяжелых средах; применением для труднообогатимых мелких углей разделения в тяжелосредних гидроциклонах, для легко- и среднеобогатимых мелких углей — отсадки; применением для операций обесшламливания и классификации по крупности 0,5 мм дуговых сит, конических грохотов, багер-зумпфов и низконапорных гидроциклонов; переходом на полностью замкнутую водно-шламовую схему с использованием эффективных коагулянтов при сгущении и обезвоживании; широким применением флотации при обогащении шламов.

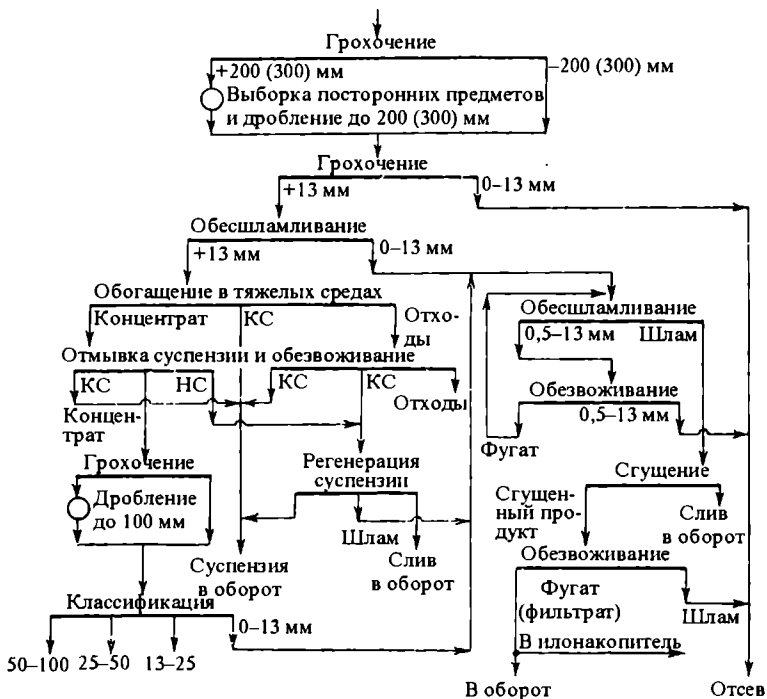


Рис. 11.7. Схема обогащения энергетических углей и антрацита при глубине обогащения 13 мм

11.8.5. Комплексность использования каменных углей

Использование отходов углеобогащения и зольных остатков. В неорганической части отходов обогащения и зольных остатков количественно преобладают глинистый сланец ($Al_2O_3 \cdot 2Si_2 \cdot 2H_2O$), песчаный сланец, пирит (FeS_2), сульфаты ($CaSO_4$), карбонаты ($MgCO_3$, $FeCO_3$) и др. Кроме макроскопических примесей в углях имеется определенное содержание микроскопических соединений и элементов: цветных и благородных металлов, редких, редкоземельных, радиоактивных, легирующих и др. (свинец, цинк, олово, ртуть, серебро, золото, германий, галлий, бериллий, рений, уран, иттрий, скандий, лантан, бор, титан, циркон, ванадий, ниобий, молибден, вольфрам, кобальт, никель, хром, марганец и др.).

Перечисленные микрокомпоненты и элементы в промышленных условиях пока не извлекаются. Извлечение некоторых может быть целесообразным только при решении вопросов комплексной переработки сырья. Рациональное использование указанных отходов может решить не только важную экономическую задачу, но и внести значительный вклад в дело охраны окружающей среды.

Применение отходов угольной промышленности при строительстве автомобильных дорог и сооружении дамб, насыпей и других инженерных объектов — один из наиболее перспективных и экономичных способов использования этого вида вторичного минерального сырья (техногенных месторождений). Он способствует решению проблемы охраны окружающей среды и приводит к значительной экономии средств за счет отказа от разработки специальных карьеров строительных материалов, сохранению и освобождению земель, занятых отвалами.

Зольные остатки и отходы углеобогащения содержат в основном оксиды Al_2O_3 и SiO_2 и их можно использовать при изготовлении шлакоблочных изделий, заполнителей бетонов, производстве красного кирпича и других изделий.

Зола, получаемая при пылеугольном сжигании и санитарной очистке дымовых газов, может использоваться при изготовлении цемента.

Шлаки от сжигания углей в тепловых установках ГРЭС и ТЭЦ могут эффективно применяться в качестве теплоизоляционного материала для утепления чердачных и междуэтажных перекрытий, стен, тепловых и водопроводных магистралей, а также в качестве заполнителей для легких бетонов и кирпича. Установлена целесообразность производства зольного гравия, минеральной ваты, а также литых изделий из некоторых углистых сланцев и их шлаков. Каменное литье из расплава на основе углистых сланцев превосходит базальтовое каменное литье по механической прочности и практически не уступает ему по кислотостойкости. Посредством измельчения затвердевшего расплава получают высококачественный кислотоупорный порошок для футеровки химической аппаратуры.

Ведутся работы по использованию отходов углеобогачительных фабрик в кирпичной промышленности.

Возможно использование отходов при производстве заполнителей для легких бетонов, в частности при производстве аглопорита, который наряду с керамзитом, перлитом и другими заполнителями находит все более широкое применение.

В зависимости от метода подготовки шихты и условий ее термической обработки конечным продуктом могут быть либо пористые глыбы, подвергаемые дроблению на щебень и песок (аглопорит), либо отдельные не спекающиеся между собой округлые гранулы (аглопоритовый щебень).

Примером комплексного и рационального подхода к использованию отходов углеобогащения являются технологические схемы (рис. 11.8), реализуемые на ЦОФ «Абашевская» в Кузбассе. Они позволяют превратить ЦОФ «Абашевская» в предприятие с безотходным производством.

Извлечение германия из продуктов обогащения углей. Германий — один из важнейших металлов, обеспечивающих развитие современной техники полупроводниковых приборов, и его главным сырьевым источником могут быть каменные угли.

Германий в углях распространен крайне неравномерно. Среди углей разных стадий метаморфизма более богатыми германием, как правило, являются угли менее метаморфизованные.

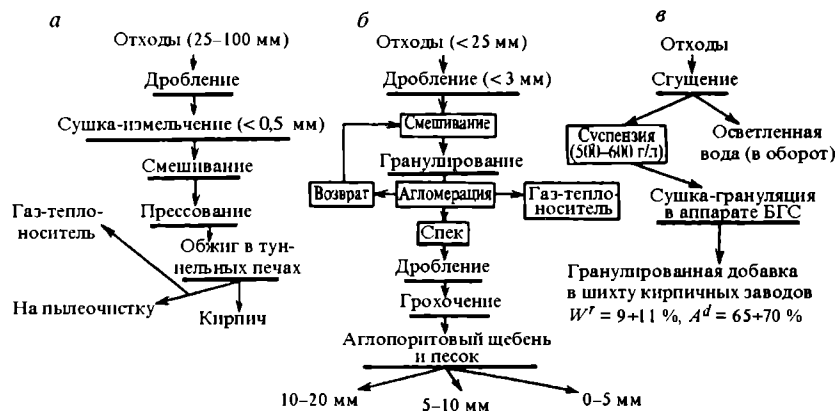


Рис. 11.8. Принципиальные схемы полного использования отходов углеобогащения на ЦОФ «Абашевская»:

а — отходы гравитационного обогащения углей крупностью 25—100 мм; *б* — то же, более 25 мм; *в* — отходы флотационного обогащения углей

Основные носители германия — первично неокисленные компоненты органической части углей — витрен, ксилен и ксиловитрен — основная гелифицированная масса. В большей степени германий связан с компонентами группы витрена. Содержание германия в них является наибольшим как в пересчете на золу, так и на угольное вещество.

Характер кривых распределения германия по угольным фракциям различной плотности не идентичен. Можно отметить следующие основные типы распределения германия:

- монотонное возрастание концентрации германия в угольном веществе по мере уменьшения плотности фракции (рис. 11.9);
- при общей тенденции повышения концентрации германия с уменьшением плотности угольных фракций наблюдается явное снижение ее в наиболее легких фракциях (плотностью около 1300 или 1350 кг/м^3).

Глубокая деминерализация угольного концентрата и выделение части органической массы, содержащей витрен и гелифицированное вещество, позволяют в результате сжигания получать золу с высокой концентрацией германия.



Рис. 11.9. Распределение германия:

1 — в угольном веществе; 2 — в золе; 3 — изменение зольности по фракциям различной плотности

Использование содержащихся в углях оксидов алюминия и железа. Зольная часть углей кроме SiO_2 может содержать значительное количество оксидов алюминия и железа.

Разработана технологическая схема комплексной переработки золы углей щелочным методом для производства глинозема и цемента. Преимущества этой схемы — применение низкощелочной шихты, содержащей 0,7—0,8 молекулы Na_2O на молекулу глинозема, и связывание остального количества оксида алюминия в виде многокальциевого алюмината, а железа — в виде моноферрита кальция. Высокий выход последних в раствор снижает удельный расход соды до 85—90 кг на 1 т глинозема. Получаемый после обработки спеков шлам на 80—85 % состоит из $\beta \cdot 2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$ и является хорошим сырьем для получения цемента марки 600.

Эффективен способ получения глинозема из нефелинового концентрата при спекании его с золой и известняком. Введение в шихту на 100 частей нефелинового концентрата 25,7 части золы позволило резко увеличить выход щелочи глинозема. Установлена целесообразность производства глинозема из породы ряда углей.

В зольных остатках газификации угля на парокислородном дутье под давлением соединения железа приобретают повышенные магнитные свойства вследствие образования Fe_3O_4 , что позволяет извлекать магнитный оксид железа как готовый продукт. При магнитной сепарации золы возможно извлечь более 92 % железа; содержание Fe_3O_4 в полученном концентрате около 90 %, в немагнитной фракции — 0,57 %.

Использование органической массы углей. Из органической массы углей путем ее химико-технологической переработки могут быть получены новые материалы и продукты.

Угольный порошок для литейного производства используется в качестве добавок в формовочные смеси при производстве отливок ковкого и серого чугуна. Он должен иметь оптимальный выход летучих веществ, максимальный выход блестящего углерода, высокие пластические свойства и широкий интервал пластичности, определенные нормы по содержанию золы и серы и, наконец, стабильный гранулометрический состав.

Сажа из углей. Применительно к промышленному производству этот продукт называют техническим углеродом. Он находит широкое применение в шинной и автомобильной промышленности, производстве электродов, электрощеток, красок для полиграфии и некоторых видов пластических масс.

Углеграфитовые (углеродные) материалы — это различные искусственные материалы, композиции и изделия на основе твердого углерода, обладающего ценным сочетанием физико-химических, теплофизических и физико-механических свойств. К их числу следует отнести угольные и графитированные электроды (они составляют основную массу выпускаемой продукции), щетки для электрических машин самого разнообразного назначения, аноды для электролиза и ртутных выпрямителей, детали ядерных реакторов, футеровочные и высокотемпературные материалы, конструктивные детали химической аппаратуры, антифрикционные материалы широкого назначения и т. д.

Адсорбенты применяются для очистки и разделения компонентов материалов, рекуперации паров летучих растворителей, удаления примесей из раствора. Среди используемых для этих целей адсорбентов особое значение имеют активные угли, обладающие высокими адсорбционными свойствами и относительной гидрофобностью поверхности.

Эффективность любого адсорбента определяется характером их пористой структуры. Пористость углей изменяется при их термической обработке (карбонизация) и воздействии на них различных окислителей (кислород, диоксид углерода). Эти процессы — карбонизация и активация — основные стадии технологической переработки углей при получении адсорбентов.

Горный воск, извлекаемый из углей с помощью различных органических растворителей (метод экстракции), представляет собой сложную смесь природных веществ, содержащих эфиры жирных кислот и высокомолекулярных одноатомных спиртов, свободные жирные кислоты (C_{17} — C_{34}), их ангидриды, восковые спирты и др. Технология получения сырого воска (битума) состоит из стадий подготовки сырья к экстракции (сортировка, измельчение и сушка), собственно экстракции растворителями (бензол, бензин, спиртобензол и

др.), отделения растворителя от экстракта и формирования брикетов товарного воска.

Ископаемые смолы (резинит) могут использоваться в химической промышленности при производстве пластических масс как заменители дорогостоящих и дефицитных фенол-формальдегидных смол.

Наибольшее развитие получили исследования по модификации синтетических смол концентратами липтобиолитовых углей.

Сотрудниками ИОТТ разработана принципиальная технологическая схема обогащения липтобиолитовых углей на ЦОФ «Ткибульская» (рис. 11.10).

В схеме предусмотрены предварительное обогащение крупного класса углей на отсадочной машине (или тяжелосредном сепараторе), дробление концентрата с повышенным содержанием липтобиолитов до крупности 25 мм, затем 2 мм и стадийное обогащение дробленого продукта с выделением концентрата для коксования и смоляного концентрата для термопластификации.

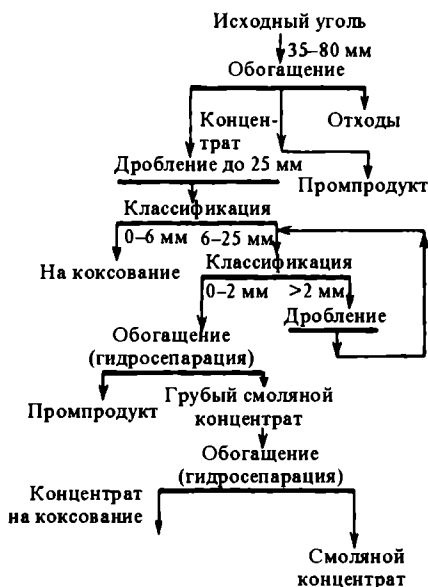


Рис. 11.10. Технологическая схема обогащения липтобиолитовых углей

По этой схеме возможно получение смоляного концентрата зольностью 7,6 % с содержанием 71 % смоляных включений (резинита) в органической массе и его пластичностью 49,9 %.

Жидкие топлива и горючие газы получают при переработке органической массы углей путем ее ожижения (гидрогенизации) и газификации.

В зависимости от условий процесса и глубины превращения органической массы угля метод гидрогенизации позволяет превращать твердое топливо в высококачественное моторное горючее (бензин, дизельное, реактивное и котельное топливо) и сырье для органического синтеза, в том числе моно- и полициклические ароматические углеводороды, фенолы, азотистые основания и др.

Газификацией твердого топлива называется термический процесс, при котором органическая часть угольного вещества превращается в горючие газы в присутствии воздуха, водяного пара, технического кислорода. Этот процесс основан на горении и неполном окислении угля. Часть угля сгорает для обеспечения процесса теплом, а часть реагирует с окислителями с образованием водорода, оксида углерода и других газов, состав которых зависит в основном от петрографического состава, зольности, влажности, сернистости используемых углей, состава дутья и скорости его подачи, температуры процесса и его аппаратурного оформления.

Гидрогенизация и газификация твердых горючих ископаемых расширяют возможности их комплексного энергетического и технологического использования на современном научно-техническом уровне, решают задачи охраны окружающей среды от вредных выбросов, имеющих место при непосредственном сжигании углей в топках различного назначения.

11.9. Бурые угли

11.9.1. Характеристика месторождений бурых углей и их технологических свойств

Кондиционные запасы бурых углей в России (включая лигниты) составляют 1768 млрд т, или 31,55 % всех запасов, причем основная их часть (1545 млрд т) приходится на угли марок Б2 (плотные матовые): Подмосковский, Канско-Ачинский бассейны

и др., и БЗ (блестящие): Челябинский, Ленский бассейны, месторождения о. Сахалин, Якутии и др. Наиболее значительные запасы бурых углей сосредоточены в двух бассейнах страны: Ленском — 878 млрд т (49,7 %) и Канско-Ачинском — 470 млрд т (26,6 %).

Основными буроугольными бассейнами и месторождениями, которые эксплуатируются в настоящее время или будут осваиваться в будущем, являются: в европейской части — Подмосковский и Днепровский; на Урале — Челябинский и Южно-Уральский, Богословское и Волжское (Свердловской обл.); в Восточной Сибири — Канско-Ачинский и частично Иркутский и ряд месторождений в Забайкалье; ряд месторождений Дальнего Востока.

Характеристика бурых углей основных бассейнов и месторождений приведена в табл. 11.6.

Деление бурых углей на землистые молодые (мягкие) Б1 и плотные Б2, БЗ (являющиеся результатом метаморфизма и петрографического состава углей) обусловлено различием их физико-механических и физико-химических свойств.

Угли, относящиеся к категории слабоструктурных молодых бурых углей (Южно-Уральский, Канско-Ачинский и другие бассейны), имеют влажность от 16 до 70 %, а зольность — от 10 до 60 % (на сухое состояние топлива). При хранении на поверхности слабоструктурные угли под воздействием атмосферного воздуха и температуры отдают влагу и быстро разрушаются, часто превращаясь в пыль. Применение для их обогащения обычных мокрых и сухих механических методов обогащения нецелесообразно из-за низкой прочности (особенно землистых разновидностей) углей. Кроме того, крупность вкрапленности пустой породы в угольной веществе составляет, как правило, микроны и отделение ее методами обогащения практически невозможно. Поэтому слабоструктурные бурые угли, как правило, не обогащают, а подвергают брикетированию.

Брикетирование таких углей позволяет получать механически и термически прочный сортовой продукт — брикет, имеющий определенную геометрическую форму, размеры и массу.

Согласно существующим ГОСТам на буроугольные брикеты установлены следующие нормы: зольность — 20—29 %, влажность — 18—21 %, содержание общей серы — до 4,5 %.

Характеристика бурых углей основных бассейнов и месторождений России

Показатели	Группа (марка)	Влажность, %	Зольность, %	Содержание серы, %	Выход летучих, %	Теплота сгорания*, ккал/кг
Подмосковный бассейн	Б1, Б2	30—40	23—40	3—8	46—47	2600—2700
Месторождения Урала:						
Свердловская обл.	Б2	25	22—38	0,4	40	2640—3300
Челябинская обл.	Б3	16	32—33	1,2	40	3350
Южно-Уральский бассейн (Оренбургская обл. и Башкирия)	Б1	55	18	1	67	2150
Днепропетровский бассейн (Росейнская часть)	Б1	56	26	4	59	1700—2200
Месторождения Сибири:						
Канско-Ачинский бассейн	Б1, Б2, Б3	33—45	9—11	0,5	43—48	3300—3900
Якутский и Средне-Вилуйский район Ленского бассейна	Б3	11—18	5—16	0,2—0,5	39—45	2800
Месторождения Забайкалья:						
Харанорское	Б1	25—35	14—20	≈1	42—45	3000—4500
Черниговское	Б2					
Гусиноозерское	Б3					
Турбаготайское	Б3					
Иркутский бассейн (Азейское и Минчунское месторождения)	Б3	—	5—29	0,5—1,1	44—54	—
Месторождения Дальнего Востока (Райчихинское, Угловский бассейн, месторождения о. Сахалин и др.)	Б2, Б3	20	9—15	До 1,0	42—48	3500—4500

* 1 ккал ≈ 4,2 кДж (единицы СИ).

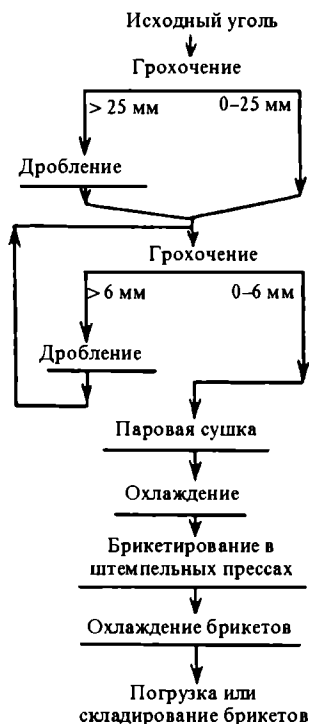


Рис. 11.11. Типовая технологическая схема брикетирования бурых углей

Технология брикетирования и схема буроугольных брикетных фабрик определяются физико-механическими свойствами перерабатываемого угля, его гранулометрическим составом и требованиями к качеству брикетов.

Типовая технологическая схема брикетирования молодых слабоструктурных бурых углей показана на рис. 11.11.

Исходный уголь влажностью 50—65 % после грохочения и дробления до крупности кусков 6 мм поступает в барабанную паровую сушилку, где высушивается до влажности 18—20 %. Угольную мелочь перед прессованием охлаждают до 40—50 °С и брикетируют в штемпельных прессах под давлением 9,8—11,8 кПа. Готовые брикеты на выходе из пресса имеют температуру 70—80 °С. Во избежание самовозгорания брикеты охлаждают на охладительных лотках и сетчатых конвейерах, а затем отправляют на склад или в отгрузку потребителям.

Высокозольные бурые угли с прочной структурой, загрязненные вмещающими породами, могут быть подвергнуты механическому обогащению — гравитационным методом. Вследствие сильной размокаемости углей предпочтение следует отдавать сухим гравитационным процессам обогащения (после предварительной подсушки углей). Например, бурые угли более высоких степеней метаморфизма (угли Урала и Подмосковского бассейна), физические свойства которых позволяют применять механические процессы, обогащаются на обогатительных фабриках, оборудованных пневматическими сепараторами.

Технологические схемы обогащения угля пневматическим методом отличаются простотой. Они предусматривают обогащение угля крупностью 13 (25)—75 (50) мм. Уголь крупностью более 75 (50) мм дробится до размера 75 (50) мм. В некоторых случаях крупный уголь избирательно дробится в грохотах-дробилках с выделением отходов. На обогатительных фабриках получают концентрат крупностью 13—75 мм и отсев крупностью менее 13 мм. Продукты обогащения используют для сжигания на тепловых электростанциях с пылеугольными топками.

11.9.2. Технологические схемы обогащения

Многообразие горно-геологических и климатических условий определяет значительные различия в технике и технологии добычи и переработке бурых углей.

Так, бурые угли Подмосковского бассейна характеризуются высокой зольностью (до 50 %) и содержанием общей серы (до 6 %) в виде неорганических и органических соединений. Основным неорганическим соединением серы является пирит в виде конкреций различного размера. Угли используются в основном для сжигания на электростанциях после предварительного обогащения. В результате механического обогащения зольность угля снижается на 10—15 % (абсолютных) и массовая доля серы до 42 % (относительных).

Разработанная технологическая схема комплексного обогащения бурых углей Подмосковского бассейна представлена на рис. 11.12. Горная масса крупностью 0—300 мм поступает на предварительное грохочение. Отсев угля крупностью 0—25 мм поступает в погрузочные бункеры. Уголь класса 25—300 мм обогащается в магнетитовой суспензии в две стадии. При зольности исходного угля 33—35 % и содержании серы 5—9 % получают

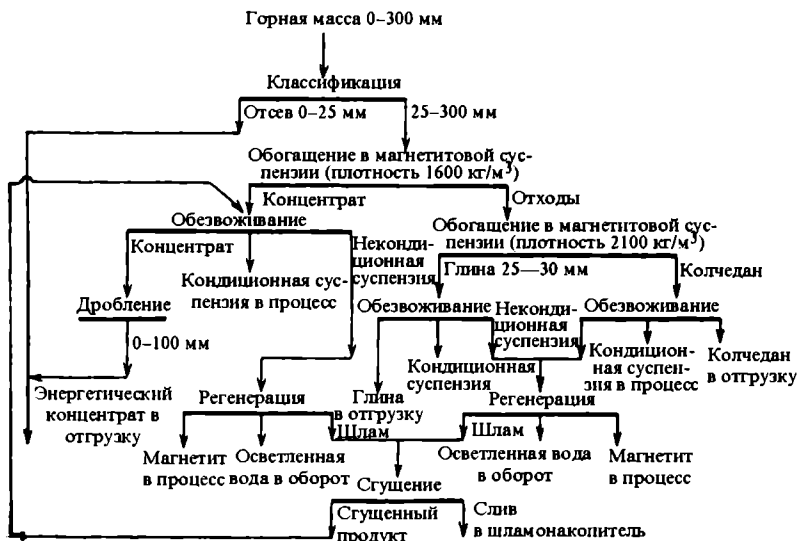


Рис. 11.12. Технологическая схема комплексного обогащения бурых углей Подмосковского бассейна

угольный концентрат зольностью 23—25 % с содержанием серы 3—5 %, глинистую породу, углистый колчедан с содержанием серы 39 %. Глинистая порода является сырьем для производства огнеупоров, шамота и строительного кирпича. Колчеданный концентрат используется как компонент шихты при производстве ферросплавов и никеля.

Данная схема практически реализована в схеме фабрики разреза «Климовский» (рис. 11.13). По ней предусмотрено разделение угля класса 25—300 мм в две стадии в тяжелосредних колесных сепараторах по плотности магнетитовой суспензии 1650 и 2100 кг/м³ с получением трех кондиционных продуктов: угольного и пиритного концентратов и глины. Угольный концентрат в смеси с небогащенным отсевом (0—25 мм) отгружают электростанциям и глину — Рязанскому кирпичному заводу для производства кирпича, пиритный концентрат (42—46 %) — Уфалейскому никелевому комбинату, где используется в качестве сульфидизатора при плавке окисленных никелевых руд.



