



**МОСКОВСКИЙ
ГОСУДАРСТВЕННЫЙ
ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ**



Председатель
Л.А. ПУЧКОВ

Зам. председателя
Л.Х. ГИТИС

Члены редсовета
И.В. ДЕМЕНТЬЕВ

А.П. ДМИТРИЕВ

Б.А. КАРТОЗИЯ

В.В. КУРЕХИН

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 РАЕН

академик РАН

академик РАН

академик МАНВШ

академик РАН

профессор

академик РАН

академик РАН

ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

ТОМ I

А.А. АБРАМОВ

**ПЕРЕРАБОТКА,
ОБОГАЩЕНИЕ
И КОМПЛЕКСНОЕ
ИСПОЛЬЗОВАНИЕ**

**ТВЕРДЫХ
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**



*Обогатительные
процессы
и аппараты*

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

МОСКВА

**ИЗДАТЕЛЬСТВО МОСКОВСКОГО
ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО
УНИВЕРСИТЕТА
2001**



УДК 622.132.345:625
ББК 33.4
А 16

Федеральная программа книгоиздания России

Рецензенты:

Кафедра обогащения полезных ископаемых
Санкт-Петербургского государственного горного института (ТУ)
(зав. кафедрой проф., д. т. н. *О.Н. Тихонов*)
Проф., д. т. н. *В.А. Бочаров* (кафедра обогащения МИСИС)

Абрамов А.А.

А 16 Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т. I. Обогащительные процессы и аппараты: Учебник для вузов. — М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2001. — 472 с.
ISBN 5-7418-0121-8 (в пер.)

Рассмотрены технологические свойства полезных ископаемых, изложены основы теории обогащительных процессов, приведено наиболее распространенное оборудование для их осуществления, показаны методы оптимизации и интенсификации технологических процессов обогащения. 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, применения предварительной концентрации, повышения комплексности использования труднообогатимых руд и углей в условиях охраны окружающей среды. Приведены основные технико-экономические показатели обогащения по основным переделам, рассмотрены принципы организации производства и показатели работы обогащительных фабрик.

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

Том I. «Обогащительные процессы и аппараты».

Том II. «Технология переработки и обогащения минерального сырья».

УДК 622.132.345:625
ББК 33.4

ISBN 5-7418-0121-8

© А.А. Абрамов, 2001
© Издательство МГГУ, 2001

Современные методы обогащения полезных ископаемых являются основой технологии комплексной их переработки вплоть до осуществления безотходной технологии в горно-обогатительном производстве. Они позволяют также при грамотном их применении эффективно решать экологические проблемы горного производства: переработки и использования вскрышных пород, накопившихся отходов, вторичного сырья, осуществить кондиционирование оборотных, очистку сточных вод и т. д.

К настоящему времени сформированы новые представления в области совмещения процессов добычи и обогащения полезных ископаемых, созданы более совершенные техника и технология, новые методы комплексной их переработки в условиях охраны окружающей среды.

Назначение учебника — дать студентам горных специальностей необходимые знания технологических свойств полезных ископаемых, основ теории обогатительных процессов и 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 в условиях полного водооборота и охраны окружающей среды, создать необходимую основу для творческого решения будущими горными инженерами вопросов оптимального совмещения технологических процессов добычи и обогащения, повышения комплексности использования сырья, технологических, экономиче-

ских 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 «Обогащительные 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 термомеханические 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 рассмотрено основное оборудование для их осуществления, позволяющие сформировать подход к оценке и использованию прогрессивных технологических процессов обогащения и комплексной переработки минерального сырья.

Том II «Технология переработки и обогащения минерального сырья» состоит из двух частей.

В первой 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.

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 твердых отходов, кондиционирования оборотных и очистки сточных вод, обеспыливания; получить за счет комплексного использования сырья в условиях хозрасчета максимальную прибыль в рамках горно-обогатительного комбината при соблюдении современных требований по экологии.