Рис. 11.13. Принципиальная технологическая схема перерабатывающей установки на фабрике разреза «Климовский»

На шахтах «Бельковская», «Западная», «Прогресс», «Владимирская» и «Никулинская» сооружены обогатительные фабрики (общей мощностью 9570 тыс. т/год), использующие пневматический метод обогащения, позволяющий увеличить извлечение пирита и исключаящий сложное водно-шламовое хозяйство. На этих фабриках после подготовки уголь крупностью 0—75 мм обогащается на пневматических сепараторах СП-12 с циркуляцией промпродукта, получением концентрата и отходов (рис. 11.14).

Опыт работы обогатительных фабрик подтвердил целесообразность развития технологии обогащения путем переобогащения отходов и получения глины и пиритного концентрата (35—42 % серы) как товарных продуктов (рис. 11.15). Это позволяет перейти на безотходную технологию переработки углей. В качестве обогатительного аппарата может быть использован пневматический сепаратор СП-112 произ-

водительностью 150 т/г при крупности обогащаемого угля 6—75 мм. Он имеет систему автоматического регулирования процесса разделения и комплектуется специальными спиральными пылеотделителями.

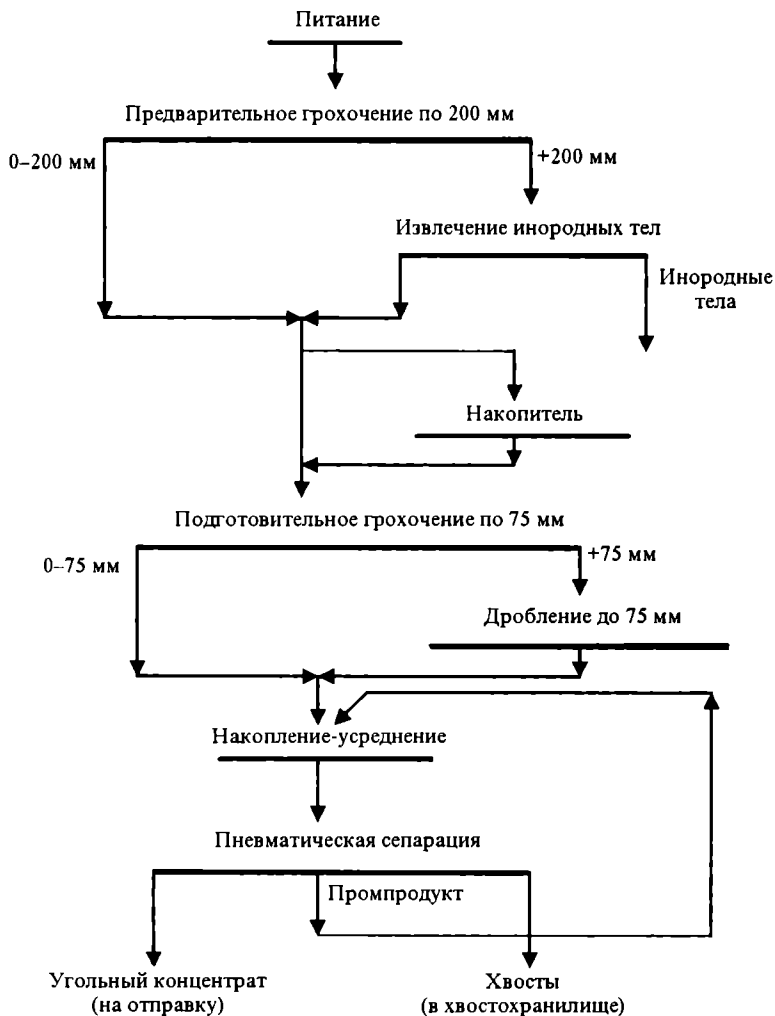


Рис. 11.14. Принципиальная технологическая схема перерабатывающей установки на шахте «Владимирская»

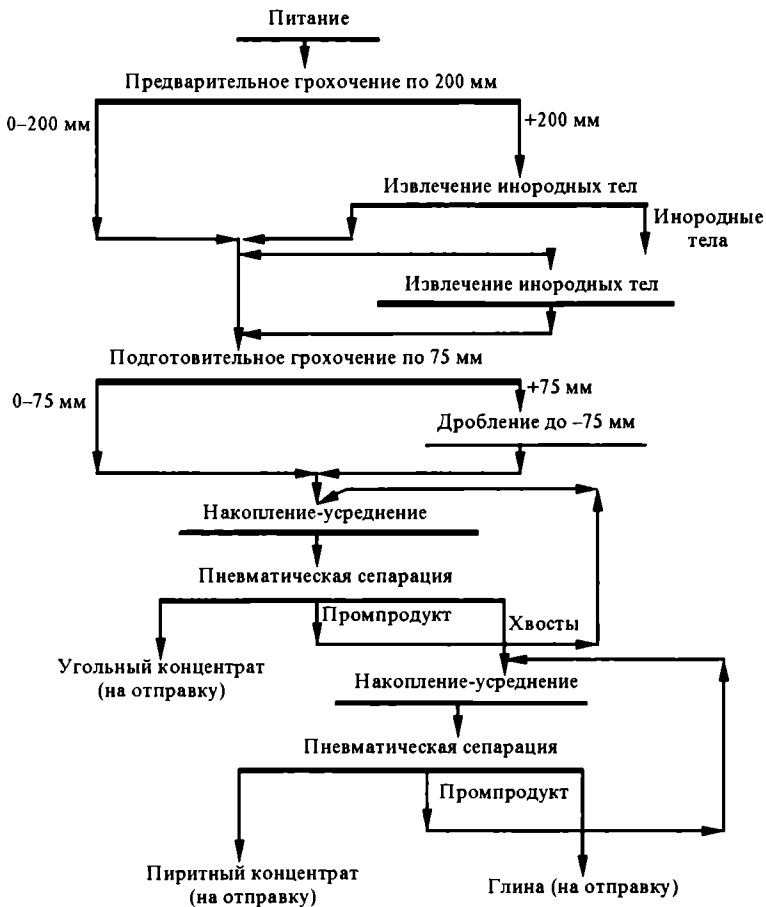


Рис. 11.15. Принципиальная технологическая схема для переработки подмосковных углей

На Новомосковской ГРЭС установлено, что в циркуляционном продукте шаровых мельниц системы углеподготовки происходит концентрация сульфидной серы (пирита), которая может быть выделена на пневматическом сепараторе ПСК-1 в пиритный концентрат с содержанием 41 % серы. Освоение комплексной технологии (рис. 11.16), включающей обогащение на фабрике, облагораживание угля на электростанции и сжигание его совместно с горючими сланцами, обеспечивает экологические требования.

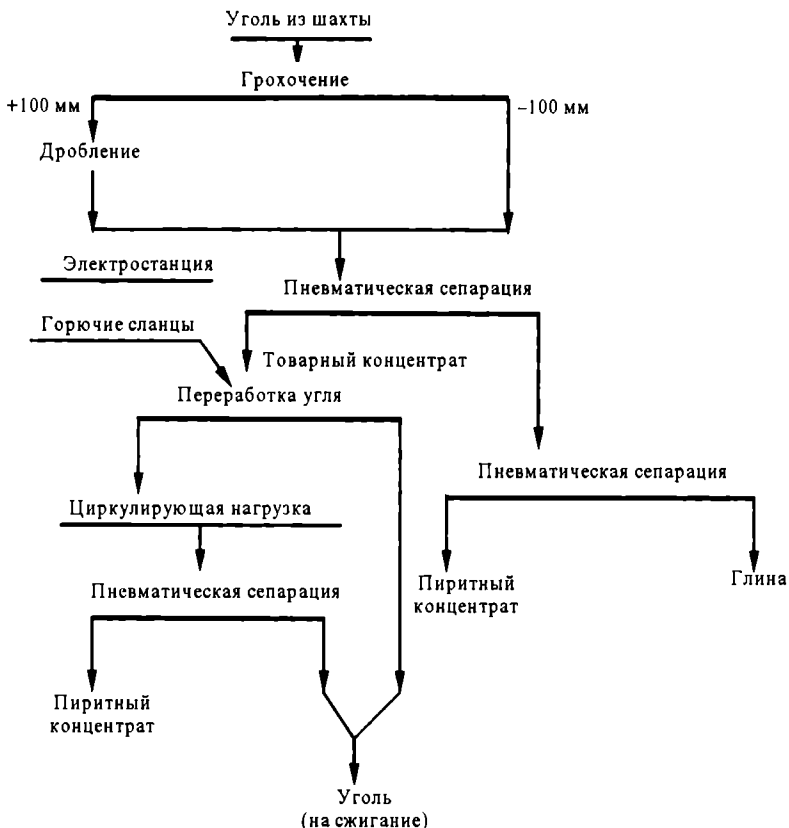


Рис. 11.16. Технологическая схема снижения содержания серы в подмосковных углях

Для обогащения разубоженной горной массы крупностью 25—150 мм на шахте «Горняк» действует обогатительная установка сезонного типа с противоточным сепаратором. При этом возможна отработка некондиционных пластов. При работе установки на неклассифицированной горной массе 0—150 мм снижение содержания массовой доли серы достигает 50—54 %. С применением пневматических методов обогащения и крутонаклонных сепараторов обогащают бурые угли Челябинского бассейна. При зольности исходного бурого угля 42,3 % получают концентрат зольностью 26,9 % (рис. 11.17).

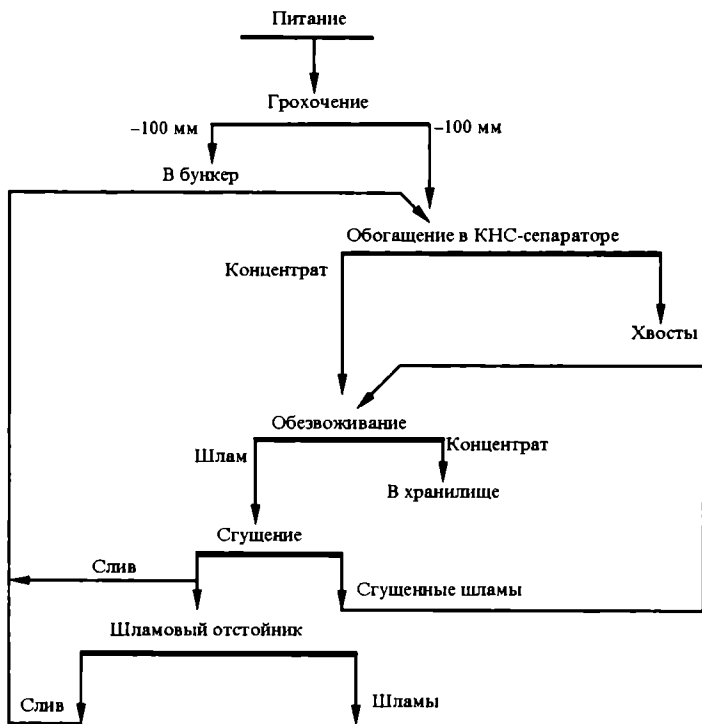


Рис. 11.17. Принципиальная технологическая схема перерабатывающей установки на шахте «Горняк»

11.9.3. Комбинированные схемы переработки углей

В МГИ разработан новый метод обессеривания бурых углей — магнитная сепарация угля после предварительной термической обработки его при температуре 550—600 °С, создаваемой высокочастотным электромагнитным полем или теплоносителем (газом или твердым) без доступа воздуха. При этом помимо полукوکса получают также химические продукты пиролиза (смолу и газ). Полученные в результате нагрева соединения серы представляют систему, состоящую из кристаллов пирита, имеющего гексагональную решетку пирротина, и вновь образованных зерен пирротина с ярко выраженными ферромагнитными свойствами и поэтому легко извлекаемых магнитной сепарацией (при напряженности магнитного поля 9000 Э).

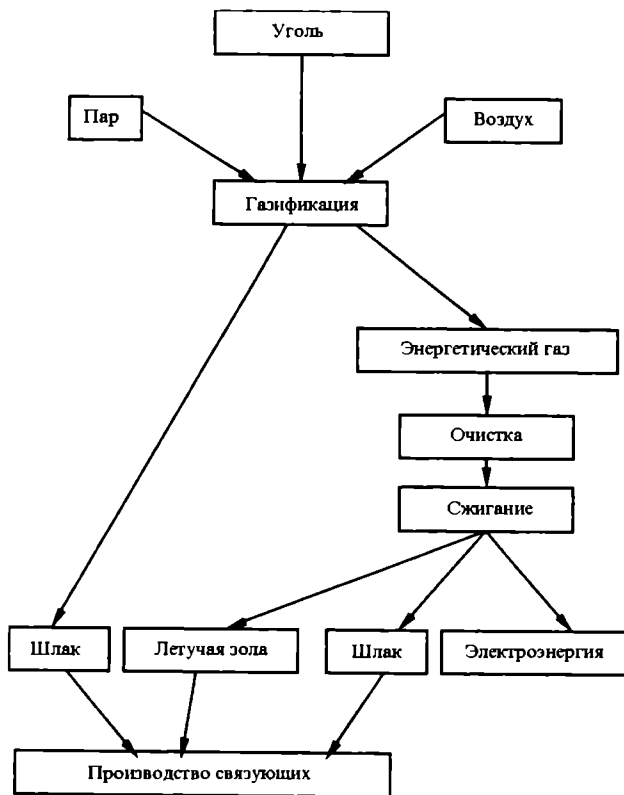


Рис. 11.19. Схема газификации угля с последующим сжиганием газа

Другой вариант предусматривает возможность глубокой химической переработки углей с получением жидких синтетических топлив и химических продуктов. Так, гидрогенизация угля по методу ИГИ может быть организована в комплексе с процессом газификации для получения водорода (рис. 11.20). В результате гидрогенизации угля получается жидкое синтетическое топливо, химические продукты и шлам. Шлам сжигается для регенерации молибденового катализатора, а шлак используется для производства строительного материала.

Для обеспечения процесса гидрогенизации водородом проводится парокислородная газификация угля по методу ИГИ с последующей конверсией оксида углерода и отмывкой

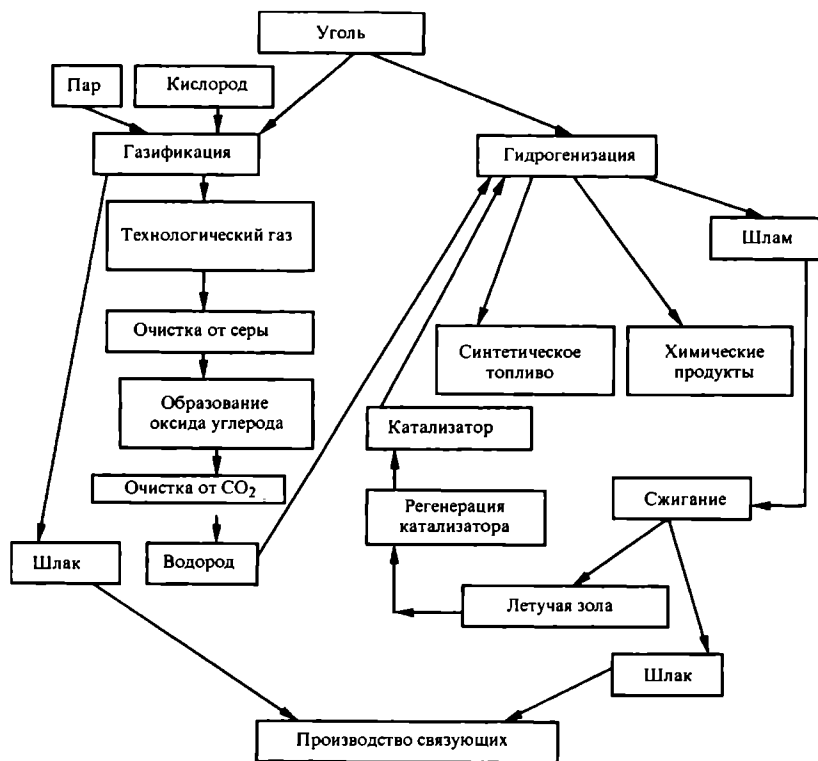


Рис. 11.20. Схема производства синтетического топлива и химических продуктов из угля

газа от CO₂. Шлак перерабатывается на строительные материалы. Предварительные расчеты показывают экологическую целесообразность гидрогенизационной переработки бурых углей Канско-Ачинского бассейна.

Вариант комплексного химического и энергетического использования бурых углей приведен на рис. 11.21. Вместо прямого сжигания предусматривается предварительная энерготехнологическая обработка угля. В результате его пиролиза, термического разложения получают высококалорийный твердый остаток — полукокс (6500 ккал/кг), газ (4500 ккал/кг) и смолу (примерно 7000 ккал/кг), из которых можно получить продукты органического синтеза.

Эффективность разработанных технологий подтверждена результатами испытаний на полупромышленной энерготехнологической установке (при ТЭЦ1, г. Тверь). Содержание серы в полукоксе было снижено с 8—10 до 2—2,5 %. Магнитный концентрат содержал более 30 % серы. Извлечение серы из подмосковных углей предполагается осуществить по данной технологии в одном производственном комплексе, в состав которого входит цех по полукоксуванию углей и установка магнитной сепарации. Товарными продуктами комплекса являются электроэнергия, пирит, смола и газ. Зола и шлаки также могут быть использованы как составляющие компоненты при изготовлении золо- и шлакосиликатов, удовлетворяющих требованиям, предъявляемым к архитектурно-строительным стеклам.

Угли Канско-Ачинского бассейна представлены марками Б1, Б2 и Б3. Они малозольны, малосернисты, имеют теплотворную способность 3500 ккал/кг и являются хорошим энергетическим топливом. Однако высокая влажность (до 45 %) и склонность к самовозгоранию затрудняет их транспортирование в другие районы страны. Поэтому решаются задачи облагораживания Канско-Ачинских углей, превращения их в бездымное, транспортабельное твердое топливо с учетом комплексного их использования.

Один из вариантов таких технологий использования углей изображен на рис. 11.18. Он предусматривает предварительное получение термоугля или полукокса и последующее сжигание их на ТЭС. Зольные отходы Канско-Ачинских углей содержат много оксида кальция и могут быть использованы для производства вяжущих веществ, необходимых в строительстве.

Малозольные Канско-Ачинские угли с низким содержанием серы являются хорошим сырьем для получения синтетических жидких и газообразных облагороженных топлив и их сжигания на ТЭС (рис. 11.19). Это направление энергетического использования углей позволило бы решить многие экологические и энергетические проблемы. По сравнению с вариантом прямого сжигания газификация углей имеет следующие преимущества:

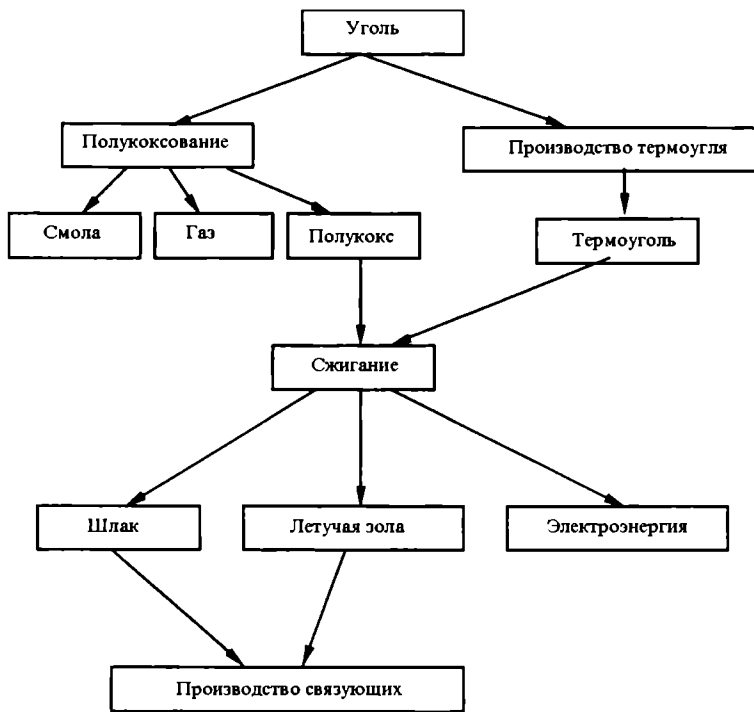


Рис. 11.18. Схема производства и сжигания полукокса и термоугля

- выделение сероводорода из продуктов газификации осуществляется значительно проще, чем очистка газов от оксидов серы;
- сухая зола, образуемая в газогенераторах, легко удаляется;
- сера и сухая зола могут служить товарной продукцией;
- высокая степень очистки продуктов газификации позволяет использовать их в установках с газовыми турбинами.

Газификация угля осуществляется в кипящем слое под давлением по методу, разработанному в ИГИ. На паровоздушном дутье получается энергетический газ с теплотой сгорания 1151 ккал/м^3 , пригодный для сжигания в парогазовых установках.

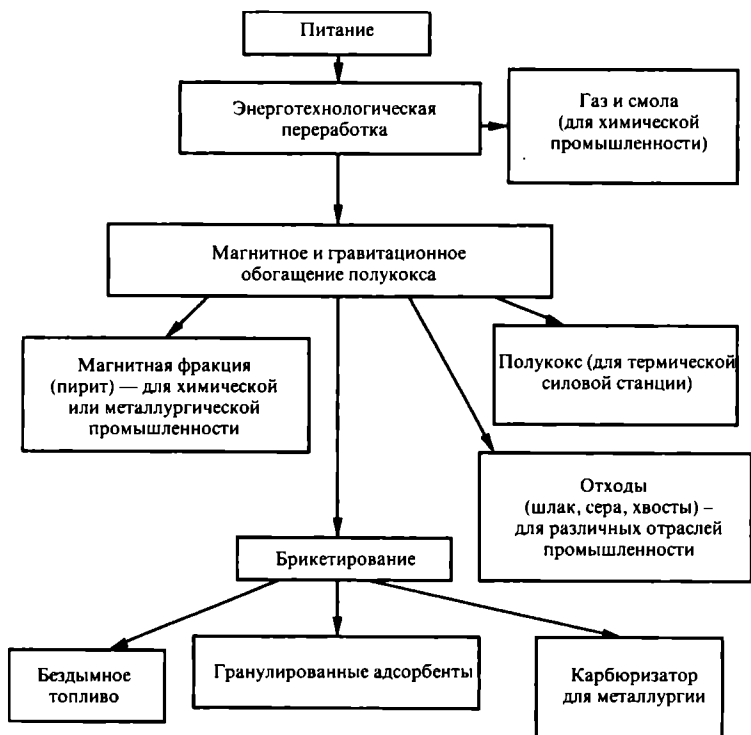


Рис. 11.21. Технологическая схема полной переработки угля

Имеющиеся минеральные примеси из полукокса можно удалить гравитационным методом на концентрационном столе и использовать в производстве строительных материалов. Имеющиеся сульфиды выделяют магнитной сепарацией с получением пиритного концентрата, используемого в химической (для производства H_2SO_4) или металлургической (для плавки окисленных никелевых концентратов) промышленности.

Облагороженный полукок можно использовать на ТЭЦ как энергетическое топливо или для получения бездымного топлива, гранулированных адсорбентов или карбюризатора для производства синтетического чугуна.

Кусковое высококалорийное (Q_H^P до 7000 ккал/кг) мало-сернистое бездымное топливо, которое можно транспортиро-

вать на дальние расстояния, может быть получено при брикетировании полукокса с тяжелыми фракциями полукоксовой смолы и последующей термоокислительной обработке брикетов.

Возможность использования буроугольных полукоксов в качестве адсорбентов обусловлено их развитой внутренней поверхностью, обладающей высокой сорбционной и реакционной способностью. В промышленных условиях был получен адсорбент из бурых углей Сумоктинского месторождения. Дешевые «зернистые» сорбенты получены в полузаводских условиях. Лучшим связующим при получении гранулированных адсорбентов является буроугольная смола. Полученные гранулы подвергают термической обработке (450—800 °С) и дополнительной активации, т. е. обработке их окислительными газами (водяным паром, диоксидом углерода, кислородом) при повышенных температурах. В результате газификации углерода образуется пористая структура активных углей.

Для получения карбюризатора была применена технология брикетирования полукокса в смеси с тяжелой фракцией низкотемпературной смолы с последующей термоокислительной обработкой брикетов и их прокалкой. Полученные на Жилевской фабрике прокаленные брикеты отличались высокой прочностью и содержали: влагу — 9 %; золу — 10,4 %; летучие — 1,8 %; углерод — 94,1 %.

11.9.4. Брикетирование бурых углей

Без связующих брикетируются мягкие бурые угли марки Б1 Южно-Уральского месторождения на Кумертауской фабрике (Башкирия). Основными технологическими узлами ее являются углеподготовка, сушка в трубчатых паровых барабанных сушилках, охлаждение, брикетирование материала 0—4 мм на штемпельном прессе, охлаждение, транспортирование и отгрузка брикетов влажностью 18—20 % и теплотой сгорания 3900—4100 ккал/кг.