Во второй части рассмотрены: современная организация производства, управление процессами, показатели обогащения на обогатительных фабриках и перспективы развития техники и технологии комп-

лексной переработки и обогащения руд на горно-обогатительных предприятиях.

Автор выражает глубокую благодарность докторам технических наук, профессорам С.Б. Леонову, В.А. Бочарову, В.М. Авдохину и коллективу кафедры обогащения полезных ископаемых Московского государственного горного университета за ценные советы, критические замечания и указания, которые помогли улучшить настоящее издание.

Часть 1

**ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ
СВОЙСТВА
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**

1.1. Полезные ископаемые и их значение в народном хозяйстве

Экономический потенциал страны, развитие производительных сил, наше сегодняшнее благосостояние и благополучие будущих поколений во многом зависят от минерально-сырьевой базы, масштабов добычи и переработки полезных ископаемых.

Полезные ископаемые — это природные минеральные вещества неорганического и органического происхождения, которые при данном уровне и состоянии техники могут быть с достаточной эффективностью использованы в народном хозяйстве в естественном виде или после предварительной обработки. Источниками получения полезных ископаемых служат месторождения, т. е. участки земной коры, в которых под влиянием геологических процессов произошло скопление полезного ископаемого.

Полезные ископаемые бывают твердые (руда, уголь, торф), жидкие (нефть) и газообразные (природные газы). Из всего разнообразия полезных ископаемых можно выделить следующие главные группы:

1. *Металлические полезные ископаемые*, являющиеся сырьем для получения черных (железа, марганца, хрома), цветных (меди, свинца, цинка, никеля, алюминия, магния), редких (молибдена, вольфрама, олова, висмута, ванадия, кобальта, ниобия, тантала, циркония и др.), благородных (золота, серебра, платины) и радиоактивных металлов (урана, радия, тория и др.).

2. *Неметаллические полезные ископаемые*, являющиеся сырьем для получения неметаллических элементов и соединений, а

также строительных, керамических, абразивных и других материалов.

3. *Горючие ископаемые*, используемые в естественном или переработанном виде в качестве топлива или химического сырья.

Полезные ископаемые являются основой народного хозяйства, и нет ни одной его отрасли, где бы не применялись полезные ископаемые или продукты их переработки.

Так, получаемые из металлических полезных ископаемых черные металлы и их сплавы (чугун и сталь) составляют основу машиностроения, используются для изготовления большинства строительных конструкций, бытовых изделий, а также практически во всех отраслях народного хозяйства. Цветные и редкие металлы имеют важнейшее значение в развитии электротехнической, авиационной, судостроительной, машиностроительной и других отраслей промышленности. Без них были бы невозможны успехи в области автоматики и телемеханики, счетно-вычислительной и ядерной техники, радиолокации, реактивной авиации, ракетной и космической техники, телевидения, звукового кино, фототелеграфии. Редкие, рассеянные и радиоактивные элементы позволяют решать проблемы, связанные с совершенствованием техники высоких скоростей, давлений, температур, а также с разработкой сверхжаропрочных сплавов, строительством атомных электростанций и силовых установок для различных видов транспорта.

Неметаллические полезные ископаемые являются сырьем для химической промышленности (сера, калийные соли, барит и др.), сельского хозяйства (апатит, фосфорит и др.), абразивной (алмаз, корунд, пемза и др.) и ювелирной промышленности и промышленности точных приборов (алмаз, рубин, изумруд и др.). Они служат наполнителями для бумажной, резиновой, пищевой и других отраслей промышленности (талък, каолин, мел, глины и др.), изоляционными материалами (асбест, слюда и др.), естественными огне- и кислотоупорными материалами (магнезит, кислотоупорные глины, амфиболы и др.), каменными строительными и дорожными материалами (известняк, кварцит, гравий, песок), сырьем для вяжущих строитель-

ных керамических и огнеупорных материалов (мергель, гипс, каолин, полевой шпат, кварц, графит и др.).

В ряде случаев из неметаллических ископаемых можно получать также металлы. Например, из карналлита, который служит сырьем для получения хлористого калия, — металлический магний. И, наоборот, из металлических полезных ископаемых можно получить неметаллические элементы. Так, из медной руды, помимо меди, получают серу и другие ценные элементы и металлы.