Наиболее целесообразным технологическим направлением получения обгазированного кускованного угольного топлива из бурых углей Канско-Ачинского бассейна является их

обезвоживание методом автоклавной обработки в среде насыщенного пара (давление до 1,2 МПа, время полного цикла обработки 120 мин, время охлаждения угля 180 мин) с последующим брикетированием со связующими добавками из продуктов нефтепереработки, в частности нефтебитумами. Это дает возможность увеличить механическую прочность полученного обгаороженного топлива, нейтрализовать его химическую активность и предотвратить самовозгорание, а также значительно повысить теплотворную способность и спекающие свойства, т. е. повысить потребительские свойства топлива.

К настоящему времени выполнены большие работы по освоению новой экологически чистой автоклавно-брикетной технологии и комплекса автоматизированного оборудования для обеспечения производства высококалорийного, механически прочного, атмосферо- и влагустойчивого кускового топлива и брикетов из Канско-Ачинских углей. Намечается построить крупные комплексные обогатительно-брикетные предприятия с новыми методами и средствами получения обгаороженного кускового топлива.

Однако до настоящего времени остается проблемой самовозгорание такого топлива. Одним из решений проблемы является получение брикетов со связующим, лучшим из которых для Канско-Ачинских углей является нефтебитум. Теплота сгорания получаемых брикетов повышается до 6 ккал/кг, его можно хранить и перевозить.

11.10. Горючие сланцы

11.10.1. Характеристика горючих сланцев

Запасы горючих сланцев в Российской Федерации сосредоточены в нескольких бассейнах, наибольшее промышленное развитие из которых получил Прибалтийский сланцевый бассейн. По современным представлениям превращение исходного органического материала (планктона) происходило в окислительной среде и уже на ранней стадии разложения исходного материала происходили усреднение состава органического вещества и образование коллоидного «водного гумуса», старение которого впоследствии привело к образованию химически однородного органического вещества сланца — керогена.

Элементный состав керогена прибалтийских сланцев достаточно постоянен. Содержание (%) в нем углерода составляет 76—78, водорода — 9,3—9,7, серы — 1—2,1, азота — 0,16—0,46, хлора — 0,2—0,8 и кислорода — 9,9—11,7.

По физическим свойствам кероген — аморфное вещество от темного до светло-коричневого цвета. В массе сланца кероген вкраплен частицами крупностью от 20 до 150 мкм.

Минеральная часть горючих сланцев представлена глинистыми, карбонатными (главным образом кальцитом), кремнистыми породами, образующими сланценозные формы мощностью в десятки и сотни метров с площадью распространения до нескольких тысяч квадратных километров. Содержание минеральных примесей в слоях и прослойках сланца колеблется от 54 до 85 %, керогена — от 15 до 46 %.

Горючие сланцы используются как энергетическое топливо (без обогащения) и энергохимическое сырье. Минеральная часть сланцев может использоваться для получения высококачественного цемента и ряда других строительных материалов.

11.10.2. Технология обогащения горючих сланцев

Засорение в процессе добычи горючих сланцев вмещающими породами, прослойками известняков и глины свидетельствует о целесообразности развития комплексного использования сланцев на основе их предварительного обогащения.

На рис. 11.22 представлена технологическая качественно-количественная схема обогащения прибалтийских сланцев.

Исходные сланцы, поступающие на обогащение, имеют зольность около 45 %, плотность от 1300 до 1800 кг/м³ и теплоту сгорания $Q_s^{daf} = 9500$ кДж/кг. Они подвергаются классификации с выделением класса более 125 мм, который поступает на тяжелосреднее обогащение в магнетитовой суспензии при плотности разделения 2130 кг/м³. Класс менее 125 мм повторно классифицируется на грохоте с отверстиями размером 25 мм. Крупный класс (25—125 мм) после обесшламливания обогащается в тяжелосреднем сепараторе СКВС32 при плотности разделения

2130 кг/м³. Класс менее 25 мм является конечным продуктом обогащения. Концентрат класса более 125 мм дробится и затем классифицируется по граничной крупности 25 мм. Класс более 25 мм объединяется с классом 25—125 мм и является конечным продуктом для технологической переработки при $Q_s^{daf} = 14\ 900$ кДж/кг. Класс менее 25 мм объединяется с отсевом 0—25 мм и направляется на тепловую электростанцию в качестве энергетического топлива с $Q_s^{daf} = 12\ 600$ кДж/кг.

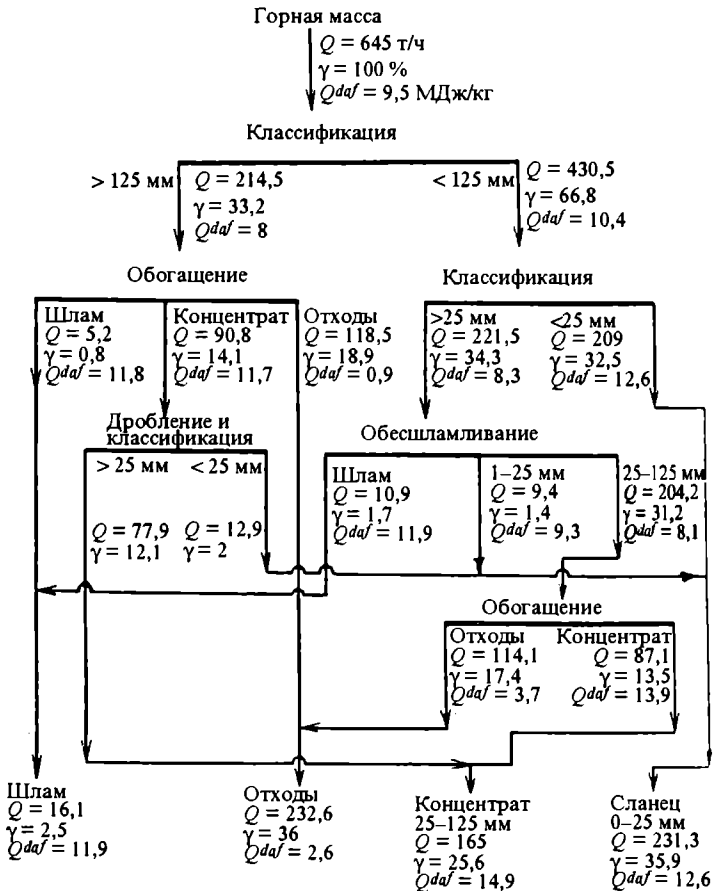


Рис. 11.22. Качественно-количественная схема обогащения горючих сланцев

Положительные результаты получены при использовании для обогащения сланцев радиометрического метода на исходном продукте крупностью 50—200 мм с $Q_s^{daf} = 590$ кДж/кг, получен концентрат с выходом $\gamma_k = 35,8$ % и $Q_s^{daf} = 1240$ кДж/кг и отходы с выходом $\gamma_o = 64,2$ % и $Q_s^{daf} = 230$ кДж/кг.

11.10.3. Комплексность использования горючих сланцев

Перспективным является использование горючих сланцев для получения из них концентратов с высоким (до 90 %) содержанием керогена. Получение такого концентрата может быть осуществлено флотацией исходного сланца, измельченного до крупности 90—95 % класса $-0,074$ мм.

Недостатком действующих сланцеобогащительных фабрик является несовершенство водно-шламовых схем, в результате чего ежегодно в наружные шламовые отстойники (НШО) сбрасывается большое количество (600 тыс. т) сланцевых шламов с теплотой сгорания 2,56 МДж/кг. Осаждение, осветление, уплотнение и обезвоживание шламов в НШО осуществляются в течение 3—5 лет. При этом в связи с окислением горючей массы сланца под влиянием природных факторов значительно снижается его теплота сгорания. Кроме того, сточные воды обогащительных фабрик при длительном контакте со шламом приобретают повышенную кислотность (рН до 4), а дренирующая вода заболачивает прилегающие к НШО земли. Поэтому при реконструкции действующих и строительстве новых фабрик предусматривается организация замкнутого водооборота с применением радиальных сгустителей, флокуляции шламов и их обезвоживанием в осадительных центрифугах.

Кероген-70 является ценным сырьем для получения различных химических продуктов. Он находит все более широкое применение в качестве наполнителя при производстве кислотоупорных и щелочеупорных пластических масс, для получения специальных сортов эбонита, резинотехнических изделий, полностью или частично заменяет дорогостоящие наполнители (древесную муку, полевой шпат, асбест). Приме-

нение керогена позволяет уменьшить расход дефицитных фенолформальдегидных смол, не ухудшая качества изделий, снизить расход материалов и их себестоимость при производстве пластмасс и резинотехнических изделий.

Разработана технология получения из керогена жирных дикарбонатных кислот. Эти кислоты находят широкое применение в качестве исходного сырья для производства пластификаторов и полиэфирных смол. Кроме того, разработана технология термопластификации керогена. Получаемый продукт — термобитум — может заменить формальдегидные смолы в производстве пенопластов и антикоррозионных лаков.

Разработана технологическая схема глубокого обогащения горючих сланцев для получения керогена-70. По этой схеме обогащаются сланцы крупностью 0—30 мм с содержанием в них 30—36 % керогена. Конечный концентрат должен содержать 70—75 % керогена.

Получение керогена возможно также с помощью центробежного разделения горючих сланцев в тяжелых жидкостях. Применение этого метода целесообразно при сооружении обогатительной установки в едином комплексе с установкой по окислению керогена азотной кислотой. В этом случае отходы химического цеха могут быть использованы для получения водных растворов нитрита кальция, применяемого в качестве тяжелой жидкости при центробежном тяжелосредном обогащении горючих сланцев.

Практика эксплуатации такой установки и многочисленные исследовательские работы по флотации сланцев различных слоев и месторождений показывают, что во всех случаях могут быть достигнуты хорошие технологические показатели обогащения. При этом разработаны эффективные режимы получения высококонцентрированного керогена марки 80, 90 и 92, его обезвоживания и доведения до нужной крупности.

Дополнительная литература [1, 8, 9, 16, 40, 42, 47].

ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВА И ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК И УСТАНОВОК

Глава 12

Состав и структура
обогательного производства

Глава 13

Опробование, контроль и управление
технологическими процессами
на обогательных фабриках

Глава 14

Организация производства
и техника безопасности на обогательных
фабриках

Глава 15

Основные технико-экономические
показатели работы
обогательных фабрик

Глава 16

Перспективы развития техники
и технологии комплексной переработки
и обогащения полезных ископаемых

ЧАСТЬ 2

12.1. Типы обогатительных фабрик

В зависимости от применяемых технологических процессов различают:

- *гравитационные* обогатительные фабрики, на которых наиболее часто подвергают обогащению руды редких металлов, марганцевые руды и угли;
- *флотационные* обогатительные фабрики, на которых обогащают главным образом руды цветных и редких металлов, апатитовые и калийные руды, неметаллические полезные ископаемые;
- *магнитообогатительные* фабрики, на которых подвергают обогащению в основном магнетитовые и титаномагнетитовые руды;
- *промывочные* обогатительные фабрики, предназначенные для обогащения окисленных железных, марганцевых руд и фосфоритов;
- *дробильно-сортировочные* фабрики, на которых осуществляют дробление и грохочение богатых железных руд и известняков, сортировку горючих сланцев и углей, дробление, грохочение и классификацию строительных горных пород с получением различных видов и сортов строительных материалов.

При комплексной переработке многокомпонентных руд на фабриках обычно используется комбинация нескольких процессов обогащения. В этом случае обогатительные фабрики могут именоваться магнитно-гравитационными, магнитно-флотационными, промывочно-гравитационными и т. д.

В зависимости от вида перерабатываемого сырья различают обогатительные фабрики: угольные, медные, полиметаллические, свинцово-цинковые, апатитовые, марганцевые, оловянные и др.

12.2. Принципы, используемые при проектировании и строительстве обогатительных фабрик

Обогатительные фабрики обычно входят в состав горно-обогатительных или горно-металлургических комбинатов на правах цеха. В отдельных случаях, например в угольной промышленности, обогатительные фабрики являются самостоятельными предприятиями.

По отношению к месторождению полезного ископаемого и к заводу обогатительная фабрика может находиться при месторождении, между месторождением и заводом, при заводе. Наиболее часто фабрику располагают на твердых породах недалеко от месторождения, чтобы сократить расходы на транспортирование руды или угля, по мере возможности — вблизи населенного пункта, существующих сетей энерго- и водоснабжения, транспортных артерий и других предприятий.

При выборе места строительства обогатительной фабрики обязательно учитывается возможность:

- переработки хвостов обогащения в будущем, что накладывает ограничения на удаленность хвостохранилища от фабрики;
- предотвращения загрязнения подземных вод, атмосферы и окружающей среды промышленными водами и отходами производства;
- дальнейшего расширения производства, для чего необходимо наличие значительного свободного пространства на площадке фабрики;
- обеспечения безопасности фабрики от наводнений, землетрясений, оползней и экстремально низких температур (в арктическом регионе);
- обеспечения трудовыми ресурсами по уровню грамотности, квалификации, заработной платы, производительности труда и др.;

- изыскания участков для строительства фабрики и хвостохранилища с необходимым типом горных пород, уровнем грунтовых вод, дренажных условий и др.;
- увеличения запасов полезных ископаемых на разрабатываемом месторождении, обеспечивающих необходимую производительность фабрики в течение длительного (не менее нормативного) времени.

Проектированию обогатительной фабрики предшествует детальное изучение пространственного расположения природных типов руд или углей на месторождении и их вещественного состава с обязательной отработкой всех элементов технологических схем на полупромышленных установках, т. е. осуществляет детальное технологическое картирование месторождения.

В проект закладываются самые современные технологические схемы (как правило, патентозащищенные), предусматривающие комплексное использование сырья при переработке его по технологическим сортам на основании результатов технологического картирования месторождения. Комплексное использование сырья закладывается в проекте, даже если технология отдельных операций недостаточно отработана. В этом случае ввод предприятия предусматривается очередями, причем богатые по сопутствующим ценным компонентам рудные участки резервируются или складываются до окончания отработки технологии их обогащения.

Сопряженная работа горного цеха и обогатительного передела запроектирована обычно таким образом, что фабрика в своей работе по равномерности питания рудой и постоянству ее состава не зависит от условий ведения горных работ. Для этого на фабрике предусматривают напольные бункеры после первой и второй стадий дробления с достаточным запасом дробленной руды (более 2 сут), оборудованные средствами для загрузки и разгрузки руды, что обеспечивает стабильную работу отделений обогащения и надлежащий предупредительный ремонт дробильных отделений. Обязательным элементом схемы рудоподготовки является послонное усреднение дробленной руды (по технологическим сортам, если разработка ведется селективно) в открытых или закрытых усреднительных складах вместимостью на 3—4 сут, оборудованных современными усреднительными и заборными устройствами.

К установке принимается обогатительное оборудование большой единичной мощности, самой совершенной конструкции, и наиболее подходящее к данным условиям. Сравнительные испытания проводят на опытных полупромышленных установках до начала проектирования.

В проектах предусматривают работу фабрик в условиях полного поциклового водооборота. Внутрифабричное оборотное водоснабжение организуется с помощью радиальных сгустителей больших размеров (диаметром до 160 м) или полочных сгустителей (типа «Ламелла»). Сгустители могут устанавливаться в открытом исполнении, заглубленные в грунт. Слив сгущения хвостов, как и концентратов, используют в качестве оборотной воды, а сгущенные хвосты в значительно уменьшенном объеме транспортируют в хвостохранилище. Разрабатывается комплексная система мероприятий по охране окружающей среды.

В местах отгрузки концентратов предусматривают накопительные склады большого запаса (до недельной производительности) закрытого типа (например, для фосфатного концентрата) или напольные (например, для железорудных концентратов), обеспечивающие ритмичную работу предприятия независимо от степени равномерности подачи транспорта.

12.3. Генеральный план и состав обогатительных фабрик

Современная обогатительная фабрика представляет собой сложный комплекс основных и вспомогательных цехов, отделений и служб, обеспечивающих нормальный ход технологического процесса комплексной переработки и обогащения полезных ископаемых.

Основными подразделениями обогатительных фабрик являются: отделение приема и усреднения сырья; цех крупного дробления и предконцентрации сырья, дозирочно-аккумулирующие бункеры, цех среднего и мелкого дробления, отделения измельчения, обогащения, обезвоживания и сушки, склад готовой продукции и ее отгрузки, цех удаления и складирования хвостов и кондиционирования оборотных вод. К вспомогательным подразделениям обогатительных фабрик относятся механические и электроремонтные мастерские, реагентное отделение,

складские помещения запасных частей, материалов и топлива, котельные участки водоснабжения и электроснабжения, управление фабрикой и административно-хозяйственная служба, научно-исследовательская лаборатория, отдел технического контроля. Ряд цехов и служб на той или иной обогатительной фабрике может отсутствовать или входить в состав других цехов и отделов.

План взаимного расположения зданий, цехов, сооружений, складов, железнодорожных путей, безрельсовых дорог и других коммуникаций называется генеральным планом обогатительной фабрики. В качестве примера на рис. 12.1 приведен принципиальный генеральный план обогатительной фабрики большой производительности. Он включает: корпус приема руды и крупного дробления 1; корпус среднего и мелкого дробления 2; склад дробленой руды 4; главный корпус 7, в котором размещены отделения измельчения, обогащения и обезвоживания; склад концентрата 8 и погрузочные бункеры 9. Здания и сооружения соединены между собой галереями ленточных конвейеров. На территории обогатительной фабрики размещены административный корпус 6, механические мастерские 3, склады материалов 5.

При расположении цехов учитываются требования технологического процесса. При этом материальные потоки направляются по кратчайшим путям и по возможности самотеком с максимальным использованием для этого рельефа местности. Приемные устройства, усреднительные склады, погрузочные бункеры готовой продукции, склады топлива и материалов располагают таким образом, чтобы протяженность железнодорожных путей была минимальной. Связь между производственными цехами и складами обеспечивается разветвленной сетью внутрифабричных автодорог.

В состав фабричной мастерской обычно входят отделения: демонтажное, слесарно-механическое, кузнечно-котельное с электросваркой, электроремонтное и КИП, вулканизационное, инструментальная мастерская, кладовая, контора, бытовые помещения. Мастерская предназначена для выполнения капитальных ремонтов оборудования, изготовления новых и реставрации старых запасных частей, ремонта отдельных узлов и сменного оборудования. При ремонте оборудования в цехе работники фабричной мастерской используют ремонтные пункты в производственных корпусах.

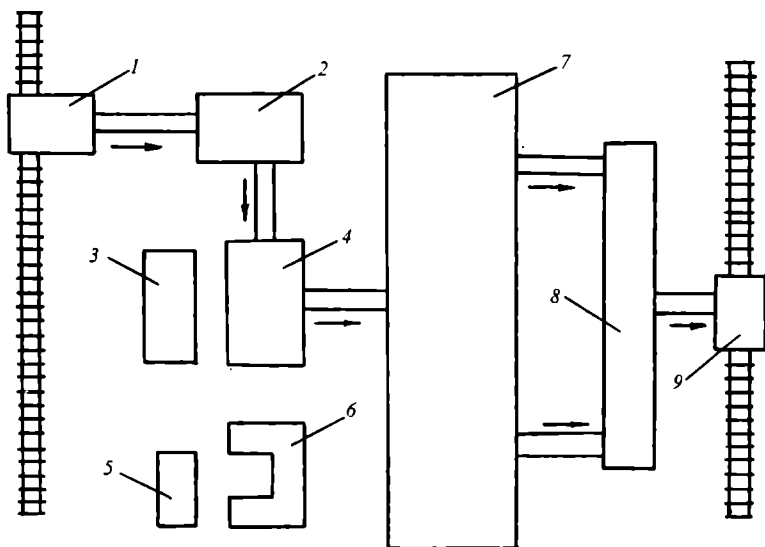


Рис. 12.1. Принципиальный генеральный план обогатительной фабрики

На флотационных фабриках для реагентного хозяйства предусматривают либо отдельно стоящее здание, либо его размещают в пристройке к зданию главного корпуса. Реагентное хозяйство включает: склады сухих и жидких реагентов и масел; реагентное отделение для приготовления растворов реагентов требуемой концентрации; дозировочную площадку, размещаемую вблизи флотационного отделения, с расходными бачками для растворов и питателей (дозаторов) реагентов. Растворы реагентов на дозировочную площадку подаются насосами с помощью автоматического управления.

Шаровое хозяйство устраивают вблизи главного конуса или размещают на монтажной площадке отделения измельчения. Прием, хранение и подача шаров и стержней в мельницы, а также разгрузка мельниц и пересортировка шаров, как правило, механизированы.

В случае подачи хвостов с обогатительной фабрики в хвостохранилище напорным способом помещение пульпонасосной станции обычно примыкает к главному корпусу. По санитарным требованиям сушильное отделение во всех случаях располагают в отдельном корпусе.

Фабричная научно-исследовательская лаборатория размещается в главном корпусе обогатительной фабрики или в помещении центральной химической лаборатории. Она обычно включает отделения: подготовки, фильтрования и сушки проб, испытания обогатимости технологических проб, исследования процессов обогащения и экспресс-лабораторию для определения качества продуктов и показателей обогащения. Задачами лаборатории являются предварительные испытания обогатимости новых технологических сортов руд или углей, исследование отдельных операций технологической схемы с целью установления оптимальных режимов и контроля технологического процесса.

К вспомогательным зданиям и помещениям относятся административно-конторские, помещения общественных организаций, бытовые помещения, пункты питания и здравпункты.

12.4. Особенности размещения оборудования на обогатительных фабриках

В отделении *крупного дробления* конусные дробилки с приемными отверстиями 1350 и 1500 мм не имеют загрузочных бункеров и загружаются непосредственно из приемных устройств, куда руда или уголь подаются вагонами, автосамосвалами или конвейером. Конусные дробилки меньших размеров и щековые дробилки всех размеров загружаются через бункер-питатель. Дробилки устанавливаются обычно рядом с приемным устройством, образуя компоновочный узел значительной высоты.

В отделении *среднего и мелкого дробления* при двухстадиальном дроблении в открытом цикле на фабриках малой и средней производительности на каждую дробилку I стадии устанавливаются одна или две дробилки II стадии. В первом случае руда после I стадии подается прямо на грохот перед дробилкой II стадии дробления, во втором — в распределительные бункеры или склад перед дробилками II стадии дробления.

При дроблении в три стадии на каждую дробилку II стадии устанавливается не более двух дробилок III стадии дроб-

ления в виде единого агрегата, число которых определяется производительностью фабрики. Транспортирование руды в каждом агрегате осуществляется ленточным конвейером или самотеком — при каскадном расположении дробилок I и II стадий в агрегате. При этом дробилки среднего и мелкого дробления могут иметь промежуточные распределительные бункеры.

При двух- и трехстадиальном дроблении в замкнутом цикле (с поперочным грохочением в последней стадии) и небольшой производительности обогатительной фабрики замкнутый цикл дробления обычно осуществляется без распределительных бункеров. Дробилки и грохоты размещают обычно в одном здании. На фабриках большой производительности дробилки III стадии дробления, как правило, устанавливают на одном уровне и в одну линию с дробилками II стадии. Дробленая руда из всех дробилок собирается общим сборным конвейером и через перегрузочную станцию двумя наклонными конвейерами и горизонтальным распределительным конвейером подается в бункер, над которым установлены грохоты. Верхний продукт грохотов конвейерами возвращается на дробилки III стадии дробления, а нижний — поступает на сборный конвейер и далее подается в цех измельчения.

Отделения *измельчения и обогащения* размещают обычно в одном здании — главном корпусе обогатительной фабрики. Длина бункера дробленой руды, отделений измельчения и обогащения, располагающихся параллельно друг другу, обычно одинакова.

Мельницы в отделении *измельчения* располагают в один или два параллельных ряда (при двухстадиальных схемах измельчения и большой производительности фабрики). Мельницы сухого и мокрого самоизмельчения устанавливают в один ряд.

В отделении *флотации* флотационные машины и контактные чаны komponуются по уступчато-одноэтажной схеме в несколько параллельных рядов. Центробежные насосы устанавливают на нижних уступах, а также в зумпфах и траншеях верхних уступов, реагентные площадки с питателями реагентов — в пролете между отделениями измельчения и флотации, занятом также трансформаторными подстанциями и электрораспределительными пунктами.

Оборудование в отделениях *гравитационного обогащения* размещают обычно по многоэтажной схеме: на верхних этажах устанавливают пульпораспределяющие устройства; на средних — гравитационное обогатительное оборудование; на нижних — насосное хозяйство. Реже применяют уступчато-одноэтажную схему.

Оборудование на *магнитообогатительных* фабриках для тонковкрапленных руд, обогащаемых мокрой магнитной сепарацией после тонкого измельчения, размещают аналогично оборудованию главных корпусов флотационных фабрик. В иных случаях, как правило, применяют многоэтажную схему размещения оборудования.