Горючие ископаемые — уголь, нефть, торф, горючие сланцы и газы служат основой всей современной промышленности и техники, являясь главными источниками энергии. До 90 % вырабатываемой в мире тепловой энергии обеспечивается топливом, добываемым из недр. Возрастающие потребности в угле обусловлены использованием его не только в качестве топлива, но и как технологического сырья при восстановительных процессах в черной и цветной металлургии, производстве искусственных абразивных материалов и химической переработке. Горючие ископаемые могут использоваться также в качестве сырья для получения многих ценных химических продуктов.

Значительные запасы полезных ископаемых многих месторождений России позволяют строить крупные высокомеханизированные горно-обогатительные предприятия, добывающие и перерабатывающие многие сотни миллионов тонн полезных ископаемых с высокими технико-экономическими показателями.

Горнодобывающая промышленность имеет дело с твердыми полезными ископаемыми: рудами — твердыми полезными ископаемыми, из которых при современном уровне техники целесообразно извлекать металлы или другие минеральные вещества; углями — многокомпонентной смесью органического вещества угля и различных минеральных примесей (попадающих из прослойков и вмещающих пород в процессе добычи и транспортирования) и строительными горными породами. Главными условиями при разработке месторождений полезных ископаемых являются повышение извлечения их из недр и комплексное использование. Это обусловлено:

- значительными материальными и трудовыми затратами при разведке и промышленном освоении новых месторождений;
- возрастающей потребностью различных отраслей народного хозяйства практически во всех минеральных компонентах, входящих в состав руды;
- необходимостью создания безотходной технологии и тем самым предотвращения загрязнения окружающей среды отходами производства.

По этим причинам возможность промышленного использования месторождения определяется не только ценностью и содержанием полезного ископаемого, его запасами, географическим расположением, условиями добычи и транспортирования, другими экономическими и политическими факторами, но и наличием эффективной технологии переработки добываемых руд.

1.2. Задачи и роль обогащения полезных ископаемых при разработке месторождений

Непосредственная металлургическая или химическая переработка добываемых полезных ископаемых в настоящее время экономически нецелесообразна из-за несоответствия содержания извлекаемого металла или элемента в руде необходимому их содержанию для металлургического или химического передела (табл. 1.1), повышенного содержания вредных примесей (например, серы и фосфора в железных рудах, зольных примесей в углях и др.), неприемлемой крупности и ряда других причин технологического и экономического характера. Чтобы стать полезными, ископаемые должны подвергнуться предварительной обработке, получившей название «обогащение полезных ископаемых».

Обогащением полезных ископаемых называется совокупность процессов первичной обработки минерального сырья с целью разделения минералов и получения кондиционных продуктов с повышенной концентрацией в них одного или нескольких ценных компонентов. При обогащении полезных ис-

копаемых используют различия в физических, химических и физико-химических свойствах входящих в их состав минералов с учетом особенностей вещественного состава минерального сырья. В результате обогащения получают один или несколько концентратов, называемых по концентрируемым в них основным компонентам (например, железный, апатитовый, медный и др.), и хвосты, являющиеся отвальным продуктом, в котором концентрируются минералы породы, не представляющие непосредственной практической ценности в данных технико-экономических условиях, хотя в иных условиях они могут оказаться крайне необходимым сырьем той или иной отрасли народного хозяйства.

Таблица 1.1

Содержание ценного компонента в рудах и необходимое содержание его в готовом продукте, поступающем на металлургическую или химическую переработку

Ценный компонент	Содержание, %	
	в руде	в готовом продукте
Железо	30—50	55—70
Марганец	15—25	30—55
Свинец	0,8—3,0	50—70
Цинк	0,7—4,0	50—60
Медь	0,3—1,5	20—42
Олово	0,3—1,0	30—70
Молибден	0,04—0,5	30—60
Вольфрам	0,05—0,3	30—65
Пятиокись фосфора	10—15	22—40

К обогатительным условно относят также процессы разделения горной массы по крупности кусков и частиц (при сортировке руд, строительных материалов и твердого топлива), процессы окускования мелкого минерального сырья (при брикетировании угля, агломерации или окомковании концентратов перед их плавкой), различные виды обжига (магнетизирующего, окислительного, восстановительного и др.) и выщелачивания (химического, бактериального) при использовании их в схемах обогащения.