Отделение *сгущения, фильтрации и сушки* при небольшой производительности фабрики или малом выходе концентрата размещают в главном корпусе. Если устанавливают сгустители большого диаметра и много вакуум-фильтров, то их размещают в отдельном здании.

Сгустители большого диаметра иногда устанавливают на открытой площадке. Сушка концентратов из-за большого пылевыведения осуществляется обычно в отдельном корпусе или в изолированной части главного корпуса.

Обогатительные фабрики хорошо оснащены различными *подъемно-транспортными устройствами*. По своему назначению их можно разделить на эксплуатационные и ремонтно-монтажные.

К эксплуатационным подъемно-транспортным устройствам относятся: грейферные краны на складах руды или концентратов; тельферы с грейферами для разгрузки дренажных отстойников и зумпфов; тельферы для доставки шаров к мельницам; мостовые краны с подвесными магнитами для погрузочно-разгрузочных операций с шарами и стержнями.

К ремонтно-монтажным подъемно-транспортным устройствам относятся: неподвижные тали для перемещения грузов (до 20 т) по вертикали; тали на монорельсовых тележках и электрические тельферы для перемещения грузов (до 5 т) в горизонтальном направлении; мостовые краны (грузоподъемностью до 300 т), используемые при ремонте и монтаже тяжелого оборудования и обслуживании больших площадей с установленным на них оборудованием.

12.5. Складирование хвостов обогащения

Хвостовое хозяйство является важным объектом обогатительной фабрики. Оно представляет собой комплекс сооружений и оборудования, предназначенных для транспортирования и укладки неиспользуемых отходов обогащения — хвостов — и обеспечения обратного водоснабжения обогатительной фабрики. Площадку под хвостохранилище выбирают на основании результатов топографических, инженерно-геологических и гидрогеологических изысканий с учетом необходимости защиты окружающей среды, использования в первую очередь земель, непригодных для культурной обработки, наименьшей стоимости строительства и удобства эксплуатации сооружений. В качестве естественных хвостохранилищ используются обычно впадины и ложбины. Искусственные хвостохранилища сооружают, ограждая земную поверхность дамбами, перегораживая балки, овраги, долины. Хвостохранилища располагают, как правило, на более низкой отметке по отношению к обогатительной фабрике.

Основной способ транспортирования и укладки мелких мокрых хвостов включает гидравлический транспорт пульпы и осаждение твердой фазы в хвостохранилище. Пульпа поступает в разводящий пульпопровод, проложенный по ограждающей хвостохранилище дамбе, и вытекает из него через отверстия с насадками в короткие желоба, направляющие ее в бассейн, или выбрасывается через короткие трубы. Крупные фракции хвостов осаждаются близко к разводящему пульпопроводу, а более мелкие относятся в глубь бассейна. Осветленная вода из хвостохранилища удаляется через особые колодцы внутри бассейна, водослив, водоспуск и после дополнительной очистки от вредных примесей (кондиционирования), используется в качестве оборотной для технологического процесса и других целей. Ограждающие дамбы возводятся намывом из самих хвостов, если они содержат не более 60 % класса $-0,074$ мм, при более тонком материале — из местных песчаных или песчано-гравийных грунтов.

Способ транспортирования и укладки сухих и крупных обезвоженных или мелких отфильтрованных хвостов мокрого обогащения зависит от объема и физических свойств полу-

часмых хвостов, рельефа площадки и расстояния от обогатительной фабрики до отвала. Наиболее часто на практике хвосты транспортируют в скипах или вагонетках по наклонным рельсовым путям, передвижными ленточными конвейерами, по подвесным канатным дорогам, в опрокидывающихся железнодорожных вагонах или автосамосвалами.

Поверхность отвалов сухих хвостов и хвостохранилищ по мере их заполнения подвергается рекультивации.

12.6. Организация водооборота на обогатительных фабриках

Использование систем оборотного водоснабжения на обогатительных фабриках с многократным использованием воды и постепенным переходом на замкнутые системы водоснабжения, полностью исключаящие сброс сточных вод в естественные водоемы, является необходимой мерой защиты природных водоемов от загрязнений и рационального использования источников водоснабжения. Выбор схемы оборотного водоснабжения зависит от типа перерабатываемых руд или углей и принятой технологии их обогащения.

При обогащении, например, энергетических углей крупностью более 13 мм гравитационными методами шламовые и циркулирующие воды осветляют в сгустителях и снова подают в процесс обогащения. При обогащении коксующихся углей без применения флотации крупный концентрат обезвоживают на грохотах, мелкий — в багер-зумпфах и центрифугах. Шламы направляют в сгустители и центрифуги, фугат которых после дополнительного сгущения и фильтрования в фильтр-прессах поступает вместе со сливом сгустителей в оборотный цикл. Схема обезвоживания и водооборота при обогащении коксующихся углей по схеме с флотацией шламов приведена на рис. 12.2.

При обогащении руд черных металлов и горно-химического сырья наиболее простой и экономически рациональной является система водооборота из хвостохранилища.

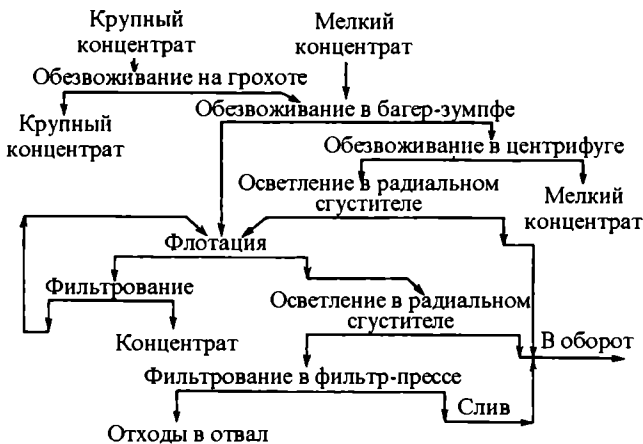


Рис. 12.2. Схема обезвоживания и водооборота при обогащении коксующихся углей

Применение специальных методов очистки и кондиционирования всей оборотной воды требует больших капитальных и эксплуатационных затрат, что резко снижает себестоимость получаемых концентратов. Поэтому при создании бессточных схем оборотного водоснабжения обогатительных фабрик доочистка и кондиционирование рекомендуются лишь для части оборотной воды, которая используется на технические, санитарно-технические цели, во вспомогательных операциях или в отдельных узлах технологической схемы обогащения руд (например, в перемывочных операциях флотации).

В качестве примера на рис. 12.3 приведена схема полного водооборота на апатит-нефелиновой обогатительной фабрике (АНОФ-2) с доочисткой и кондиционированием части оборотной воды на станции механохимической очистки, а на рис. 12.4 — схема полного водооборота обогатительной фабрики Кингисеппского ПО «Фосфорит», по которой в хвостохранилище поступают лишь хвосты флотации, а сливы сгустителей и фильтрат вакуум-фильтров подаются на биохимическую очистку.

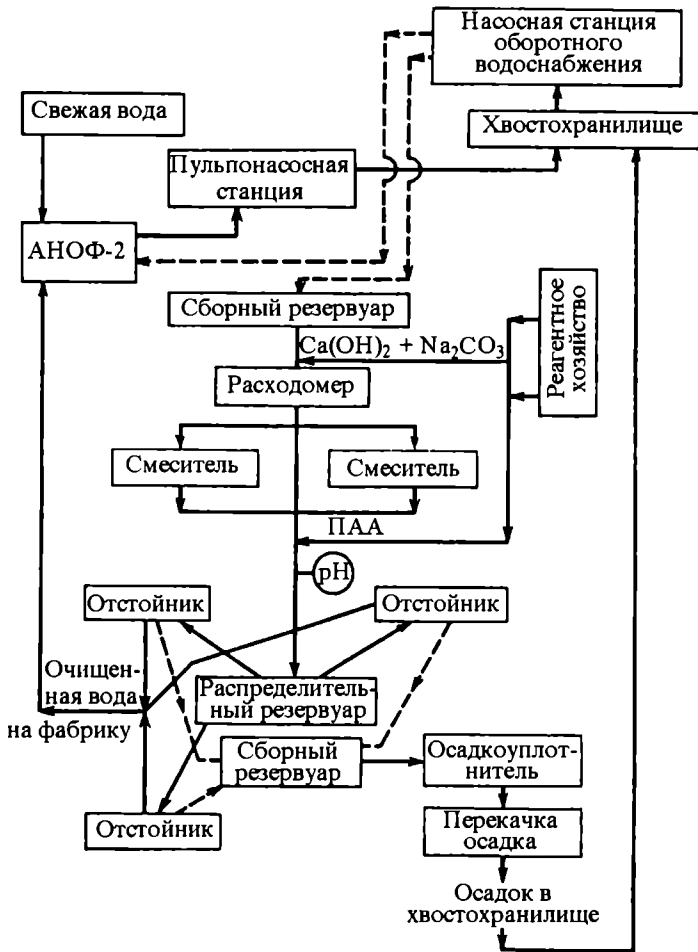


Рис. 12.3. Схема полного водооборота на апатит-нефелиновой обогатительной фабрике (АНОФ-2) (с механохимической очисткой части оборотных вод)

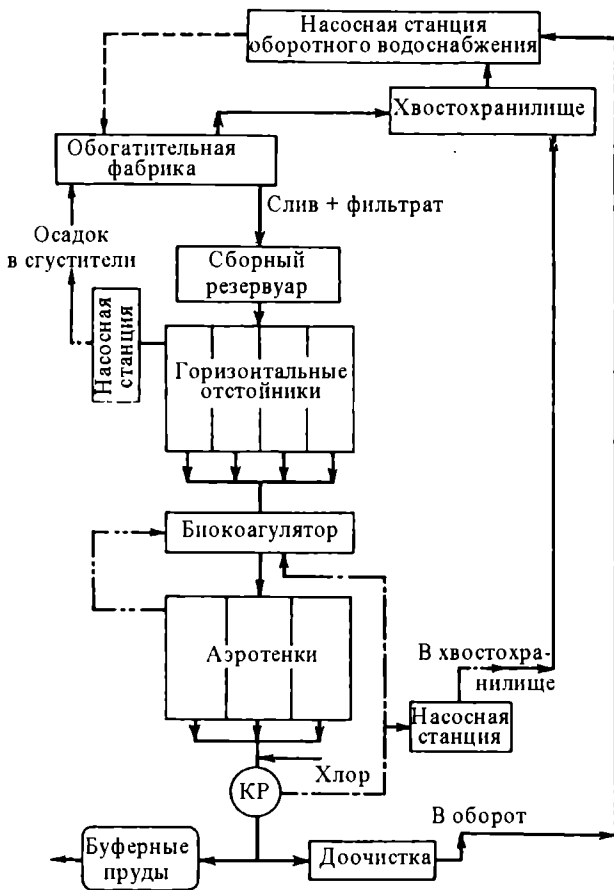


Рис. 12.4. Схема полного водооборота на обогатительной фабрике Кингисеппского ПО «Фосфорит» (с биохимической очисткой сливов сгустителей и фильтрата вакуум-фильтров)

В случае коллективно-селективной флотации руд цветных металлов, например свинцово-цинковых руд, хвосты коллективной флотации направляются в хвостохранилище, а затем осветленная оборотная вода возвращается в операции измельчения. Сливы сгустителей возвращаются в свои циклы после необходимой очистки от загрязняющих примесей (рис. 12.5).

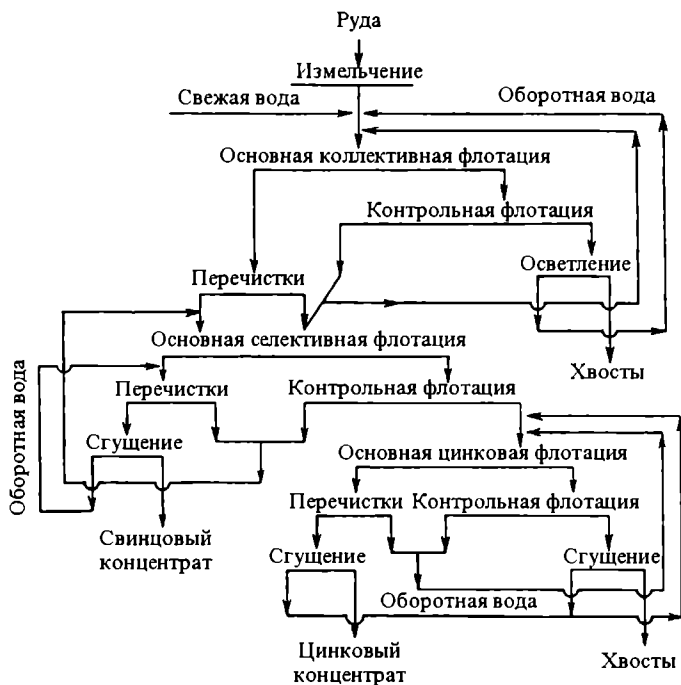


Рис. 12.5. Принципиальная схема оборотного водоснабжения при коллективно-селективной флотации полиметаллических руд

При прямой селективной флотации таких руд применима поцикловая схема оборотного водоснабжения, при которой вода данного цикла полностью возвращается в тот же цикл (рис. 12.6).

При обогащении баритополиметаллических руд схема оборотного водоснабжения усложняется, что обусловлено применением собирателей двух типов: ксантогената для сульфидных минералов и жирных кислот для барита. В операцию измельчения поступает в этом случае слив после сгущения хвостов коллективной флотации и слив десорбции после очистки от растворимых сульфидов и дополнительного отстаивания. Хвосты коллективной флотации направляют на баритовую флотацию, а хвосты флотации — в хвостохранилище. Слив хвостохранилища возвращается в цикл баритовой флотации и, таким образом, жирные кислоты не попадают в другие циклы обогащения. Сливы сгустителей свинцового и цинкового концентратов направляют-

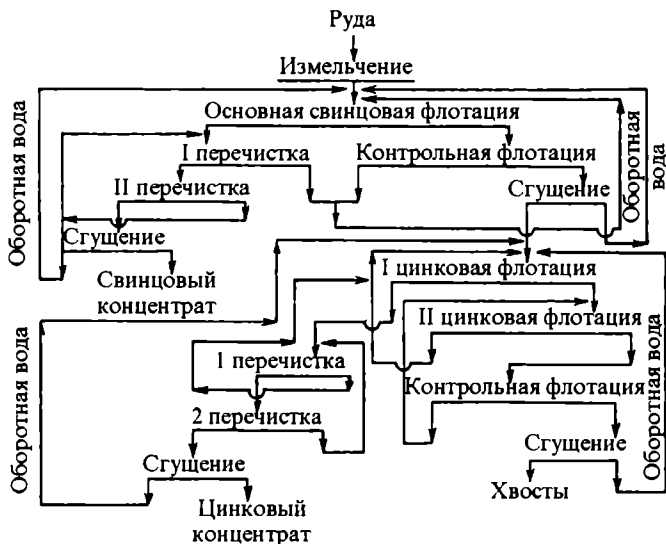


Рис. 12.6. Схема поциклового водооборота при селективной флотации полиметаллических руд

ся в цикл коллективной флотации. Хвосты цинковой флотации транспортируются в самостоятельное хвостохранилище, слив которого присоединяют к оборотной воде цикла коллективной флотации.

На золотоизвлекательных фабриках (ЗИФ) при переработке руды цианированием по полному иловому процессу золотосодержащие растворы поступают на осадительную установку, а обеззолоченные — в циклы измельчения, классификации и фильтрования. Некоторое количество растворов выводят из оборотной системы для того, чтобы избежать «усталости» растворов. При переработке руды по комбинированной схеме (флотация и цианирование) хвосты флотации поступают в хвостохранилище, слив которого используется в качестве оборотной воды и для гидротранспорта хвостов цианирования (вместо свежей воды).

Дополнительная литература [9, 34, 35, 38 — 40, 48].

13.1. Назначение опробования и контроля на обогатительных фабриках

Основными задачами опробования и контроля производства на обогатительных фабриках являются:

- учет металлов или других ценных компонентов в товарной продукции при составлении товарного баланса и взаиморасчетах между поставщиком и потребителем — *товарное опробование*;
- контроль за количеством и качеством поступающего сырья, полученных концентратов и отвальных продуктов с целью определения технико-экономических показателей работы обогатительной фабрики — *технологическое балансовое опробование*;
- выявление и устранение причин расхождений между имеющимися и оптимальными (или рекомендуемыми) условиями переработки и обогащения минерального сырья средствами автоматического контроля и регулирования с целью оптимизации технологических процессов и получения максимально возможных технологических или технико-экономических показателей работы обогатительной фабрики — *технологическое оперативное опробование*.

Для решения этих задач:

- отбирают и анализируют пробы исходного минерального сырья, продуктов обогащения, твердой и жидкой фаз пульпы с целью определения их вещественного или химического состава;
- измеряют и контролируют массовый расход, крупность, гранулометрический состав, влажность сыпучих

материалов в потоке, их уровень в емкостях и толщину слоя на конвейерных лентах;

- измеряют и контролирует содержание твердого в пульпе, гранулометрический его состав, плотность, вязкость, мутность и расход пульпы, уровень ее в емкостях и температуру;
- измеряют и контролируют ионный состав и щелочность пульпы.

Интервал между измерениями при технологическом оперативном опробовании зависит от динамических свойств процессов обогащения и составляет от 10 до 120 мин. При балансовом опробовании для оценки работы фабрики или отдельных ее секций, как правило, в качестве контролирующего интервала времени принимают смену.

Товарному опробованию подлежит каждая поставка исходного минерального сырья (руды, угля и др.) или концентрата отдельно по представленным в поставке партиям.

Принятая на фабрике система опробования и контроля обеспечивается комплексом нормативных документов: схемой и картой опробования и контроля с указанием опробуемых продуктов и контролируемых параметров (или характеристик), инструкцией и методами их опробования и контроля.

13.2. Опробование и контроль качества исходного сырья и продуктов обогащения

3.2.1. Опробование исходного сырья и продуктов его обогащения

Под опробованием понимают процесс отбора проб и подготовку их к последующему анализу. Пробой называется небольшая порция материала, отобранная из общей массы по определенным правилам и с допустимой погрешностью, обладающая свойствами опробуемого материала и являющаяся для него *представительной*.

Отбор проб. Сложность отбора представительных проб заключается в том, что полезное ископаемое является неоднородным. Неоднородность его может усиливаться благодаря явлению сегрегации (естественной способности материала перераспреде-

ляться по крупности) при разгрузке его в штабели, в перегрузочных узлах желобов и конвейеров, при движении железнодорожных вагонов и др., поскольку физические и химические свойства крупных и мелких классов обычно заметно различаются. Поэтому представительная проба складывается из нескольких точечных (разовых) проб, отобранных в различных точках неподвижных масс материала или через определенные интервалы из движущегося потока материала. Минимальная масса точечной пробы и минимально допустимое число их для различных типов полезных ископаемых регламентируются соответствующими стандартами.

Минимальная масса q , кг, представленной пробы для химического анализа обычно определяется по формуле Чечотта:

$$q = Kd^2,$$

а для ситового анализа рудных материалов — по формуле Локонова:

$$q = 0,02d^2 + 0,5d,$$

где d — максимальный размер кусков опробуемого материала; K — коэффициент, зависящий от содержания в нем ценных компонентов, ценности их (для руд цветных металлов $K = 0,06 \div 0,2$, для руд черных металлов $K = 0,025 \div 0,1$, для золотосодержащих руд $K = 1 \div 3$).

При отборе проб из *неподвижных* материалов: отвалов, штабелей на складах, контейнеров и др. — применяют различные методы.

При опробовании плоских штабелей и отвалов высотой до 1,5 м отбор проб осуществляют из лунок, вырытых в центре квадратов, на которые разбивают всю поверхность штабеля или отвала. Число квадратов равно расчетному числу N точечных проб, как и в других случаях ручного опробования:

$$N = 0,75V\sqrt{M},$$

где V — коэффициент вариации; M — масса опробуемого материала.

Если высота штабеля или отвала больше 1,5 м, то для их опробования в центре квадратов бурят скважины или роют шурфы, со стенок которых отбирают точечные пробы.

При опробовании руд, углей или концентратов, загружаемых навалом в вагоны, суда, баржи или склады с помощью погрузочных устройств, определенный ковш ссыпают в бункер механизированной установки пробоподготовки или на специальную площадку. Отобранный материал перемешивают, разравнивают и из центров квадратов отбирают точечные пробы совком, размеры которого определены ГОСТом.

Для отбора проб концентратов из контейнеров разработан механизированный комплекс МУОП-50, позволяющий отбирать с помощью пневмоударного механизма по три точечные пробы из контейнера одновременно по всей его глубине и затем механически выгружать в приемную емкость.

При отборе проб из *движущихся* материалов применяют методы продольного и поперечного сечения потока. В случае применения метода продольных сечений от потока материала отсекается узкая полоска, направляемая в пробу. Обязательным условием при этом является интенсивное перемешивание в точке отбора пробы, чтобы исключить явление сегрегации материала по крупности. Метод поперечных сечений потока при отборе пробы обеспечивает более высокую точность опробования и является преимущественным на обогатительных фабриках.

Ручной отбор проб из движущихся материалов допускается только в тех случаях, когда невозможно организовать механизированный. Пробы сыпучих материалов при этом отбирают, останавливая конвейер и снимая с его ленты часть потока по всему поперечному сечению размером не менее трехкратного размера максимального куска материала. Опробование потока пульпы проводят пересечением его струй с постоянной скоростью пробником, представляющим собой кружку со щелевидным носиком.

Механические пробоотбиратели, устанавливаемые обычно на перепаде потоков, обеспечивают более высокую точность опробования.

Для опробования сыпучих материалов используются ковшовые, лотковые, скреперные, шиберные, секторные, вращающиеся, ножевые и другие типы пробоотбирателей. Наи-

более часто применяемый из них ковшовый пробоотбиратель (рис. 13.1, а) состоит из двух пар звездочек 1 с перекинутыми через них цепями 2. На цепи подвешивается ковш-отсекатель 3. Одна пара звездочек получает вращение от электродвигателя через редуктор. Пробоотборник включается в работу периодически с помощью паузного механизма. Интервалы между включениями могут устанавливаться от 5 до 60 мин. В момент пересечения струи ковшом последний наполняется материалом. Разгрузка отобранной пробы в приемник 4 производится при огибании ковша звездочки.

Пробоотбиратель для опробования пульпы (рис. 13, б) имеет отсекающий 3, выполненный в виде узкого удлиненного пустотелого сосуда-ножа с двумя секущими кромками по всей его длине. При пересечении отсекающим потоком часть пульпы через щель попадает вовнутрь отсекающего и затем по патрубку 2 выливается в приемник пробы 1. Перемещение отсекающего в прямом и обратном направлениях осуществляется либо винтовым устройством (пробоотбирателем типа АШ, либо с помощью цепного механизма (пробоотбирателем типа ОП). Пробоотборник включается в работу автоматически через установленный интервал времени (от 5 до 60 мин). Щель в отсекающем должна в 3—5 раз превышать размер максимальных зерен в опробуемом материале; поэтому конструкция отсекающего предусматривает возможность регулирования размера щели.

Для оперативного технологического опробования пульпы на ряде обогатительных фабрик применяют в составе автоматизированных систем пробоотбиратели статического типа (вакуумные, зондовые, аэролифтные и др.), не требующие перепадов потоков. Например, зондовый пробоотбиратель АГМК (рис. 13.1, в), который представляет собой опущенную в пульпу трубку 1 диаметром 20 мм со щелью на нижнем ее конце. Верхний конец трубки соединен с диафрагмовым насосом 4, состоящим из мембранного исполнительного механизма 3 и клапана 2 и обеспечивающим отсос и подачу отсеченной пульпы по трубопроводу в экспресс-лабораторию. Насос отбирает точечную пробу постоянного объема через заданные промежутки времени.