Обогатительные процессы осуществляются на обогатительных, сортировочных, агломерационных, окомковательных,

брикетных фабриках. Начальные этапы обогащения полезных ископаемых являются органической частью горных работ при их добыче.

Процесс обогащения полезных ископаемых является основным производственным звеном, определяющим не только комплексность, но и экономическую эффективность использования сырья.

В процессе обогащения решаются вопросы:

- распределения всех компонентов руды между выпускаемыми товарными концентратами и продуктами, из которых обеспечивается наиболее рациональное их извлечение в металлургическом (или химическом) производстве или эффективное использование в других отраслях народного хозяйства;

- сокращения безвозвратных потерь ценных компонентов (например, цветных металлов) в концентратах, используемых в других отраслях промышленности (например, строительных материалов);

- обеспечения качества получаемых концентратов и продуктов (по крупности, содержанию основных компонентов, вредных примесей и др.), отвечающего условиям их наиболее эффективного использования в соответствующих отраслях промышленности.

Так, например, повышение содержания цветных, редких или черных металлов в одноименных концентратах и удаление из них вредных примесей являются необходимыми условиями их металлургического или химического передела. Обязательным является удаление, например, пирита, глины и других примесей из строительных материалов, железа из стекольных песков и т. д. Уголь также наиболее рационально может быть использован только после его обогащения с последующей рассортировкой по крупности. В условиях повышения технического уровня угольной промышленности, широкого применения механизации добычи и повышенного засорения добываемого угля балластными примесями обогащение становится обязательной стадией в производстве топлива. Причем если в течение длительного периода основное внимание уделялось развитию обо-

гащения углей для коксования, то в последние годы в связи с ухудшением качества рядовых углей и более высокими требованиями к продуктам обогащения осуществляются меры по резкому повышению уровня, эффективности и объемов обогащения энергетических углей и антрацитов, комплексности их использования.

Экономическое значение обогащения полезных ископаемых обусловлено:

- снижением стоимости переработки обогащенного сырья, по сравнению с природным, поскольку при том же выпуске продукта уменьшается количество материалов, подлежащих переработке;

- повышением эффективности последующего металлургического, химического и других переделов за счет снижения потерь, увеличения производительности и повышения качества продукции при переработке обогащенного сырья. Так, например, повышение содержания свинца в концентрате с 10 до 50 % обеспечивает увеличение производительности металлургического передела примерно в 5 раз при снижении расхода кокса на каждую тонну свинца в 11 раз и сокращении потерь металла со шлаками на 30 %. Понижение содержания в нем вредной примеси — цинка — с 20 до 10 % сокращает потери свинца при плавке почти в 2 раза. Еще больший экономический эффект достигается при обогащении бедных руд, содержащих редкие и благородные металлы;

- увеличением доли дополнительной прибыли, получаемой за счет попутного извлечения ценных спутников и минеральных компонентов;

- сокращением расходов на перевозку обогащенного сырья. Снижение, например, зольности донецких углей до 6—8 % позволило бы не только сократить на 20—25 % транспортные расходы, высвободить транспорт, необходимый для других нужд народного хозяйства, но и повысить эффективность работы ТЭЦ, улучшить охрану окружающей среды;

- возможностью резкого снижения стоимости добычи руд при осуществлении предварительной концентрации их методами обогащения за счет применения более эффективных, но

связанных со значительным разубоживанием руд систем отработки месторождения.

Народнохозяйственное значение обогащения полезных ископаемых заключается:

- в огромном расширении при его применении запасов важнейших полезных ископаемых в виде вовлекаемого в промышленный оборот бедного по содержанию используемых компонентов и сложного по составу минерального сырья. Лишь с помощью методов обогащения стало возможным извлечение из бедных руд, например, молибдена, вольфрама, олова, кобальта и других редких и рассеянных элементов;

- в возможности рационального и комплексного использования сложных и многокомпонентных руд, что позволяет не только повысить экономическую эффективность вовлечения сырья в эксплуатацию, увеличить долю дополнительной прибыли, получаемой за счет попутного извлечения ценных спутников и минеральных компонентов, но и обеспечить возрастающие потребности в минеральном сырье в химической, металлургической, строительной, керамической, стекольной и других отраслях промышленности.

2.1. Основные характеристики вещественного состава полезных ископаемых

Возможность эффективной переработки полезных ископаемых определяется их вещественным составом. К основным характеристикам вещественного состава относятся: химический, минералогический и гранулометрический состав полезного ископаемого, текстурные и структурные особенности его строения, главные физические свойства как самого полезного ископаемого, так и составляющих его минералов.

2.1.1. Химический состав

Химический состав характеризует содержание элементов, входящих в состав полезного ископаемого, и определяется спектральным, химическим, пробирным, радиометрическим, активационным анализами, а также комбинированными методами.

Химические элементы или минералы, входящие в состав полезного ископаемого и представляющие интерес для их дальнейшего использования, называются *ценными компонентами*. Основным ценным компонентом называют элемент, с целью получения которого добывается данное полезное ископаемое. Например, медь — в медных, свинец и цинк — в свинцово-цинковых, железо — в железных, апатит — в апатитовых рудах и т. д. С увеличением содержания ценного компонента в руде растет, как правило, его извлечение в концентрат. Однако при переработке на фабрике различных сортов руд такой связи может и не быть, если окажется, что в рудах с более высоким содержанием он представлен трудноизвлекае-

мыми или неизвлекаемыми минералами, а в рудах с небольшим содержанием данного компонента — легкоизвлекаемыми минеральными разностями.

Кроме основных в рудах обычно содержатся другие ценные компоненты, которые экономически целесообразно извлекать попутно либо в концентраты вместе с основными ценными компонентами, либо в самостоятельные концентраты. Такие ценные компоненты называют сопутствующими. К ним относятся, например, благородные металлы в полиметаллических и сульфидных рудах, цветные металлы в некоторых железных рудах, редкие и рассеянные элементы в ископаемых углях.

Полезными примесями называют отдельные химические элементы или их природные соединения, которые входят в состав полезного ископаемого в небольших количествах и могут быть выделены и использованы совместно с основным ценным компонентом, улучшая его качество. Например, полезными примесями в железных рудах являются хром, вольфрам, ванадий, марганец и некоторые другие элементы, оказывающие легирующее действие на сплавы железа.

Вредными примесями называют отдельные элементы и природные химические соединения, содержащиеся в полезных ископаемых и оказывающие отрицательное влияние на качество извлекаемых ценных компонентов. Например, в железных рудах вредными примесями являются мышьяк, фосфор, цинк, свинец, в коксующихся углях — сера, фосфор, в энергетических — сера и т. д.

Общепринятой характеристикой органической массы угля является ее *элементный состав*, характеризуемый содержанием углерода, водорода, азота и кислорода, который обычно пересчитывают на горючую массу с учетом влажности W^l , зольности A^c и общего содержания серы $S_{об}^l$ в угле.

Содержание влаги в углях зависит от стадии их метаморфизма, степени окисления, петрографического состава и других факторов. На практике различают два вида влаги: внешнюю и внутреннюю. *Внутренняя* влага обусловлена наличием химически связанной и адсорбционной (гигроскопической)

воды, содержание которой в коксующихся углях составляет 2—4 %, в бурых — до 14 %. К *внешней* влаге относят капиллярную и свободную, содержание ее для углей различной крупности находится в пределах 4—7 %.