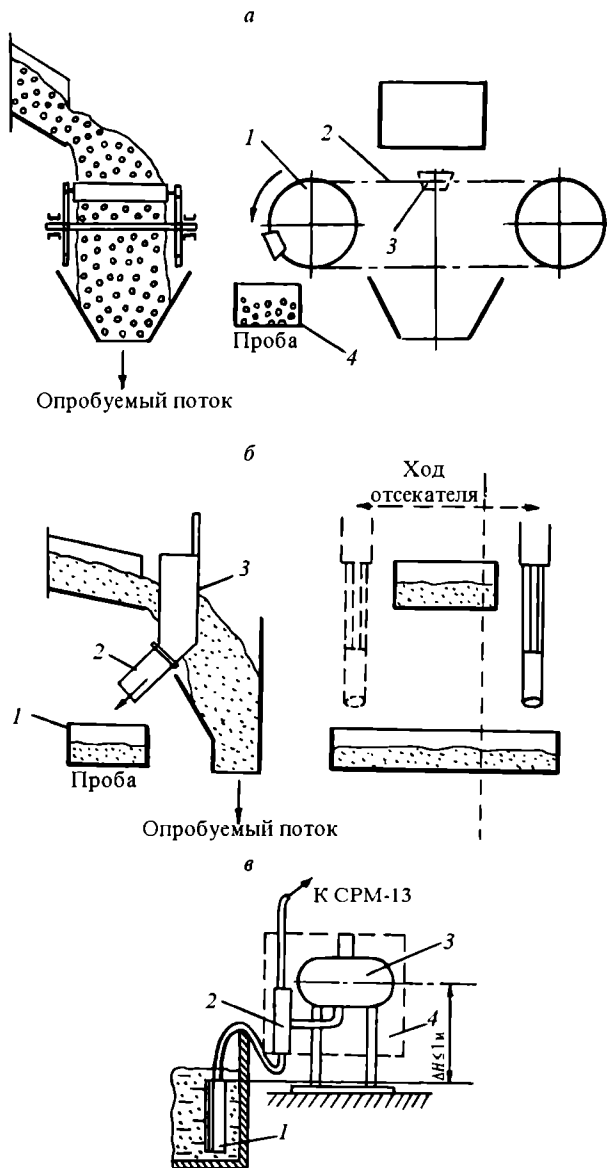


Рис. 13.1. Схемы пробоотбирателей для сыпучих материалов (*a*) и пульпы (*б, в*)

Обработка проб. Отобранные пробы обрабатывают по регламентируемому в стандартах схемам. Например, для подготовки проб для контроля химического состава и влаги товарных руд и концентратов цветных металлов используют регламентированную ГОСТ 14180—80 схему, приведенную на рис. 13.2. Дробление и измельчение осуществляется при этом обычно в дробилках, мельницах и истирателях, смонтированных вместе с грохотами и механическими сократителями в одной пробоподготовительной установке (например, в проборазделочной машине МПА).

При отсутствии на фабрике пробоподготовительной установки дробление, грохочение и измельчение проб осуществляют на малогабаритных лабораторных установках, а перемешивание и сокращение — вручную.

Крупнокусковые пробы массой более 100 кг перемешивают 2—3-кратным перебрасыванием материала с кольца на конус и обратно или многократным перелопачиванием; пробы меньшей массы и крупности — перелопачиванием или 20—30-кратным перекатыванием по диагонали на гибкой плотной и гладкой подстилке. Механическое перемешивание осуществляется во вращающихся с небольшой скоростью барабанах или при пропускании пробы несколько раз через сито.

Сокращение проб кусковых и зернистых материалов осуществляют *квартованием* после перемешивания по методу кольца и конуса. При этом две противоположные части выбрасываются, а две другие объединяются и подвергаются дальнейшей обработке. Для сокращения материала крупностью до 25 мм широко применяют сократители желобчатого типа, состоящие из четного числа желобов, чередующихся по направлениям в разные стороны. Материал в них подается совком, ширина которого равна длине сократителя. При применении механических сократителей (например, 340-УС) тщательного перемешивания пробы перед сокращением не требуется.

Сокращение материала при отборе навесок для химического анализа из измельченных до конечной крупности проб осуществляют по методу *квадратования*. Для этого поверхность материала разбивают на равные квадраты и из них в шахматном порядке совком отбирают на всю глубину слоя микропорции, объединяя их в пробу требуемой массы.

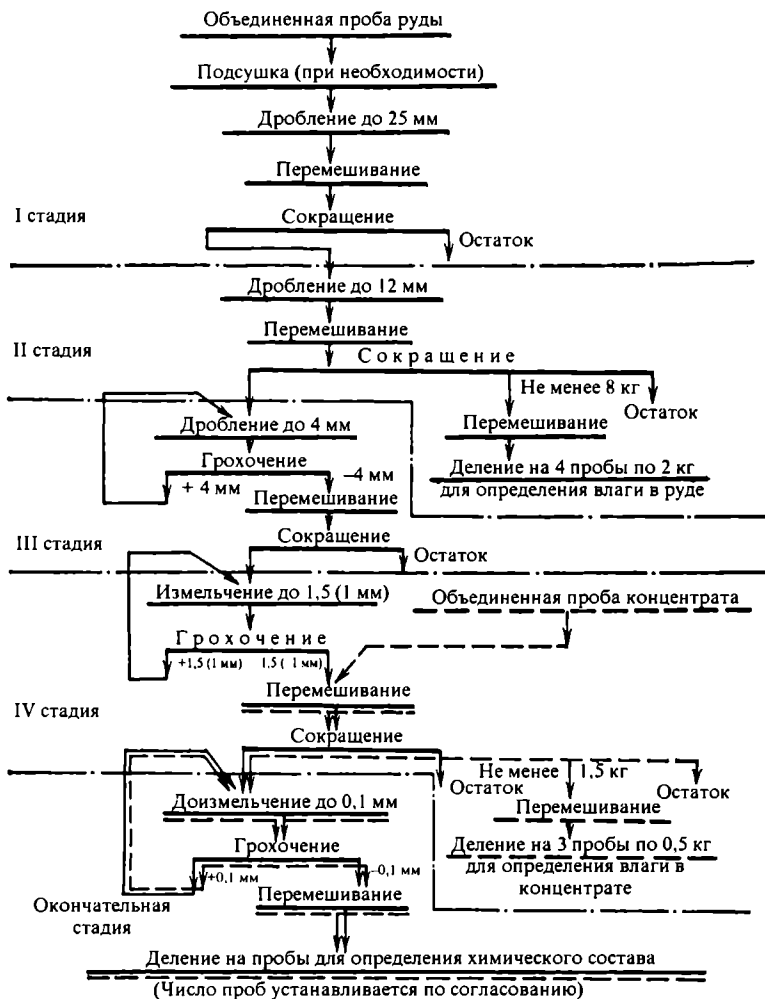


Рис. 13.2. Схема подготовки конечных товарных проб (по ГОСТ 14180—80). Подготовка общей пробы концентрата проводится по схеме, показанной штриховой линией

Обработку проб, полученных при технологическом балансовом (или оперативном) опробовании пульповых потоков, проводят по схеме, приведенной на рис. 13.3.

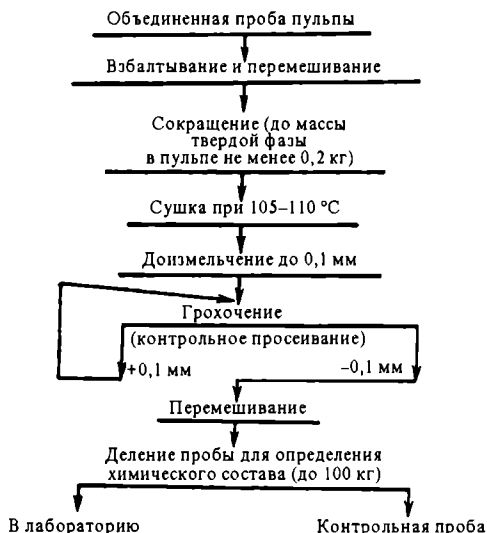


Рис. 13.3. Схема подготовки пульповых проб (по ГОСТ 14180—81)

Автоматизированные системы опробования. Автоматические пробоотборно-подготовительные установки для опробования дробленых материалов, обычно называемые установками «головного опробования» (рис. 13.4), включают пробоотбиратель, аппараты дробления, измельчения и сократители по стадиям подготовки (см. рис. 13.2).

Предпочтительность «головного опробования» руд особенно целесообразна при наличии в них благородных металлов, при использовании процессов предконцентрации руд в тяжелых суспензиях или их самоизмельчения.

Принципиальная схема комплекса средств отбора, доставки и подготовки проб пульповых продуктов приведена на рис. 13.5.

13.2.2. Методы анализа и контроля качества исходного сырья и продуктов обогащения

Основным параметром качества исходного сырья и продуктов обогащения, подвергаемых анализу и контролю на обогатительных фабриках, является содержание в них ценных компонентов и загрязняющих примесей. Для определения их значений используют методы химического анализа или автоматические анализаторы (квантометры).

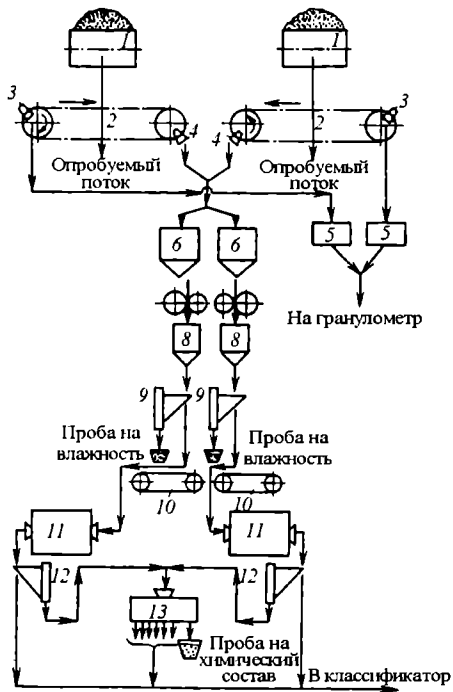


Рис. 13.4. Схема цепи аппаратов головного опробования руд на ОФ НГМК:

1 — конвейеры с дробленой рудой; 2 — двухковшовые пробоотбиратели; 3, 4 — ковши для отбора проб соответственно на granulометрический и химический состав; 5, 6 — бункеры для проб соответственно на granulометрический состав и для накопления точечных проб; 7 — дробилка валковая; 8 — бункер дробленых проб; 9 — секторный сократитель; 10 — ленточный питатель; 11 — мельница шаровая; 12 — пульповый секторный сократитель; 13 — двоянный восьмиструйный делитель

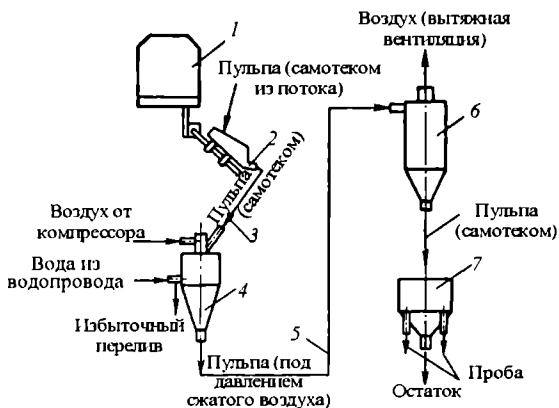


Рис. 13.5. Схема цепи аппаратов автоматической системы опробования пульповых продуктов:

1 — пробоотбиратель; 2 — нож; 3 — гибкий шланг; 4 — накопитель; 5 — трубопровод; 6 — воздухоотделитель; 7 — сократитель

Все методы химического анализа основаны на кислотном разложении пробы, переводе определяемых компонентов в раствор и определении их содержания в результате протекания специфических химических реакций (гравиметрический и титриметрический методы), электрохимических реакций (потенциометрический и полярографический методы), использовании молекулярной спектроскопии (фотометрический и фотоколориметрический методы), снятия атомных спектров (атомно-абсорбционный метод). Для определения содержания золота, серебра и платины используют пробирные методы анализа, основанные на предварительной концентрации благородных металлов в расплавленном свинце и последующем их определении спектральным или атомно-абсорбционным методом.

В настоящее время на обогатительных фабриках для контроля вещественного состава исходного сырья и продуктов обогащения широко применяют анализаторы, основанные на анализе взаимодействия энергии с веществом, не требующим предварительного кислотного разложения пробы.

Для измерения зольности углей наибольшее распространение получили радиометрические анализаторы ЗАР УкрНИИУглеобогащения (использующие рассеянное рентгеновское излучение), анализатор ИГД им. А.А. Скочинского (основанный на регистрации рассеянного гамма-излучения), гамма-измеритель зольности ИОТТ (основанный на регистрации ослабления потока мягких гамма-квантов углем) и другие анализаторы.

В практике обогащения руд цветных металлов нашли промышленное применение рентгено-флюоресцентные анализаторы (квантометры), основанные на селективном возбуждении молекул анализирующих элементов и последующем спектральном анализе вторичного характеристического излучения. Основными их типами являются анализаторы с дискретной прободоставкой и подготовкой пробы в виде порошка: СРМ-18 (СССР), «Портаспек» (Канада), «Филипс» (Голландия); непрерывные (погочные) — СШ-13 (СССР), АРЛ (США), «Курьер-300» (Финляндия), «Флюофлекс» (Япония); зондовые с погружными радиоизотопными источниками — «Амбель» (Австрия), РАТ-МП1 (Россия), «Минексав-202» (Финляндия).

Основным преимуществом рентгено-флюоресцентных анализаторов является широкий диапазон определения элементов с атомными номерами 13 и выше (от алюминия до урана) с относительной погрешностью 1—15 % при концентрации измеряемого компонента от 0,01 до 100 %.

Для определения содержания железа в руде и продуктах обогащения используют обычно магнитометры (2-РМФ и 7-ГМФ и др.), основанные на измерении магнитной восприимчивости среды по изменению индуктивности измерительного элемента.

В последнее время для более полной характеристики вещественного состава исходного сырья и продуктов обогащения стали использовать результаты автоматического минералогического анализа проб, позволяющего получить количественное соотношение свободных частиц и сростков, крупность вкрапленности, характер связей между минералами и т. д. Полученные результаты используются для оценки эффективности технологического процесса, его оптимизации и совершенствования, повышения качества продуктов обогащения.

Анализаторы содержания компонентов и приборы автоматического минералогического анализа входят составной частью в подсистему аналитического контроля вещественного состава руд, углей и продуктов их обогащения (АСАК). Подсистема АСАК представляет собой совокупность технических средств отбора, доставки и подготовки проб к анализу, средств анализа (анализаторов), аппаратуры управления, переработки и представления информации, организационного обеспечения (алгоритмов, машинных программ и инструкций по эксплуатации), а также оперативного персонала, обеспечивающего функционирование системы.

13.2.3. Расчет товарного и технологического баланса на обогатительной фабрике

Товарный и технологический балансы материалов или других извлекаемых компонентов являются основными документами, характеризующими деятельность обогатительной фабрики за отчетный период (смена, сутки, месяц, квартал, год) по количеству переработанного сырья и полученных

продуктов обогащения, качеству их и потерь ценных компонентов. Исходной информацией для их составления являются результаты аналитического контроля исходного сырья и продуктов обогащения. Балансы составляют отдельно по каждому из компонентов, извлекаемых в одноименные концентраты.

Технологический баланс извлекаемых компонентов составляют по данным оперативного аналитического контроля их содержаний в исходном сырье, концентрате и технологических хвостах с учетом массы переработанного сырья; товарный баланс — по данным учета массы исходного сырья, товарных концентратов, остатков незавершенного производства механических потерь с определением содержания в них извлекаемых компонентов. Принципиальная схема составления технологического и товарного балансов приведена на рис. 13.6.

Уравнение товарного баланса имеет следующий вид:

$$\theta_p \alpha + \theta'_p \alpha' - \theta''_p \alpha'' = \theta_k \beta + \theta'_k \beta' - \theta''_k \beta'' + \theta_{хв} V + M,$$

где θ_p и α — масса поступившей руды или угля за отчетный период и содержание в ней извлекаемого компонента; θ'_p и α' — масса остатка руды или угля в фабричных емкостях, перешедшая с предыдущего отчетного периода, и содержание в них извлекаемого компонента; θ''_p и α'' — масса остатка руды или угля в фабричных емкостях, перешедшая за следующий отчетный период, и содержание в них извлекаемого компонента; θ_k и β — масса отгруженного концентрата и содержание в нем извлекаемого компонента; θ'_k и β' — масса остатка концентрата в фабричных емкостях, перешедшая на следующий отчетный период, и содержание в нем извлекаемого компонента; θ''_k и β'' — масса остатка концентрата в фабричных емкостях, перешедшая с предыдущего отчетного периода, и содержание в нем извлекаемого компонента; $\theta_{хв}$ и V — масса выделенных хвостов за отчетный период и содержание в них извлекаемого компонента; M — масса извлекаемого компонента за отчетный период в механических потерях.

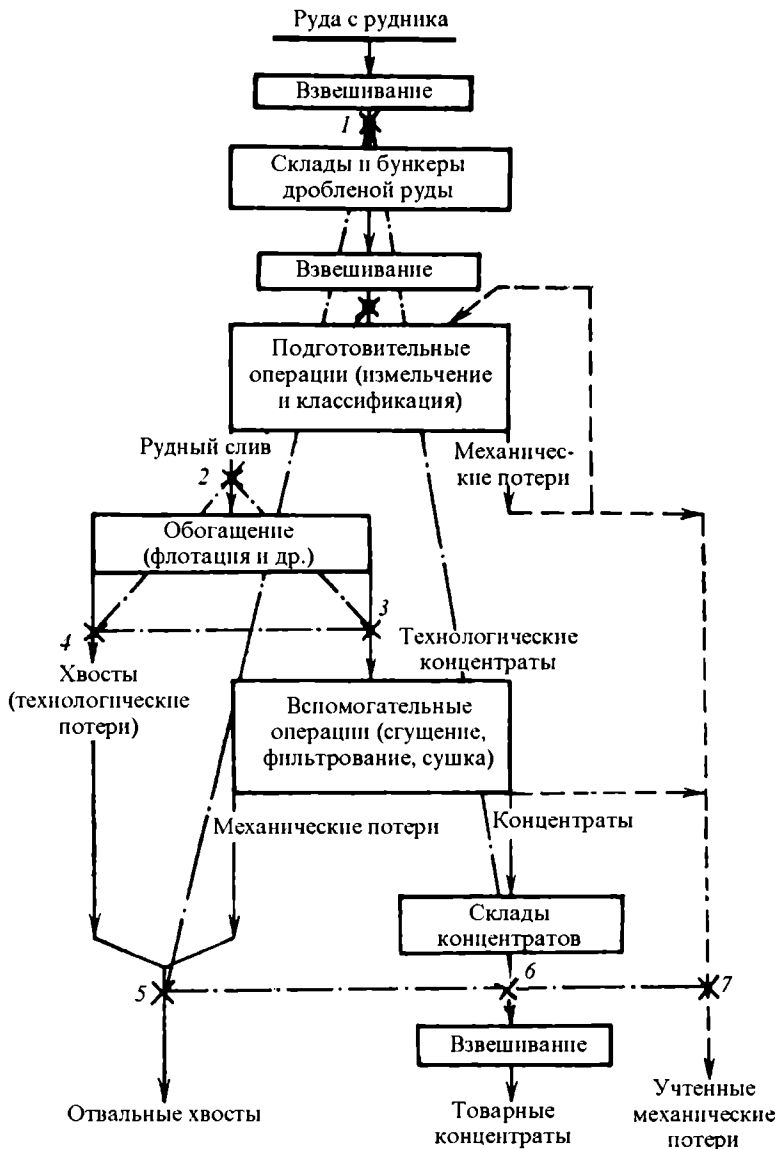


Рис. 13.6. Принципиальная схема составления товарного и технологического балансов металлов на обогатительной фабрике:

1, 5, 6, 7 — данные для товарного баланса; 1', 2, 3, 4 — данные для технологического баланса

Кваргальные и годовые товарные балансы извлекаемых компонентов составляются на основании месячных балансов.

Товарное ($E_{\text{тов}}$) и технологическое ($E_{\text{техн}}$) извлечение рассчитывают как отношение массы извлекаемого компонента в товарном ($E_{\text{тов}}$) или технологическом ($E_{\text{техн}}$) концентрате в переработанном исходном сырье. Условием уменьшения расхождения между $E_{\text{тов}}$ и $E_{\text{техн}}$ является согласование точностей аналитического контроля балансовых продуктов (см. рис. 13.6): товарной руды (или угля) 1 и отвальных хвостов 6, технологическими сливом 2 и хвостами 4, а также уменьшение погрешностей взвешивания и определения содержания влаги в исходном сырье и концентрате.

13.3. Контроль и автоматизация технологических процессов

13.3.1. Назначение и состав систем автоматического контроля и регулирования технологических процессов

Необходимость контроля и регулирования технологических процессов обусловлена поточностью схем обогащения, значительными колебаниями вещественного состава и физико-механических свойств перерабатываемого сырья. Обогащаемое сырье не должно переходить из одного цикла в другой, если оно не отвечает нормам, предъявляемым к сырью, поступающему в данный цикл. Оптимизация технологических параметров системами автоматического контроля и регулирования позволяет увеличить производительность оборудования, повысить качество концентратов, снизить потери ценных компонентов, уменьшить численность обслуживающего персонала, улучшить условия и повысить безопасность труда.

Автоматизированные системы управления технологическими процессами (АСУТП) включают:

- средства получения исходной информации — датчики, первичные приборы технологического контроля, преобразователи измеряемого параметра в унифицированный сигнал, устройства ручного ввода информации в систему;

- средства обработки информации — аппаратуру, осуществляющую обработку информации в соответствии с алгоритмами функционирования АСУТП, представление информации в удобной форме оперативно-диспетчерскому персоналу, формирование необходимых документов;
- средства управления технологическим процессом, устанавливаемые непосредственно на технологическом оборудовании, исполнительные механизмы.

Условно можно выделить следующие уровни автоматического управления технологическими процессами на обогатительных фабриках:

- частичная автоматизация управления, когда оператор получает информацию при помощи приборов автоматического контроля, оценивает ее и принимает решение на основании своего собственного опыта;
- более высокий уровень автоматизации управления, когда обработка информации осуществляется на вычислительных машинах с использованием заложенных в них экспериментально полученных закономерностей изменения взаимосвязанных параметров, что позволяет оператору принимать более обоснованные решения (экспертные системы);
- автоматическое управление с применением вычислительных машин, которые не только обрабатывают информацию, но и выдают решения по регулированию технологического процесса в соответствии с его детерминированной моделью, разработанной на основании физической или физико-химической сущности процесса.

13.3.2. Автоматизация процессов дробления

Системы контроля и регулирования процессов дробления предусматривают автоматический контроль массы перерабатываемого материала, крупности дробленого продукта, заполнения бункеров, состояния оборудования, автоматическое обнаружение и удаление металлических предметов, автоматическое регулирование производительности дробилок. Функциональная схема автоматического контроля, сигнализации и управления дробильного отделения обогатительной фабрики приведена на рис. 13.7.

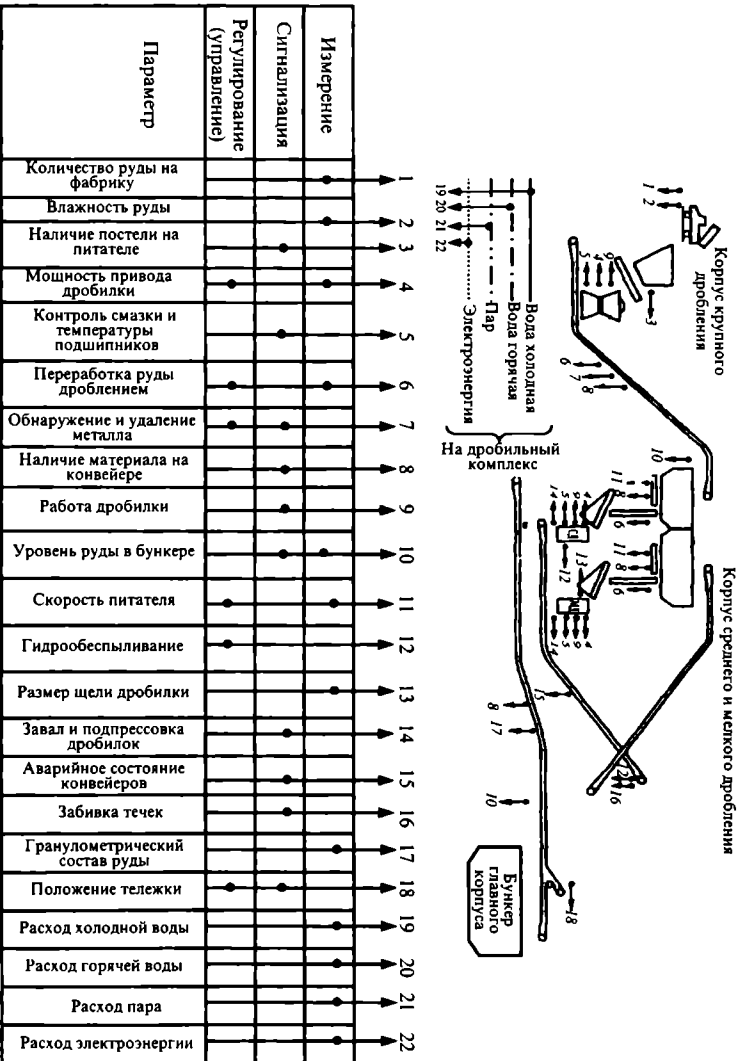


Рис. 13.7. Функциональная схема автоматизации процесса дробления:

СД — дробилка среднего дробления; МД — дробилка мелкого дробления

Контроль массы перерабатываемого материала, поступающего в вагонах, осуществляют при помощи вагонных весов и счетчиков вагонов. Потоки сыпучих материалов на конвейерах измеряют конвейерными весами (ДШ-1М и др.). Интегрирующий механизм позволяет оценивать как текущую, так и суммарную производительность.

Для контроля верхнего уровня заполнения бункеров используют ультразвуковой индикатор уровня (СА-171 и др.), основанный на принципе акустической локации поверхности материала. Для контроля нижнего уровня материала в бункере и забивки течек применяется изотопное гамма-реле (ГР). Контроль забивания перегрузочных узлов на конвейерных линиях, а также наличие материала на лентах осуществляется с помощью электронного сигнализатора (СНР-1063 М), основанного на включении электрической цепи при замыкании ее через руду или уголь.

Контроль пробуксовывания ленты осуществляется измерением и сравнением линейной скорости ленты и окружной скорости ведущего барабана (с использованием реле скорости, например РС-67 с датчиком УПДС-2). Для учета времени простоя и холостого хода агрегатов применяют быстродействующие электроимпульсные счетчики (СИ-206 и др.), связанные с электрочасовой сетью фабрики.

Контроль системы смазки дробилок, температуры подшипников и обмоток электродвигателей осуществляют с применением приборов контроля уровня в маслобаке, давления в маслопроводе, термометров сопротивления и термопар.

Для предотвращения поломок дробилок при попадании в них посторонних металлических предметов используются автоматические металлоискатели (МП-2С), а также железоотделители — подвесные электромагниты (М-42, М-62).

Для контроля крупности дробленой руды разработан (в Механобре) автоматический ситовой гранулометр.

Регулирование производительности дробилок выполняется:

- по постоянству питания, когда независимо от его гранулометрического состава и физико-механических свойств с помощью весов и регулятора, сблокированного с питанием, поддерживается стабильная подача питания на дробилки;

- по постоянству мощности, потребляемой приводом дробилки и питателя. При этом производительность уменьшается с увеличением крупности или твердости материала и наоборот;
- по степени заполнения приемного отверстия дробилки, когда с помощью приборов измеряются верхний и нижний уровни материала в приемном отверстии дробилки и в соответствии с этим регулируются скорость подачи питания и производительность дробилки.

13.3.3. Автоматизация процессов измельчения и классификации

Основными задачами автоматизации процессов измельчения и классификации являются:

- контроль производительности гранулометрического состава продуктов измельчения, плотности пульпы, степени заполнения мельниц измельчаемым материалом;
- автоматическая стабилизация или оптимизация плотности слива классификатора (гидроциклона), или стабилизация крупности готового продукта.

Контроль производительности по исходному материалу осуществляется конвейерными весами (ЛТМ-ТМ), производительность по пульпе контролируется расходомерами пульпы.

Для контроля гранулометрического состава разработан (НИИ «Автоматика») ситовой автоматический гранулометр (ГСА-1М). Для контроля максимальной крупности зерен в потоке пульпы применяется гранулометр «Микрон», рабочим органом которого является щуп, периодически прижимаемый толкателем к плоскому дну желоба, по которому течет пульпа. В зависимости от крупности зажимаемых зерен между щупом и дном желоба образуется зазор, величина которого фиксируется датчиком, и затем вторичным прибором регистрируется усредненная максимальная крупность зерен в потоке. Ультразвуковой гранулометр использует зависимость акустического сопротивления пульпы от крупности частиц; магнитный гранулометр (Уралмеханобр) — остаточной магнитной индукции от крупности частиц.

Для контроля плотности пульпы применяют поплавковые, весовые, гидростатические и радиоизотопные плотномеры. Поплавковый плотномер («Плотномер-1») основан на зависимости действующей на поплавок выталкивающей силы от

плотности пульпы; весовой — на непрерывном взвешивании постоянного объема пульпы, протекающей по трубопроводу; гидростатический — на зависимости разности давлений двух пьезометрических трубок (опущенных на разную глубину) от плотности пульпы; радиоизотопный (ПР-102ЕМ) — на законе ослабления параллельного пучка гамма-квантов при прохождении через слой пульпы.

Автоматизация загрузки мельницы рудой может производиться путем:

- стабилизации массы загружаемой в мельницу руды изменением производительности рудных питателей по показаниям конвейерных весов и одновременной стабилизации расхода воды (по показаниям ее расходомера) в заданном соотношении руда : вода. Данная система проста, но она не учитывает изменений измельчаемости сырья и используется на фабриках, перерабатывающих руды со сравнительно постоянными физико-механическими свойствами и гранулометрическим составом;
- регулирования подачи руды в мельницу с учетом ее измельчаемости звукометрическим методом («Звук-5» и «Звук-6»), основанным на обратной зависимости уровня шума в мельнице от ее загрузки и предусматривающим стабилизацию уровня шума (или определенного диапазона частот акустических колебаний) путем регулирования подачи руды в мельницу. Дополнительно может использоваться контроль мощности потребляемой электродвигателем мельницы или одной из ее составляющих. Для получения заданной плотности пульпы в мельнице воду в нее подают в соответствии с загрузкой руды при заданном соотношении руда : вода.

Необходимую крупность готового продукта цикла измельчения и классификации в обоих случаях обеспечивают, поддерживая заданную плотность слива классификатора или в зумпфе перед гидроциклоном. В последнее время получило распространение управление с использованием прямого параметра — гранулометрического состава готового продукта, контролируемого гранулометром.

Функциональная схема автоматизации двухстадийного шарового измельчения приведена на рис. 13.8.

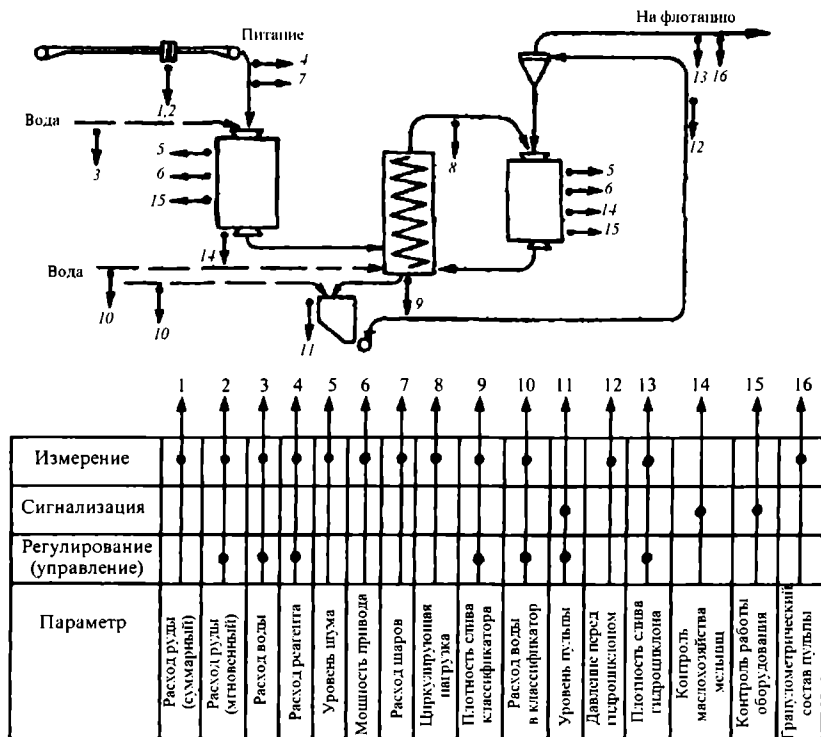


Рис. 13.8. Функциональная схема автоматизации шарового измельчения

13.3.4. Автоматизация процессов гравитационного обогащения

Автоматизация процессов гравитационного обогащения сводится главным образом к стабилизации питания аппаратов, поддержанию оптимальной плотности пульпы и среды разделения при контроле состава продуктов обогащения.

При обогащении в тяжелых суспензиях автоматическое регулирование подачи руды или угля в процессе осуществляется по показаниям конвейерных весов посредством изменения скорости питания с одновременным поддержанием требуемого количества воды, подаваемой на грохот для обес-

печения заданного соотношения руда : вода. Регулирование плотности суспензии (с точностью $\pm 50 \text{ кг/м}^3$) осуществляется по показаниям плотнмера изменением подачи воды в чан суспензии (при превышении плотности суспензии против заданной) или утяжелителя (при снижении плотности суспензии против заданной). Регулирование объемного расхода суспензии осуществляется регулятором на трубопроводе рабочей суспензии. Функциональная схема автоматизации процесса обогащения в тяжелых суспензиях приведена на рис. 13.9.

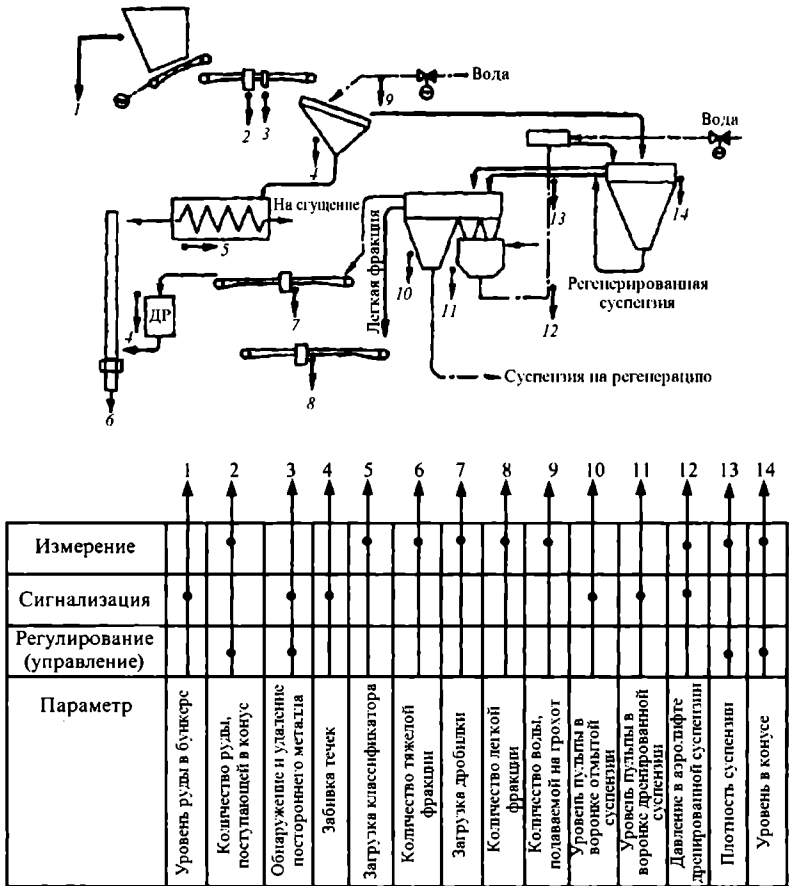


Рис. 13.9. Функциональная схема автоматизации обогащения в тяжелой суспензии (ДР — дробилка)

При обогащении в *отсадочных машинах* амплитуда и расход воды, определяющие производительность и технологические показатели работы машин, настраиваются при наладочных работах. Толщину постели и плотность взвеси регулируют, изменяя расход разгрузки тяжелой фракции регулятором, связанным с поплавковым или радиоизотопным плотномером.

При обогащении на *концентрационных столах, винтовых сепараторах, шлюзах и моечных желобах* регулируются производительности по питанию и соотношение твердое : жидкое. На шлюзах выполняют периодический автоматический сполоск осевшего материала, а на моечных желобах автоматически регулируется разгрузка мелкого осевшего материала из камер. Для этой цели используются датчики, которые замыкают цепь привода исполнительного механизма при увеличении слоя материала в камере и подъеме воды в желобе. Исполнительный механизм через систему рычагов увеличивает щель разгрузочной камеры. По мере разгрузки ширина щели уменьшается.

13.3.5. Автоматизация процессов магнитного обогащения

При автоматизации процесса *сухой магнитной сепарации* предусматривается автоматическое поддержание оптимальной производительности сепараторов. Положение магнитной системы, делительных шиберов и другие параметры сепараторов устанавливаются при наладке технологического процесса и во время работы не регулируются.

При *мокрой магнитной сепарации* питание сепаратора по объему пульпы поддерживается в пределах его оптимальной производительности с допустимым отклонением $\pm 5\%$. Постоянство содержания твердого в питании при этом обеспечивается автоматическим регулированием подачи воды в зависимости от плотности исходного питания. Содержание твердого в питании перечистных сепараторов устанавливается при наладке их работы. Поддержание рабочего уровня пульпы в ванне сепаратора устанавливается также в процессе наладки технологического режима и при работе только контролируется.

При обработке магнитных пульп в *магнитных конусах*, для нормальной работы которых требуется постоянная высота слива, уровень пульпы поддерживается автоматически посредством изменения величины пескового отверстия.

13.3.6. Автоматизация процессов флотационного обогащения

С целью оптимизации процессов коллективной и селективной флотации осуществляются автоматический контроль и регулирование расхода пульпы во флотационных машинах и чанах, уровня толщины и цвета пены в машинах, температуры и плотности пульпы, расхода воздуха, концентрации ионов в жидкой фазе пульпы, концентрации реагентов, содержания ценных компонентов в твердой фазе пульпы.

Функциональная схема автоматизации процесса флотации приведена на рис. 13.10.

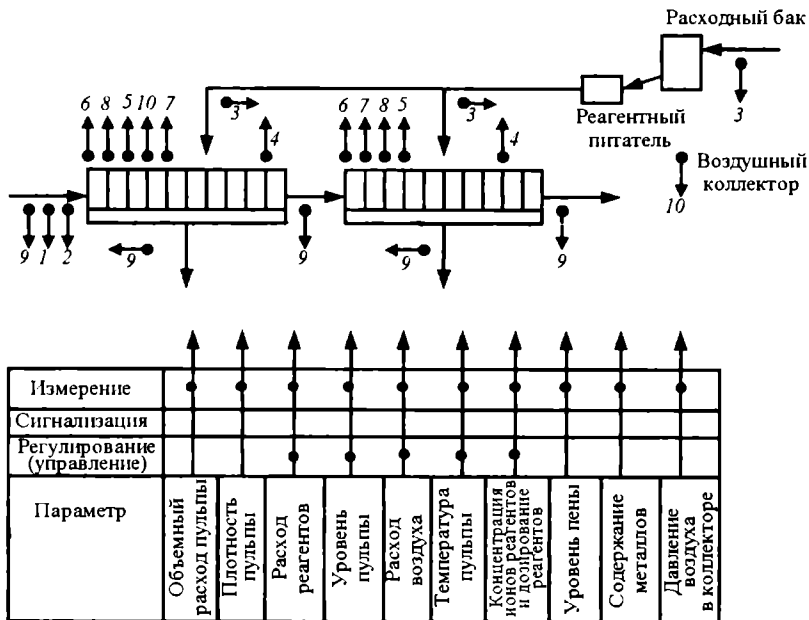


Рис. 13.10. Функциональная схема автоматизации процесса флотации

Измерение расхода пульпы необходимо для контроля производительности и продолжительности флотации, осуществления систем автоматического распределения потоков между технологическими агрегатами и регулирования подачи реагентов. Производительность потоков измеряется в единицах объемного или массового расхода либо в единицах количества твердого в пульпе. Для измерения используются расходомеры, основанные на использовании ультразвука (ИР-51, УЗР-3), или индукционные расходомеры, основанные на возникновении ЭДС между парой электродов, пропорциональной скорости движения пульпы в магнитном поле (например, «Индикатор расхода твердого, индукционный»).

Расход воздуха во флотомашину контролируется расходомерными устройствами (диафрагма в комплексе с дифманометром ДК, ДБ, ДМ) и измерителями вакуума или давления (манометры ЭКМ-1У, МПЧ-У1 и др.).

Расход реагентов регулируется автоматизированными питателями (дозаторами) реагентов (АДФР-6, ПМР-7, ПРИУ-4, ПБР-1 и др.).

Уровень пульпы в камерах флотомашин измеряется при помощи поплавковых (ДТП-31), пьезометрических и электродных датчиков; уровень пены — следящим электродным устройством («Пена-1», «Игла-1» и др.), ее цвет — флотометрическим датчиком (устройством). Для измерения плотности пульпы используются поплавковый («Плотномер-1») или радиоизотопный (ПР-1025М) плотномеры; для автоматического контроля и регулирования ее температуры — стандартные датчики, измерительные и регулирующие приборы.

Концентрация реагентов в их растворах контролируется и регулируется с использованием кондуктометрических концентратометров (КК-89; АКК-201).

Концентрация реагентов в жидкой фазе пульпы, определяющая возможность и селективность флотации минералов, измеряется в фильтрах или непосредственно в пульпе методами потенциометрии, кондуктометрии, спектрометрии, полярографии, хронопотенциографии и др.

Так, метод потенциометрии широко применяется для измерения концентрации: водородных ионов ($\text{pH} = -\lg [\text{H}^+]$) — стеклянным электродом (рН-метры в комплексе с промышленными

электродами); сульфидных ионов ($pS = -\lg [S]$) — аргентитовым электродом (ЭА-2); катионов кальция, магния и натрия — мембранными электродами (ЭМ-Са-01; ЭМ-Mg-01; ЭСП-05-06); цианидных ионов — медным, никелевым, серебряным, золотым электродами (например, сигнализатор содержания цианидов СЦ-1М1) и значения окислительно-восстановительного потенциала пульпы — платиновым (ЭПВ-01) или стеклянным (ЭО-01) электродом. Кондуктометрический метод используется для измерения концентрации свободного СаО в жидкой фазе пульпы (кондуктометрический анализатор «Депрессор-1А», КЦП-2А). Спектрофотометрический метод используется в системе централизованного автоматического контроля ионов ксантогената («Реагент-4»), а полярографический — в полярографическом анализаторе (типа АЖЭ) катионов цинка в жидкой фазе пульпы. Метод хронопотенциографии применяется для определения концентрации катионов меди, цинка и других металлов обычно в фильтрате пульпы.

Для автоматического определения содержания ценных компонентов в твердой фазе пульпы используются спектрометры рентгеновские многоканальные (СРМ-13, СРМ-18); для определения фазового состава — рентгеноструктурный анализатор («Дрон»).

Автоматическое регулирование реагентного режима может осуществляться:

- посредством стабилизации отношения расход реагентов — производительность по потоку руды (угля), пульпы или извлекаемого компонента, поступающего на флотацию. Система является простой, но она не учитывает резких изменений вещественного состава исходного материала и поглотительной способности его минеральных компонентов по отношению к флотационным реагентам;
- с помощью управления реагентным режимом по ионному составу пульпы с применением детерминированных физико-химических моделей процессов коллективной и селективной флотации. Система обеспечивает максимально возможную селективность процесса и показатели обогащения при резком сокращении расхода реагентов, а также возможность осуществления высшего уровня автоматизации на обогатительной фабрике.

13.3.7. Автоматизация процессов обезвоживания продуктов обогащения

Автоматизация процесса *сгущения* предусматривает контроль и стабилизацию плотности сгущенного продукта с использованием весовых или пьезометрических плотномеров, устанавливаемых у перегрузочных узлов, либо радиоизотопных плотномеров, устанавливаемых на трубопроводе сгущенного продукта. При отклонении плотности от заданного значения регулятор изменяет скорость разгрузки сгущенного продукта, меняя частоту вращения насосов для его откачки или проходное сечение выпускной трубы сгустителя. Для автоматического регулирования подачи коагулянтов (например, полиакриламида), ускоряющих процесс сгущения, измеряется высота зоны осветления или зоны уплотнения. Содержание твердого в сливе сгустителей контролируется фотоэлектрическим мутномером (МФ-363 и др.). Для предотвращения перегрузки сгустители оснащены обычно реле максимального тока в цепи приводного электродвигателя и специальным электродвигателем для подъема граблей, которые по мере откачивания сгущенного продукта постепенно опускаются.

Автоматизация процесса *фильтрования* в вакуум-фильтрах сводится к стабилизации уровня отношения $T : Ж$ в ванне. Уровень контролируется датчиками и поддерживается стабилизатором уровня, воздействующим на дроссельную заслонку, установленную на питающем трубопроводе. Отношение $T : Ж$ поддерживает регулятор, воздействующий на дроссельную заслонку, регулирующую поступление воды в ванну вакуум-фильтра в зависимости от содержания твердого, контролируемого плотномером. Работа вакуум-насосов, обеспечивающих поддержание вакуума на уровне 200—300 мм рт. ст. (для легкофильтруемых пульп) и 500—600 мм рт. ст. (для труднофильтруемых пульп), контролируется вакуумметрами (ЭКВ И ЭКМ), устанавливаемыми на соответствующих воздушных магистралях. Контроль давления воздуха на отдувку кека (от 0,2 до 1 кгс/см²) осуществляется сульфонным сигнализатором падения давления (СПДС). Для автоматического контроля влажности кека используют приборы, основанные на эффекте замедления нейтронного излучения или изменении электрических свойств кека при изменении его влажности.

При автоматизации *сушки* продуктов обогащения регулируются температура газов на входе и выходе из сушилок (посредством изменения расхода подаваемого топлива и скорости движения газов) и их производительность в зависимости от влажности высушенного продукта.

13.4. АСУТП и АСУП на обогатительной фабрике

Основными задачами автоматизированной системы управления технологическими процессами (АСУТП) являются оперативный контроль производства, оптимизация технологических процессов и обеспечение функционирования других подсистем предприятия. В состав АСУТП обогатительной фабрики входят подсистемы централизованного контроля, автоматизированного аналитического контроля, расчета технико-экономических показателей, управления технологическими процессами и информационного оперативно-диспетчерского обслуживания.

АСУТП — производственная подсистема автоматизированной системы управления предприятием (АСУП), задачей которой является обеспечение наибольшей эффективности управления предприятием. К числу других (функциональных) подсистем АСУТП относятся следующие:

- оперативное планирование и управление (оперативный учет выпускаемой продукции, расходования сырья, материалов, электроэнергии и т. п.);
- технико-экономическое планирование (разработка производственных программ, расчеты по труду и заработной плате, нормативной и плановой себестоимости, накоплений и др.);
- материально-техническое снабжение (расчет потребности материалов и учет движения товарно-материальных ценностей и пр.);
- бухгалтерский учет (учет материальных ресурсов, труда и заработной платы, использования основных и оборотных средств и реализованной продукции и т. д.);
- управление обслуживанием (в том числе ремонтно-энергетическими работами и транспортом и др.).

Дополнительная литература [1, 2, 17, 18, 28, 38—40, 43].

14.1. Принципы организации производства

Производственная деятельность фабрики организуется управленческим аппаратом, во главе которого — директор (начальник) фабрики и главный инженер (рис. 14.1). Отдел технического контроля (ОТК) структурно не входит в состав обогатительной фабрики и подчиняется управлению комбината. Круг обязанностей, которые выполняет каждый работник, определяется тарифно-квалификационными справочниками работ и профессий, а также техническими правилами, должностными инструкциями, положениями и правилами внутреннего распорядка.

Большинство обогатительных фабрик работает круглосуточно и останавливается только на планово-предупредительные ремонты (ППР).

Производительность дробильного отделения проектируется обычно несколько больше, чем производительность главного корпуса. Это связано с неравномерным поступлением руды на обогатительную фабрику и со сложностью ремонтов дробильного оборудования. Для бесперебойной работы оборудования корпуса обогащения предусматриваются склады дробленой руды и промежуточные бункеры. По этой причине коэффициент использования оборудования, под которым понимается отношение «чистого» времени работы оборудования к календарному, обычно составляет для дробильных отделений 0,65—0,8; для корпуса обогащения 0,85—0,95.

В соответствии с режимом работы обогатительной фабрики технологический и дежурный ремонтный персонал работает по четырехсменному графику, по которому через каждые четыре восьмичасовые смены бригада имеет выходные дни, а затем выходит на работу в другое время суток.

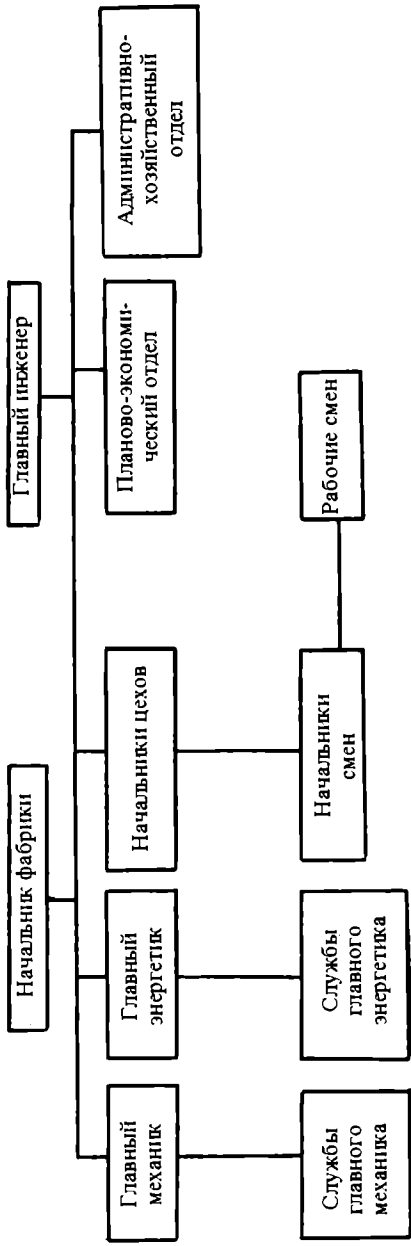


Рис. 14.1. Структура управления производственной деятельностью обогатительной фабрики

Стимулирование получения продукции лучшего качества предусматривается преysкурантами оптовых цен на полезные ископаемые и продукты обогащения. Управление качеством продукции является неотъемлемой частью научного управления производством, которое зависит в конечном итоге от всех технических служб предприятия. С целью координации этой работы созданы службы управления качеством, разработаны комплексные системы управления качеством продукции (КС УКП), которые предусматривают: регламентацию требований к исходному сырью и параметрам технологических операций; совершенствование методов аналитического контроля и службы метрологии; регламентацию производственных отношений между цехами и службами объединения; определение прав и обязанностей ИТР в организации работы по управлению качеством; систему материального стимулирования за стабильность качества руды и концентратов и другие мероприятия. Основой КС УКП является оперативное опробование руд и продуктов обогащения.