Зольность характеризует содержание минеральных примесей в углях и определяется сжиганием угольной пробы определенной массы в стандартных условиях. Зола состоит в основном из окислов кремния, алюминия, железа, кальция, магния, содержание которых для различных углей изменяется в широких пределах. Зольность является основным показателем качества при добыче и переработке углей. Она составляет, по данным 1990 г., %: для канско-ачинских углей 8—11; кузнецких — 15,3; печорских — 23,8; карагандинских — 28,6; донецких — 29,0; кавказских — 36,1; экибастузских — 38,2.

Содержание серы в углях различных бассейнов также неодинаково. Например, в кузнецких углях оно составляет 0,5—1,0 %, в карагандинских — 0,5—3,0 %, кизеловских — 3,5—9,4 %.

Теплота сгорания углей изменяется в широких пределах в зависимости как от свойств угольного вещества, так и от их влажности и зольности. На практике пользуются показателем теплоты сгорания горючей массы или рабочей массы топлива. В последнем случае увеличение влажности и зольности углей, вызывающее уменьшение содержания горючей массы, приводит к резкому снижению теплоты сгорания.

При нагревании до высоких температур без доступа воздуха уголь разлагается с образованием жидких и газообразных продуктов, называемых *летучими веществами*, и твердого остатка, называемого коксовым остатком или корольком. *Выход летучих веществ* $V^Г$ зависит от природы, стадии метаморфизма, молекулярной структуры органической части угля и поэтому используется в качестве основного параметра, характеризующего промышленную марку угля. В зависимости от значения $V^Г$ (%), например, среди донецких углей различают следующие марки: Д — длиннопламенный (37 и более); Г — газовый (35 и более); Ж — жирный (27—35); К — коксо-

вый (18—27); ОС — отощенный спекающийся (14—22); Т — тощий (9—17); ПА — полуантрацит (менее 9); А — антрацит (менее 9).

2.1.2. Минералогический состав

Минералогический состав характеризует минеральные формы проявления важнейших элементов, входящих в состав полезного ископаемого, и содержание основных минералов. Он определяет технологические показатели как извлечения каждого компонента из руды, так и качество получаемых концентратов, поскольку:

- каждый металл или элемент может быть представлен различным соотношением его легко- и трудноизвлекаемых минералов или разностей одного и того же минерала из-за различного содержания в нем изоморфной примеси;

- возможность эффективного разделения минералов при обогащении определяется степенью контрастности (различия) свойств разделяемых минералов. Унификацию (сближение), например, поверхностных свойств минералов в процессе вторичных изменений у рудных минералов может вызвать их окисление или взаимоактивация, у породных минералов — их окремнение, каолинизация, хлоритизация или серицитизация;

- разделение минералов при обогащении осложняется при наличии в рудах значительного количества разрушенных пород и охристо-глинистого материала, образующих при измельчении с целью раскрытия (разъединения) разделяемых минералов большое количество первичных и вторичных шламов.

Для определения минералогического состава используют макроскопическое изучение образцов, микроскопическое исследование измельченной руды и шлифов, фазовый анализ, выделение и изучение мономинеральных фракций, рентгенографические методы, термический и люминесцентный анализы, микрорентгеноспектральный метод.

Макроскопическое изучение образцов позволяет качественно определить почти все основные минералы, крупность и ха-

раक्टर их вкрапленности, степень окисления. В процессе *микроскопического* исследования, помимо качественного и количественного определения состава пробы, выявляют наличие в руде различных генераций минералов, степень и характер изменений руд, происшедших в результате различных природных процессов, наличие микровключений в минералы, форму, размер, структуру и состояние поверхности частиц.

Рентгенографические методы имеют решающее значение при диагностике минералов, когда по внешним признакам и оптическим свойствам распознать их трудно. С помощью рентгенографии определяют также форму нахождения элемента-примеси в минерале-носителе. Анализ тонкодисперсных глинистых минералов, а также сложных полиметаллических руд осуществляют методами дифрактометрической рентгенографии и *электронной микроскопии*.