Современные обогатительные фабрики располагают автоматизированной системой управления предприятием (АСУП). Поскольку организационно обогатительная фабрика входит в состав горно-обогатительного или горно-металлургического комбината, АСУП предусматривает несколько уровней управления. На рис. 14.2 приведена трехуровневая структура, которая является наиболее представительной для обогатительных фабрик.

Для оперативного управления производством и размещения аппаратуры технических средств АСУТП на фабриках предусмотрены центральный (общезаводской) диспетчерский пункт и операторские пункты по переделам. Операторские пункты (ОП) размещаются в непосредственной близости от управляемых участков с возможностью визуального наблюдения за состоянием оборудования и ходом технологического процесса. На ОП оборудуются щиты КИП, пульта управления поточно-транспортными системами, мнемосхемами, устройствами автоматической печати, с помощью которых можно получить информацию от ЭВМ центрального диспетчерского пункта.

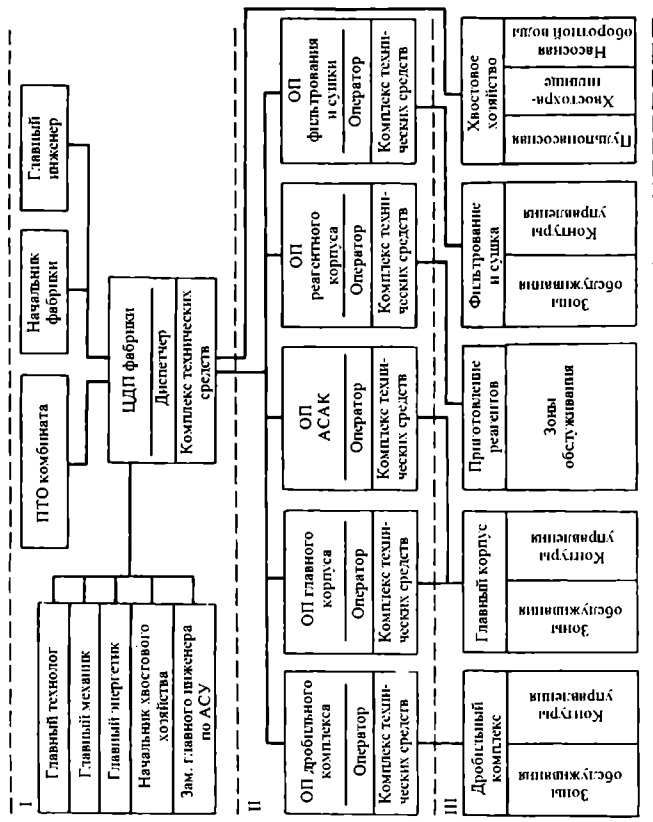


Рис. 14.2. Структурная схема управления обогатительной фабрикой: I — верхний; II — средний; III — нижний; ЦДП — центральный диспетчерский пункт; ОП — операторский пункт; АСАК — автоматизированная система аналитического контроля

14.2. Охрана труда и техника безопасности на обогатительных фабриках

Охрана труда трудящихся на дробильно-сортировочных, обогатительных и других фабриках обеспечивается выполнением Единых правил безопасности при дроблении, сортировке, обогащении полезных ископаемых и окусковании руд и концентратов, Правил безопасности на предприятиях по обогащению и брикетированию углей и сланцев, требований санитарно-технических норм.

Существующим законодательством установлен перечень заболеваний, при наличии которых прием трудящихся на обогатительную фабрику не допускается. Рабочие обогатительных фабрик должны проходить медицинское освидетельствование не реже одного раза в год.

Обучение и инструктаж по технике безопасности. Перед допуском к работе вновь принятые рабочие должны пройти первичный инструктаж и трехдневное обучение по технике безопасности. На время обучения рабочих прикрепляют к опытным производственникам. К самостоятельной работе рабочих допускают после сдачи экзамена комиссии.

Спецодежда и спецобувь. Для защиты здоровья трудящихся от воздействия внешней среды работающим на обогатительных фабриках бесплатно по установленным нормам выдают спецодежду и спецобувь. Спецодежда и спецобувь должны находиться в исправном состоянии, исключаящем захват их движущимися частями оборудования.

Передвижение по фабрике. При передвижении по территории фабрики следует руководствоваться установленными знаками. Передвижение по фабрике допускается только по предусмотренным для этого проходам, лестницам и площадкам. Существующие нормы устанавливают ширину свободных проходов между оборудованием от 0,7 до 2,2 м в зависимости от интенсивности движения и от 0,6 до 1 м между ленточными конвейерами в зависимости от их ширины. Ширина лестниц менее 0,6 м не допускается. Угол наклона постоянно эксплуатируемых лестниц должен быть не более 45°, а редко посещаемых — не более 60°. Через ленточные конвейеры, длина которых превышает 20 м, устанавливают переходные мостики.

Ограждения. Все обслуживающие площадки, расположенные на высоте более 0,3 м, переходные мостики и лестницы снабжаются перилами высотой не менее 1 м со сплошной зашивкой по низу перил на высоту 0,14 м. Перилами снабжаются и проемы, зумпфы, колодцы и каналы. Все вращающиеся части оборудования должны иметь прочные и надежные ограждения, исключая возможность травмирования обслуживающего персонала. Ограждения блокируются с пусковыми устройствами, чтобы не допустить пуск в работу оборудования при снятом ограждении.

Пуск механизмов в работу. На современных обогатительных фабриках пуск и остановка оборудования производятся с центрального пульта. При этом допускается и местное управление. Перед пуском в работу оборудования подается звуковой сигнал продолжительностью 10 с, затем не менее чем через 30 с подается второй сигнал продолжительностью 30 с. Одновременно о пуске сообщается через громкоговорящую связь. Для аварийной остановки механизмов на рабочих местах устанавливаются аварийные кнопки «Стоп».

Безопасность ремонтных работ. При выполнении ремонтных работ для обеспечения безопасности ремонтного и технологического персонала на обогатительных фабриках введена бирочная система. Перед выполнением ремонтных работ издается распоряжение с указанием организационных и технических мер по их безопасности и назначается ответственный производитель работ. Ремонт разрешается начинать после очистки и промывки оборудования от находящегося в нем материала и при наличии удобной для работы ремонтно-монтажной площадки. Применяемые при ремонтах подъемно-транспортные механизмы должны иметь грузоподъемность, обеспечивающую подъем наиболее тяжелых узлов и деталей. Использовать неисправные подъемно-транспортные механизмы или механизмы, у которых истек срок технического освидетельствования, запрещается. Работа на высоте при отсутствии обслуживающих площадок должна выполняться только с применением предохранительного пояса. Запрещается пользоваться неисправным инструментом.

Работа с вредными веществами. Помещения, в которых хранятся реагенты и выполняется работа с ними, должны

быть оборудованы вентиляцией, обеспечивающей удаление вредных веществ до установленных предельно допустимых концентраций.

Подготовка, растворение и транспортирование реагентов должны производиться без применения ручного труда. Все виды работ в реагентном отделении выполняются не менее чем двумя рабочими с использованием предусмотренных средств защиты. При работе с реагентами необходимо принимать меры, предупреждающие распыление, разбрызгивание и проливы их на пол, оборудование, тару, одежду.

В местах хранения, погрузки, разгрузки и растворения реагентов необходимо иметь средства для обезвреживания пролитых и просыпанных реагентов. В реагентных отделениях предусматриваются шланги с пробковым краном и распылителем для смыва водой кислот и щелочей с поверхности кожи, а для промывки глаз — устройства типа питьевых фонтанчиков.

Запрещается хранить в помещении с реагентами личную одежду и продукты питания. Все лица, соприкасающиеся с реагентами, должны после работы принимать душ.

Обслуживание оборудования. При обслуживании оборудования необходимо соблюдать следующие общие правила:

- не работать на неисправном оборудовании и с неисправным инструментом, при снятых или неисправных ограждениях;
- не проводить на ходу ремонт, смазку и регулировку оборудования, чистку его от материала и посторонних предметов;
- не заходить за ограждения работающего оборудования;
- перед подачей сигнала о готовности оборудования к работе убедиться в отсутствии опасности для других работающих;
- пользоваться только установленными для данной профессии спецодеждой, спецобувью и индивидуальными средствами защиты;
- содержать в чистоте рабочее место и не загромождать его посторонними предметами;
- при ненормальной работе оборудования (повышенный шум, сильные вибрации), появлении дыма или огня из

электродвигателя и пусковых устройств немедленно остановить его и сообщить мастеру;

- строго соблюдать правила внутреннего распорядка и предписания инструкций по технике безопасности.

Кроме общих инструкций на обогатительных фабриках разработаны и выполняются правила техники безопасности для отделений дробления и грохочения, измельчения и классификации, флотации и реагентного, гравитационных методов, магнитной и электрической сепарации, обезвоживания, сушки, отделения складирования хвостов и очистки сточных и кондиционирования оборотных вод с учетом специфических условий.

Дополнительная литература [34, 38 — 40].

Работа обогатительной фабрики оценивается в первую очередь технологическими показателями, характеризующими эффективность обогащения, т. е. извлечением ценных компонентов в одноименные товарные концентраты и качеством последних. Такие технико-экономические показатели, как стоимость товарной продукции в оптовых ценах, прибыль предприятия, производительность на одного трудящегося, удельные расходы электроэнергии и материалов на 1 т руды (угля) или концентрата, дополнительно характеризуют технологический и организационно-технический уровень работы обогатительной фабрики.

Основным показателем, определяющим экономическую деятельность коллектива обогатительной фабрики, является себестоимость переработки 1 т исходной руды (угля) или себестоимость 1 т товарного концентрата, отвечающего требованиям ГОСТа.

Расчет общефабричной себестоимости выполняется на основании расходов на обогащение по отдельным статьям затрат, включающим исходное сырье и основные материалы (в том числе транспортные расходы), вспомогательные материалы на технологические цели, топливо и энергию на технологические цели (в том числе воду на технологические цели), основную и дополнительную зарплату, отчисления на социальное страхование, содержание и эксплуатацию зданий, оборудования, цеховые, общефабричные и прочие расходы.

В качестве примера в табл. 15.1 приведены технико-экономические показатели обогатительных фабрик, перерабатывающих медные и свинцово-цинковые руды.

**Основные технико-экономические показатели работы
обогащательных фабрик большой производительности**

Показатели	Флотационные фабрики для обогащения	
	медных руд	свинцово- цинковых руд
Годовая производительность по руде, млн т	16	6—8
Удельный расход на 1 т руды:		
электроэнергии, кВт·ч	22,5	60—65
воды производственной, м ³	3,8	7—7,5
футеровочной стали для дробилок и мельниц, кг	0,08	0,2—0,3
шаров и стержней, кг	1,3	1,5—2
Удельные показатели на 1000 т годовой производи- тельности фабрики по руде:		
общий объем производственных зданий, м ³	82,4	220—240
средняя стоимость 1 м ³ здания, долл. США	12,3	14—14,5
масса технологического оборудования, т	1,2—2	2,3—2,6
мощность электродвигателей, кВт	4,6	16—16,8
Удельный объем мельниц, м ³ /(т·сут)	0,03	0,048
Удельный объем флотационных машин, м ³ /(т·сут)	0,032	0,027
Коэффициент использования оборудования, %:		
дробильного комплекса	74	31
главного корпуса	93	93
Производительность по исходной руде на одного трудящегося, тыс. т/год	43,2	16—18
Себестоимость обогащения 1 т исходной руды, долл. США	0,17	1,45—1,5
Затраты на гидротранспорт и укладку 1 т хвостов, долл. США	0,11	1,05—1,1

Себестоимость товарной продукции при переработке руд черных металлов составляет, долл. США/т: по товарной руде — 7,36; товарному концентрату — 10,75; по окатышам — 18,36; агломерату — 17,32; массовая доля железа составляет 52,04 % в

агломерате и 61,1 % — в окатышах. Затраты на 1 долл. товарной продукции составляют 0,81 долл., производительность труда одного трудящегося — 20 871 т/год.

Себестоимость и удельные капитальные затраты для обогащительных фабрик, перерабатывающих коксующиеся угли, составляют соответственно: 1,5—1,8 и 9—12 долл/т, а на фабриках для обогащения энергетических углей: при глубине обогащения 0,5 мм — 1—1,3 и 6—7,5 долл/т; при глубине обогащения 13 мм — 0,6—0,7 и 3—4 долл/т; на сортировках — 0,3—0,4 и 2—2,5 долл/т соответственно. При этом затраты на мокрое обогащение и последующее обезвоживание крупного угля +13 мм в 1,7—2 раза меньше, чем мелкого угля крупностью 0,5—13 мм, и в 7—10 раз меньше, чем шлама —0,5 мм. Производительность труда при обогащении в 13 раз выше, чем при подземной, и в 1,3 раза выше, чем при открытой разработке. В общей себестоимости товарной продукции обогащительных фабрик угольной промышленности затраты на обогащение составляют 9 %, на сырье — 91 %, в том числе 1 % на доставку на фабрики. Себестоимость обогащения в 11,5 раз меньше себестоимости подземной разработки и в 2,4 раза меньше открытой разработки.

Для определения полных затрат на обогащение полезных ископаемых необходимо к общепроизводственной себестоимости прибавить внепроизводственные расходы, связанные с перевозкой товарных концентратов, их реализацией, отчисления на научно-исследовательские работы. На фабриках меньшей производительности себестоимость обогащения выше, чем на высокопроизводительных фабриках.

Значительная доля эксплуатационных, капитальных затрат и электроэнергии приходится на подготовительные процессы (дробление, грохочение, измельчение, классификацию). Анализ распределения затрат по основным переделам флотационных фабрик (табл. 15.2) показывает, что на измельчение руды расходуется 60 % общего количества электроэнергии, необходимой на переработку 1 т руды. Значительные на этом переделе эксплуатационные (в основном затраты на шары, стержни, футеровку) и капитальные затраты.

Распределение затрат по основным переделам флотационных фабрик

Операция передела	Эксплуатационные расходы, долл. США/т руды	Капитальные затраты, долл. США/т годовой производительности по руде	Расход электроэнергии, кВт·ч/т
Крупное, среднее и мелкое дробление, грохочение, транспортирование	0,09—0,11	0,4—0,6	1—1,2
Измельчение руды, складирование дробленого продукта	0,51—0,77	1—1,17	12—20
Флотация (без затрат на реагенты)	0,051	0,165	2,6
Сгущение*	0,09—0,22	0,6—1,1	1—2
Фильтрование*	0,13	0,15—0,3	2—3
Сушка (без затрат на топливо)	0,13	0,54	3
Складирование и отгрузка концентратов*	0,05—0,1	0,2—0,4	—
Удаление и укладка хвостов*	0,1—0,2	0,5—1,2	—

* На 1 т продукта, поступающего на данный передел.

Повышение экономических показателей возможно за счет более полного и комплексного использования минерального сырья, снижения эксплуатационных и капитальных затрат по переделам (рудоподготовка, обогащение, вспомогательные процессы), внедрения новых форм организации производства.

Дополнительная литература [34, 38—40].

Резкое возрастание роли процессов обогащения в горно-добывающей и горно-перерабатывающей отраслях промышленности и необходимость дальнейшего развития техники и технологии комплексной переработки и обогащения полезных ископаемых обусловлены:

- возрастающим объемом потребления продуктов переработки минерального сырья при снижении в нем содержания ценных компонентов и ограниченности запасов месторождений;
- необходимостью повышения эффективности добывающей промышленности и рациональности природопользования. В настоящее время из добытой горной массы используется не более 30—40 %, поэтому во всем мире катастрофически растет количество отходов. Отечественные горные предприятия ежегодно складировуют на поверхности земли около 5 млрд т вскрышных и отвальных пород. Их масса в последнее время возрастает, поскольку разубоживание добываемых руд и углей повышается в связи с усложнением горно-геологических условий разработки месторождений и увеличением единичной мощности горных машин;
- необходимостью радикального решения экологических проблем горного производства. Потребление и загрязнение воды в горно-добывающих отраслях составляют десятки кубических километров в год. Они являются самым крупным источником твердых, жидких и газопылевых отходов (70—80 % объема всех видов). С ухудшением качества сырья доля отходов растет, соответственно растут затраты на их складирование, хранение, рекультивацию занятых земель, охрану окружающей среды от их вредного воздействия.

Решение перечисленных проблем требует более широкого и грамотного применения существующих методов обогащения, их развития и совершенствования с целью разработки безотходной технологии комплексной переработки и обогащения полезных ископаемых в условиях полного водооборота.

К основным направлениям развития техники и технологии обогащения полезных ископаемых следует отнести:

- разработку, создание и внедрение в производство новых эффективных методов рудоподготовки и углеприема, предусматривающих значительное повышение качества руды и углей, поступающих на обогащение, путем их усреднения на основе технологического картирования и предварительной концентрации методами электронной, радиометрической сепарации и другими способами;
- создание и организацию промышленного выпуска автоматизированного усреднительного, дробильно-размольного, классифицирующего, обогатительного и обезвоживающего оборудования большой единичной производительности с комплексом вспомогательного оборудования, а также приспособлений и средств механизации для ремонта оборудования, электроприводов к нему, материалов с повышенной износостойкостью для изготовления футеровок и съемных рабочих деталей, датчиков и систем для автоматизации технологических процессов обогащения полезных ископаемых с целью увеличения их производительности в 2—2,5 раза;
- фундаментальные исследования по созданию принципиально новых методов, технологических процессов и оборудования для дробления, измельчения и обогащения полезных ископаемых, обеспечивающих высокую эффективность раскрытия сростков минералов и их разделения (при резком снижении энергетических затрат), межкристаллических разрушений и снижение шламообразования;
- разработку и создание новой эффективной технологии обогащения труднообогатимых руд, включающей гидрометаллургические, химические и электрохимические процессы, процессы и оборудование с применением предварительных энергетических воздействий;

- создание и внедрение в производство технологических процессов, обеспечивающих комплексное использование минерального сырья, в первую очередь за счет организации получения попутных концентратов, переработки вскрышных и отвальных пород, хвостов обогатительных фабрик и других отходов производства с учетом охраны окружающей среды, предусматривающей использование водооборота и бессточных систем, строительство необходимых гидротехнических сооружений и рекультивацию земель, защиту воздушного бассейна от загрязнений.

Дополнительная литература [1, 4, 14, 21, 36, 49].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Абрамов А.А.* Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т. 1. Обогащительные процессы и аппараты: Учебник для вузов. — 2-е изд., стер. — М.: Изд-во МГТУ, 2004.
2. *Абрамов А.А.* Теоретические основы оптимизации селективной флотации сульфидных руд. — М.: Недра, 1978.
3. *Абрамов А.А.* Технология обогащения окисленных и смешанных руд цветных металлов. — М.: Недра, 1986.
4. *Абрамов А.А.* Флотационные методы обогащения. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1993.
5. *Абрамов А.А., Горловский С.И., Рыбаков В.В.* Обогащение руд цветных и редких металлов в странах Азии, Африки и Латинской Америки. — М.: Недра, 1991.
6. *Абрамов А.А., Леонов С.Б.* Обогащение руд цветных металлов. — М.: Недра, 1991.
7. *Алехин А.М., Утюгова Т.А.* Переработка боросиликатных руд. — М.: Недра, 1993.
8. *Аналитическая химия и технический анализ угля / И.В. Авгушевич, Т.М. Броновец, И.В. Еремин и др.* — М.: Недра, 1987.
9. *Батаногов А.П.* Водовоздушное хозяйство обогащительных фабрик. — М.: Недра, 1984.
10. *Блатов И.А.* Обогащение медно-никелевых руд. — М.: Руда и металлы, 1998.
11. *Бочаров В.А., Рыскин М.Я.* Технология кондиционирования и селективной флотации руд цветных металлов. — М.: Недра, 1993.
12. *Геолого-техническое картирование руд месторождений цветных металлов / Ю.Б. Генкин, В.Д. Тянь, А.М. Дробышевский и др.* — М.: Недра, 1986.
13. *Кармазин В.И.* Обогащение руд черных металлов. — М.: Недра, 1982.
14. *Кармазин В.В., Кармазин В.И.* Магнитные и электрические методы обогащения. — М.: Недра, 1988.
15. *Карпенко Н.В.* Опробование и контроль качества продуктов обогащения руд. — М.: Недра, 1987.
16. *Кизельштейн Л.Я., Мостовой П.П., Жак С.В.* Оценка обогатимости ископаемых углей на стадии геологоразведочных работ. — М.: Недра, 1987.
17. *Козин В.З.* Опробование и контроль технологических процессов обогащения. — М.: Недра, 1985.

18. *Козин В.З.* Опробование на обогатительных фабриках. — М.: Недра, 1988.
19. *Комбинированные* процессы переработки руд цветных металлов / С.И. Митрофанов, В.И. Мещаннинова, А.В. Курочкина и др. — М.: Недра, 1984.
20. *Коц Г.А., Чернопяттов С.Ф., Шманенков И.В.* Технологическое опробование и картирование месторождений. — М.: Недра, 1980.
21. *Кравец Б.Н.* Специальные и комбинированные методы обогащения. — М.: Недра, 1986.
22. *Кузнецов В.П., Волова М.Л., Лафиренко В.Е.* Обогащение бокситов. — М.: Недра, 1978.
23. *Кушпаченко Ю.С.* Технология обогащения комплексных оловянных руд. — М.: Недра, 1981.
24. *Ласкорин Б.Н., Барский Л.А., Персиц В.З.* Безотходная технология переработки минерального сырья. Системный анализ. — М.: Недра, 1984.
25. *Марганец* / К.Н. Трубецкой, В.А. Чантурия, Т.В. Башлыкова и др. — М.: Изд-во АГН, 1999.
26. *Масленицкий Н.Н., Беликов В.В.* Химические процессы в технологии переработки труднообогатимых руд. — М.: Недра, 1986.
27. *Мокроусов В.А., Пилеев В.А.* Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. — М.: Недра, 1979.
28. *Овчаренко В.Я.* Построение автоматизированных систем аналитического контроля процессов обогащения. — М.: Недра, 1987.
29. *Олюнин В.В.* Переработка нерудных строительных материалов. — М.: Недра, 1988.
30. *Остапенко П.Е., Мясников Н.Ф.* Безотходная технология переработки руд черных металлов. — М.: Недра, 1988.
31. *Переработка* отвалных хвостов фабрик и нетрадиционного сырья с применением эффективных обогатительных процессов / И.А. Енбаев, Б.П. Руднев, А.А. Шамин и др. — М.: 1988.
32. *Полькин С.И., Адамов Э.В., Панин В.В.* Технология бактериально-выщелачивания цветных и редких металлов. — М.: Недра, 1982.
33. *Полькин С.И.* Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов. — М.: Недра, 1987.
34. *Разумов К.А., Перов В.А.* Проектирование обогатительных фабрик. — М.: Недра, 1982.
35. *Руденко К.Г., Калмыков А.В.* Обеспыливание и пылеулавливание при обогащении полезных ископаемых. — М.: Недра, 1987.
36. *Серго Е.Е.* Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. — М.: Недра, 1985.
37. *Соложенкин П.М., Зинченко З.А.* Обогащение сурьмяных руд. — М.: Наука, 1985.
38. *Справочник* по обогащению руд черных металлов. — М.: Недра, 1980.
39. *Справочник* по обогащению руд. Обогатительные фабрики. — М.: Недра, 1984.

40. *Справочник по обогащению углей.* — М.: Недра, 1984.
41. *Справочник. Технологическая оценка минерального сырья. Опробование месторождений. Характеристика сырья / Под ред. П.Е. Остапенко.* — М.: Недра, 1990.
42. *Справочное пособие. Техника и технология обогащения углей.* — М.: Наука, 1995.
43. *Тихонов О.Н. Автоматизация производственных процессов на обогатительных фабриках.* — М.: Недра, 1982.
44. *Тихонов О.Н., Назаров Ю.П. Теория и практика комплексной переработки полезных ископаемых в странах Азии, Африки и Латинской Америки.* — М.: Недра, 1989.
45. *Троицкий В.В. Обогащение нерудных строительных материалов.* — Л.: Стройиздат, 1986.
46. *Троицкий В.В. Промывка и обесшламливание полезных ископаемых.* — М.: Недра, 1988.
47. *Фоменко Т.Г., Бутовецкий В.С., Погарцева Е.М. Технология обогащения углей.* — М.: Недра, 1985.
48. *Чуянов Г.Г. Обезвоживание, пылеулавливание и охрана окружающей среды.* — М.: Недра, 1987.
49. *Шохин В.Н., Лопатин А.Г. Гравитационные методы обогащения.* — М.: Недра, 1990.

Фабрики, месторождения, рудники, шахты

Plants, deposits, mines

«Абекаб» (Конго)	«Abekab» (Congo)
«Айленд Коппер» (Канада)	«Island Copper» (Canada)
«Айрон Кинг» (Папуа—Новая Гвинея)	«Iron King» (Papua New Guinea)
«Айтик» (Швеция)	«Aitik» (Sweden)
«Акагане» (Япония)	«Akagane» (Japan)
«Акджоут» (Мавритания)	«Akjout» (Mauritania)
«Алмалыкская» (Узбекистан)	«Almalikskaya» (Uzbekistan)
«Амакан» (Филиппины)	«Amacan» (Philippines)
«Аракса» (Бразилия)	«Araxa» (Brazil)
«Аройо-де-Мантуа» (Куба)	«Arroio-de-Mantua» (Cuba)
«Асио» (Япония)	«Asio» (Japan)
«Байкуаньшань» (КНР)	«Baikuanshan» (China)
«Байя Маре» (Румыния)	«Baie Mare» (Rumania)
«Балхашская» (Казахстан)	«Balkhashskaya» (Kazakhstan)
«Банка II» (Индонезия)	«Banka II» (Indonesia)
«Банкрофт» (Замбия)	«Bankroft» (Zambia)
«Бафокенг» (ЮАР)	«Bafokeng» (RSA)
«Белоусовская» (Казахстан)	«Belousovskaya» (Kazakhstan)
«Берг Аукас» (Намибия)	«Berg Aukas» (Namibia)
«Березовская» (Россия)	«Berezovskaya» (Russia)
«Беренгуэла» (Перу)	«Berenguela» (Peru)
«Бима» (Индонезия)	«Bima» (Indonesia)
«Блайберг» (Австралия)	«Bleiberg» (Austria)
«Блек Маунтин» (ЮАР)	«Black Mountain» (RSA)
«Блэк» (Зимбабве)	«Black» (Zimbabwe)
«Бор» (Югославия)	«Bor» (Yugoslavia)
«Бой Аззер» (Марокко)	«Bou Azzer» (Morocco)
«Британия» (Канада)	«Britania» (Canada)
«Брокен Хилл» (Австралия)	«Broken Hill» (Australia)
«Брокен Хилл Норс» (Австралия)	«Broken Hill North» (Australia)
«Брокен Хилл Саус» (Австралия)	«Broken Hill South» (Australia)
«Бронсуик № 6» (Австралия)	«Brunswick N 6» (Australia)
«Бронсуик № 12» (Австралия)	«Brunswick N 12» (Australia)
«Бу Бекер» (Марокко)	«Bou Beker» (Morocco)
«Буггеру» (Италия)	«Buggeru» (Italy)
«Бугенвиль» (Папуа—Новая Гвинея)	«Bougainville» (Papua New Guinea)

«Бункер Хилл» (США)	«Bynker Hill» (USA)
«Бучанс» (Канада)	«Buchans» (Canada)
«Вассбо» (Швеция)	«Wassbo» (Sweden)
«Бьютт» (США)	«Butte» (USA)
«Вермонт Коппер Майн» (Австралия)	«Wermont Copper Mine» (Australia)
«Виней Крик» (Австралия)	«Winey Creek» (Australia)
«Вудлоун» (Австралия)	«Woodlawn» (Australia)
«Гайская» (Россия)	«Gaiskaya» (Russia)
«Галетти» (Италия)	«Galetti» (Italy)
«Ге Арамсо» (Боливия)	«Ge Aramsso» (Bolivia)
«Гендерсон» (США)	«Henderson» (USA)
«Геотехника» (Аргентина)	«Geotechnica» (Argentina)
«Гибралтар» (Канада)	«Gibraltar» (Canada)
«Грейт Боулдер» (Австралия)	«Grate Baulder» (Australia)
«Гринбушес» (Австралия)	«Greenbushes» (Australia)
«Гхетшила» (Индия)	«Ghetshila» (India)
«Дальнегорская» (Россия)	«Dalnegorskaya» (Russia)
«Даули» (Марокко)	«Dauli» (Morocco)
«Джезказганская» (Казахстан)	«Dzhezkasganskaya» (Kazakhstan)
«Дима» (Заир)	«Dima» (Zaire)
«Дойашики» (Япония)	«Doiashiki» (Japan)
«Доум» (Канада)	«Dome» (Canada)
«Завар» (Индия)	«Zavar» (India)
«Замбейлз» (Филиппины)	«Zambales» (Philippines)
«Зелиджа» (Марокко)	«Zelidja» (Morocco)
«Зинк Корпорейшн» (Австралия)	«Zinc Corporation» (Australia)
«Зырянская» (Казахстан)	«Zirianovskaya» (Kazakhstan)
«Иокота» (Япония)	«Iokota» (Japan)
«Иошино» (Япония)	«Ioshina» (Japan)
«Искор» (ЮАР)	«Iscor» (RSA)
«Каваяма» (Япония)	«Kawaiama» (Japan)
«Каканда» (Заир)	«Kakanda» (Zaire)
«Камбалда» (Австралия)	«Kambalda» (Australia)
«Камиката» (Япония)	«Kamikata» (Japan)
«Камиока-Шикама» (Япония)	«Kamioka-Shikama» (Japan)
«Камото» (Заир)	«Kamoto» (Zaire)
«Кананеа» (Мексика)	«Cananea» (Mexico)
«Катави» (Боливия)	«Catavi» (Bolivia)
«Катанга» (Заир)	«Katanga» (Zaire)
«Катанеа» (Перу)	«Catanea» (Peru)
«Квемонт» (Канада)	«Quemont» (Canada)
«Квибаошань» (КНР)	«Kwibaoshan» (China)
«Келайн» (Филиппины)	«Kelain» (Philippines)
«Кемпбелл Чибугама» (Канада)	«Campbell Chibougamau» (Canada)
«Кентауская» (Казахстан)	«Kentauskaya» (Kazakhstan)

«Керетти» (Финляндия)	«Keretti» (Finland)
«Кисю» (Япония)	«Kisu» (Japan)
«Кларабелл» (Австралия)	«Clarabell» (Australia)
«Кливленд» Тин (Австралия)	«Cleveland Tin» (Australia)
«Кобар» (Австралия)	«Cobar» (Australia)
«Колкири» (Боливия)	«Colkiri» (Bolivia)
«Колон» (Чили)	«Colon» (Chile)
«Колвези» (Заир)	«Kolwesi» (Zaire)
«Косака» (Япония)	«Kosaka» (Japan)
«Косака-Утинотай» (Япония)	«Kosaka-Utinotai» (Japan)
«Коталаhti» (Финляндия)	«Kotalahti» (Finland)
«Коукр» (Канада)	«Koukr» (Canada)
«Ксеро» (Кипр)	«Xero» (Cyprus)
«Куахоне» (Перу)	«Cuajone» (Peru)
«Кхетри» (Индия)	«Khetri» (India)
«Лейк Джордж» (Австралия)	«Lake George» (Australia)
«Лейкшор» (США)	«Lakeshore» (USA)
«Лениногорская» (Казахстан)	«Leninogorskaya» (Kazakhstan)
«Лепанто» (Филиппины)	«Lepanto» (Philippines)
«Лима» (Перу)	«Lima» (Peru)
«Лорнекс» (Канада)	«Lornex» (Canada)
«Маб Та Пут» (Малайзия)	«Mab Ta Put» (Malaysia)
«Магна» США	«Magna» (USA)
«Маланджкханд» (Индия)	«Malanjkhand» (India)
«Маммут» (Малайзия)	«Mamut» (Malaysia)
«Мангула» (Зимбабве)	«Mangula» (Zimbabwe)
«Мантос Бланкос» (Чили)	«Mantos Blancos» (Chile)
«Маркоппер» (Филиппины)	«Marcopper» (Philippines)
«Маунтин Пасс» (Австралия)	«Mountain Pass» (Australia)
«Маунт Плезент» (Австралия)	«Mount Plesent» (Australia)
«Метахамбре» (Куба)	«Metahambre» (Cuba)
«Матсумайн» (Япония)	«Matsumine» (Japan)
«Маттагамин» (Япония)	«Mattagami» (Canada)
«Маунт Айза» (Австралия)	«Mount Isa» (Australia)
«Маунт Лейл» (Австралия)	«Mount Lyell» (Australia)
«Маунт Морген» (Австралия)	«Mount Morgen» (Australia)
«Мацуа» (Италия)	«Masua» (Italy)
«Мегген» (Германия)	«Meggen» (Germany)
«Медет» (Болгария)	«Medet» (Bulgaria)
«Меслула» (Зимбабве)	«Meslula» (Zimbabwe)
«Мехерник» (Германия)	«Mehernik» (Germany)
«Мибладен» (Марокко)	«Mibladen» (Morocco)
«Микохата» (Япония)	«Mikohata» (Japan)
«Миненосава» (Япония)	«Mininosawa» (Japan)
«Мозабани» (Индия)	«Mozabani» (India)

«Монт-Агруксо» (Италия)	«Mont-Agruxo» (Italy)
«Моренски Риф» (ЮАР)	«Morenski Rif» (RSA)
«Мотояма» (Япония)	«Motoiama» (Japan)
«Муквамба» (ЮАР)	«Mukwamba» (RSA)
«Муфулира» (Замбия)	«Mufulira» (Zambia)
«Мэскот» (США)	«Mascot» (USA)
«Нептун» (Никарагуа)	«Neptun» (Nicaragua)
«Никарю» (Япония)	«Nikaryu» (Japan)
«Нкана» (Замбия)	«Nkana» (Zambia)
«Нкана-Миндола» (Замбия)	«Nkana Mindola» (Zambia)
«Норанда» (Канада)	«Noranda» (Canada)
«Нордак» (Канада)	«Nordack» (Canada)
«Нчанга» (Замбия)	«Nchanga» (Zambia)
«Нью Брокен Хилл» (Австралия)	«New Broken Hill» (Australia)
«Огайя» (Япония)	«Ogaia» (Japan)
«Оджанкос» (Чили)	«Ojancos» (Chile)
«Ожел Бялый» (Польша)	«Ojel Bialii» (Poland)
«Ок Теди» (Папуа—Новая Гвинея)	«Ok Tedi Mining» (Papua New Guinea)
«Осаридзава» (Япония)	«Osaridzawa» (Japan)
«Осаро Зова» (Япония)	«Osaro Zowa» (Japan)
«Пайн Поинт» (Канада)	«Pine Point» (Canada)
«Онтарио» (Канада)	«Ontario» (Canada)
«Палабора» (ЮАР)	«Palabora» (RSA)
«Палаван» (Филиппины)	«Palawan» (Philippines)
«Пангуна» (Папуа—Новая Гвинея)	«Panguna» (Papua New Guinea)
«Панда» (Заир)	«Panda» (Zaire)
«Парагча» (Перу)	«Paragcha» (Peru)
«Пима» (США)	«Pima» (USA)
«Пуньяройя Лули Майнз» (Марокко)	«Puniaroya Luli Mines» (Morocco)
«Пико Майнз» (Австралия)	«Pico Mines» (Australia)
«Посейдон» (Австралия)	«Poseidon» (Australia)
«Поура» (Буркина-Фасо)	«Poura» (Bourkina Faso)
«Приска» (ЮАР)	«Prieska» (RSA)
«Принц Леопольд» (Заир)	«Prince Leopold» (Zaire)
«Пюхасалми» (Финляндия)	«Pyhasalmi» (Finland)
«Раджпура-Дариба» (Индия)	«Rajpura Dariba» (India)
«Ракло Коппер» (Индия)	«Rakpo Copper» (India)
«Рам Джангл» (Австралия)	«Rum Jangle» (Australia)
«Рампура-Агуха» (Индия)	«Rampura Aguha» (India)
«Ремсбек» (Германия)	«Remsbek» (Germany)
«Ренаби» (Канада)	«Renabi» (Canada)
«Ренд» (ЮАР)	«Rend» (RSA)
«Ризо» (Италия)	«Riso» (Italy)
«Рио-Палланка» (Перу)	«Rio-Pallanca» (Peru)
«Ричардс Бей» (ЮАР)	«Richards Bey» (RSA)

«Ройберг» (Намибия)	«Roiberг» (Namibia)
«Рокома» (Замбия)	«Rokoma» (Zambia)
«Рунберг» (ЮАР)	«Runberg» (RSA)
«Рустенбург» (ЮАР)	«Rustenburg» (RSA)
«Рутен» (Канада)	«Ruttan» (Canada)
«Сазаре» (Япония)	«Sazare» (Japan)
«Сан-Висенте» (Перу)	«San-Vicente» (Peru)
«Сан-Даминго» (Португалия)	«San-Domingo» (Portugal)
«Сан-Джованни» (Италия)	«San-Giovanни» («Monteponi») (Italy)
«Сан-Джуан Луканас» (Мексика)	«San-Juan Lukanos» (Mexico)
«Сан-Мануэль» (США)	«San-Manuel» (USA)
«Сан-Франциско» (Мексика)	«San-Francisco» (Mexico)
«Саргипали» (Индия)	«Sargipali» (India)
«Сартори» (Италия)	«Sartori» (Itali)
«Сасапура» (Япония)	«Sasapura» (Japan)
«Салаирская» (Казахстан)	«Salairskaya» (Kazakhstan)
«Салар де Атакама» (Чили)	«Salar de Atacama» (Chile)
«Селеби-Пикви» (Ботсвана)	«Selebi-Pikwe» (Botswana)
«Семилкамин» (Канада)	«Semilcamin» (Canada)
«Серро-Верде» (Перу)	«Serto-Verde» (Peru)
«Серро Короладо» (Испания)	«Cerro Corolado» (Spain)
«Сиеррита» (США)	«Sierrita» (USA)
«Сильвер Белл» (США)	«Silver Bell» (USA)
«Симокава» (Япония)	«Simokawa» (Japan)
«Синпинкен» (КНР)	«Sinpinken» (China)
«Сипалей» (Филиппины)	«Sipalay» (Philippines)
«Сихуашань» (КНР)	«Sihuashan» (China)
«Ст. Оноре» (Канада)	«St. Honore» (Canada)
«Стоктон» (Австралия)	«Stokton» (Australia)
«Сулливан» (Канада)	«Sullivan» (Canada)
«Сью Эл» (Чили)	«Sue El» (Mexico)
«Тайнах» (Ирландия)	«Tainakh» (Ireland)
«Тайсю» (Япония)	«Taysiu» (Japan)
«Тайшань» (КНР)	«Taishan» (China)
«Тасу» (Канада)	«Tasu» (Canada)
«Таширо» (Япония)	«Tashira» (Japan)
«Тенне Фунгуруме» (Заир)	«Tenke Fungurume» (Zaire)
«Токенала» (Перу)	«Toquepala» (Peru)
«Толедо» (Филиппины)	«Toledo» (Philippines)
«Тойоха» (Япония)	«Toyoha» (Japan)
«Троян» (Зимбабве)	«Trojan» (Zimbabwe)
«Тсумеб» (Намибия)	«Tsumeb» (Namibia)
«Тэром» (Иран)	«Terom» (Iran)
«Улудаг» (Турция)	«Uludag» (Turkey)
«Уруира» (ЮАР)	«Uruwira» (RSA)

«Утинотай» (Япония)	«Utinotai» (Japan)
«Фалькоу» (КНР)	«Falkou» (China)
«Фемистон» (Австралия)	«Femiston» (Australia)
«Филекс» (Филиппины)	«Filex» (Philippines)
«Фоскор» (ЮАР)	«Foskor» (RSA)
«Фунва» (Япония)	«Funwa» (Japan)
«Фурутобе» (Япония)	«Furutohbe» (Japan)
«Ханава 1» (Япония)	«Hanawa 1» (Japan)
«Ханава 2» (Япония)	«Hanawa 2» (Japan)
«Ханаока» (Япония)	«Hanaoka» (Japan)
«Хитачи» (Япония)	«Hitachi» (Japan)
«Хосокура» (Япония)	«Hosokura» (Japan)
«Хоумстейк» (США)	«Homestake» (USA)
«Хуанзала» (Перу)	«Huanzala» (Peru)
«Цутихата» (Япония)	«Zutihata» (Japan)
«Чайно» (США)	«Chino» (USA)
«Чаканей» (Япония)	«Chakaney» (Japan)
«Чибулума» (Замбия)	«Chibuluma» (Zambia)
«Чингола» (Замбия)	«Chingola» (Zambia)
«Чирадурга» (Индия)	«Chiradurga» (India)
«Чуквикамата» (Чили)	«Chuquicamata» (Chile)
«Шаканай» (Япония)	«Shakanai» (Japan)
«Шангани» (Зимбабве)	«Shangani» (Zimbabwe)
«Эберфойл» (Австралия)	«Eberfoil» (Australia)
«Эль Сальвадор» (Чили)	«El Salvador» (Chile)
«Эль Тенниенте» (Чили)	«El Teniente» (Chile)
«Эрдэнэт» (Монголия)	«Erdenet» (Mongolia)
«Эренфридерсдорф» (Германия)	«Erenfridersdorf» (Germany)
«Эртсберг» (Индонезия)	«Ertsberg» (Indonesia)
«Эскондида» (Чили)	«Escondida» (Chile)
«Юннион Тин» (ЮАР)	«Union Tin» (RSA)
«Янг» (США)	«Ioung» (USA)
«Яссо» (Япония)	«Yasso» (Japan)

ОГЛАВЛЕНИЕ

ПРЕДИСЛОВИЕ	5
Часть 1	
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	9
Глава 1. Полезные ископаемые и общая характеристика технологий их переработки и обогащения	11
1.1. Полезные ископаемые и их месторождения	11
1.2. Технологические процессы добычи, переработки и обога- щения полезных ископаемых	15
1.3. Влияние вещественного состава полезных ископаемых на показатели обогащения	38
1.4. Комплексность использования сырья в процессах его добычи и обогащения	40
1.5. Охрана окружающей среды	43
Глава 2. Технология подготовки полезных ископаемых к обогащению	49
2.1. Технологические требования к качеству полезных иско- паемых, поступающих на обогащение	49
2.2. Геолого-технологическое картирование месторождений	51
2.3. Усреднение полезных ископаемых и продуктов их обога- щения	52
2.4. Промывка руд и дезинтеграция песков	66
2.5. Предварительная концентрация полезных ископаемых	69
2.6. Схемы дробления	75
2.7. Схемы измельчения	81
Глава 3. Технологические схемы и режимы обогащения руд цветных металлов	94
3.1. Медные руды	94
3.2. Медно-молибденовые руды	102
3.3. Медно-никелевые руды	108
3.4. Медно-цинковые руды	114
3.5. Свинцоводержащие руды	120
3.6. Алюминийсодержащие руды	
Глава 4. Технологические схемы и режимы обогащения руд и россы- пей редких, редкоземельных и радиоактивных металлов	151
4.1. Классификация металлов и методы обогащения руд и россыпей	151
4.2. Литневые руды и галургическое сырье	152
4.3. Бериллиевые руды	157

4.4. Титановые и циркониевые руды и россыпи	162
4.5. Оловянные руды и россыпи	166
4.6. Танталониобиевые руды и россыпи.....	172
4.7. Вольфрамсодержащие руды и россыпи.....	178
4.8. Руды и россыпи редкоземельных металлов, тория и урана.....	183
Глава 5. Технологические схемы и режимы обогащения золотосодержащих руд и россыпей.....	192
5.1. Минералы золота и их технологические свойства	192
5.2. Золотосодержащие россыпи	193
5.3. Коренные золотосодержащие руды.....	196
Глава 6. Технологические схемы и режимы обогащения руд черных металлов	214
6.1. Железные руды.....	214
6.2. Марганцевые руды	239
6.3. Хромовые руды	248
Глава 7. Технологические схемы и режимы обогащения горно-химического сырья	250
7.1. Апатитовые руды	250
7.2. Фосфоритные руды.....	254
7.3. Серные руды	265
7.4. Калийные руды.....	268
7.5. Борные руды.....	276
Глава 8. Технологические схемы и режимы обогащения алмазосодержащих руд и песков.....	284
8.1. Характеристика алмазов	284
8.2. Характеристика руд и россыпей месторождений алмазов.....	286
8.3. Методы извлечения алмазов.....	287
8.4. Режимы переработки и обогащения руд и песков.....	289
8.5. Технологические схемы извлечения алмазов	296
Глава 9. Технологические схемы и режимы обогащения неметаллических полезных ископаемых и индустриального сырья.....	301
9.1. Баритовые руды	301
9.2. Флюоритовые руды	306
9.3. Магнетитовые руды.....	311
9.4. Кварцевые породы и пески.....	314
9.5. Полевошпатовое сырье	315
9.6. Слюдосодержащее сырье	318
9.7. Асбестсодержащие руды	320
9.8. Тальксодержащее сырье.....	325
9.9. Графитсодержащие руды	329
9.10. Вермикулитовые руды	333
9.11. Волластонитсодержащее сырье	335
9.12. Гипсодержащее сырье.....	336

9.13. Каолинсодержащее сырье (глины).....	337
Глава 10. Технология переработки и обогащения строительных горных пород и материалов.....	340
10.1. Характеристика основных типов строительных горных пород и материалов.....	340
10.2. Требования к качеству основных строительных материалов.....	343
10.3. Основные технологические процессы и оборудование.....	345
10.4. Технологические схемы переработки строительных горных пород.....	349
10.5. Себестоимость переработки и комплексность использования сырья.....	361
Глава 11. Технология переработки и обогащения углей и сланцев (энергетического сырья).....	362
11.1. Общая характеристика углей.....	362
11.2. Свойства углей и их использование в процессах обогащения.....	365
11.3. Классификация углей по маркам, крупности и обогатимости.....	368
11.4. Назначение углей и требования к их качеству.....	373
11.5. Методы обогащения углей и сланцев.....	375
11.6. Процессы и аппараты для обезвоживания продуктов обогащения углей.....	387
11.7. Процессы и аппараты для брикетирования углей.....	390
11.8. Каменные угли.....	393
11.9. Бурые угли.....	415
11.10. Горючие сланцы.....	432

Часть 2

ОРГАНИЗАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВА И ПОКАЗАТЕЛИ РАБОТЫ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК И УСТАНОВОК.....	437
Глава 12. Состав и структура обогатительного производства.....	439
12.1. Типы обогатительных фабрик.....	439
12.2. Принципы, используемые при проектировании и строительстве обогатительных фабрик.....	440
12.3. Генеральный план и состав обогатительных фабрик.....	442
12.4. Особенности размещения оборудования на обогатительных фабриках.....	445
12.5. Складирование хвостов обогащения.....	448
12.6. Организация водооборота на обогатительных фабриках.....	449
Глава 13. Опробование, контроль и управление технологическими процессами на обогатительных фабриках.....	455
13.1. Назначение опробования и контроля на обогатительных фабриках.....	455

13.2. Опробование и контроль качества исходного сырья и продуктов обогащения.....	456
13.3. Контроль и автоматизация технологических процессов.....	469
13.4. АСУТП и АСУП на обогатительной фабрике	482
Глава 14. Организация производства и техника безопасности на обога- тительных фабриках	483
14.1. Принципы организации производства	483
14.2. Охрана труда и техника безопасности на обогатительных фабриках.....	487
Глава 15. Основные технико-экономические показатели работы обога- тительных фабрик	491
Глава 16. Перспективы развития техники и технологии комплексной переработки и обогащения полезных ископаемых.....	495
Список литературы.....	498
Приложение.....	501

Александр Алексеевич Абрамов

**ВЫСШЕЕ
ГОРНОЕ
ОБРАЗОВАНИЕ**

**ПЕРЕРАБОТКА, ОБОГАЩЕНИЕ
И КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ
ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

ТОМ II

**Технология обогащения
полезных ископаемых**

Режим выпуска «стандартный»

Редактор текста *М.М. Титова*
Компьютерная верстка
и подготовка оригинал-макета
Ю.В. Николаева, З.С. Люкманова
Дизайн оформления *Е.Б. Капралова*
Зав. производством *Н.Д. Урбушкина*

*Диапозитивы изготовлены
в Издательстве МГГУ*

Подписано в печать 01.03.2004. Формат 60×90/16.
Бумага офсетная № 1. Гарнитура «Times». Печать
офсетная. Усл. печ. л. 32,0. Тираж 4000 экз. Заказ 104

**ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА**

*Лицензия на издательскую деятельность
ЛР № 062809
Код издательства 5X7(03)*

Отпечатано в ОАО «Московская типография № 6»
115088 Москва, ул. Южнопортовая, 24

Магниеые штампы изготовлены в Первой
Образцовой типографии

**119991 Москва, ГСП-1, Ленинский
проспект, 6, Издательство МГГУ;
тел. (095) 236-97-80; факс (095) 956-90-40;
тел./факс (095) 737-32-65**