Термический анализ широко применяют для качественного и, в меньшей степени, для количественного определения глинистых минералов, слюд, хлоритов, карбонатов, органических веществ.

Люминесцентный анализ служит для диагностики и количественного определения содержания люминесцирующих минералов: шеелита, урановых минералов, корунда, алмаза, битума, циркона и др.

Электродиализ успешно применяют для изучения форм вхождения элементов-примесей в минералы-носители, определения относительной растворимости минералов в различных электролитах.

Микрорентгеноспектральный анализ позволяет изучать морфологию минеральных включений, граней кристаллов и сростаний, определять состав минералов и концентрацию в них примесей начиная с 0,01 % и более.

Фазовым анализом, основанным на селективном растворении минералов, количественно определяют минеральные формы каждого из цветных, черных и некоторых редких металлов.

Фазовый, или рациональный, анализ особенно необходим для определения минерального состава сложных частично окисленных и окисленных руд цветных металлов. Если основ-

ные металлы в них более чем на 80 % представлены сульфидными минералами, то руды считаются *сульфидными*; если содержание сульфидных фракций основных металлов меньше 50 %, — *окисленными*. При промежуточных содержаниях сульфидных форм основных металлов руды считаются *смешанными* или *сульфидно-окисленными*.

Основная масса (80—85 %) цветных металлов сосредоточена в сульфидных оруденениях, и сульфидные руды являются главным источником их производства. В зависимости от общего содержания сульфидов в руде различают *вкрапленные* (менее 25 % сульфидов) и *массивные* или *сплошные* (более 50 % сульфидов) руды. Сульфидные медные руды при этом подразделяются на *первичные* и *вторичные* в зависимости от соотношения первичных и вторичных сульфидов меди в них.

Руды черных металлов и горно-химическое сырье различают главным образом по минералогическому составу основных ценных компонентов. Так, железные руды бывают магнетитовыми, титаномагнетитовыми, гематитомарматитовыми, бурожелезняковыми, сидеритовыми. Среди марганцевых руд различают браунитовые, псиломелановадовые, манганитовые, пиролюзитовые, родонитовые, смешанные и комплексные. Хромовые руды обычно представлены хромшпинелидами, в которых основным минералом является хромит; горно-химическое сырье — апатитовыми, апатит-нефелиновыми и борными рудами, фосфоритами, сильвинитами и самородной серой.

В процессе образования ископаемых углей органическое вещество растений последовательно превращалось в торф, бурые угли, каменные угли и антрацит. Последовательность преобразований называют стадиями метаморфизма. Бурые угли относят к самой низкой, а антрациты — к самой высокой стадии метаморфизма.

Органическая часть ископаемых углей неоднородна по своему составу и строению. Составная часть ее, имеющая однородный блеск и строение, получила название ингредиента или литотипа. К ним относятся: витрен, кларен, дюрен, фюзен, представляющие собой определенные сочетания *микромпонентов* (витринита, фюзинита и форменных растительных элементов),

микроскопически однородных (образовавшихся примерно из одинакового исходного материала и в одинаковых условиях), и отличающиеся друг от друга по внешней структуре, химическому составу и физическим свойствам.

Засоряющими примесями в углях являются в основном глинистые породы (углистые и глинистые аргиллиты), известняки, песчаники и алевролиты. Глинистые породы представлены каолинитом, монтмориллонитом, гидрослюдами, хлоритами и небольшим количеством обломков кварца, слюд и полевых шпатов, а также пиритом, карбонатами кальция, магния и железа. Сера в углях находится в виде различных минеральных соединений (пирита, марказита, сульфатов железа, кальция), сложных органических соединений, тонкодисперсной элементарной серы.

2.1.3. Тектурные и структурные особенности

Тектурные и структурные особенности в строении полезного ископаемого характеризуются крупностью минералов, формой и пространственным распределением минеральных включений и их агрегатов.

К основным *формам минеральных зерен* относятся: идиоморфная (ограниченная гранями кристалла), аллотриоморфная (ограниченная формой заполняемого пространства), коллоидная, эмульсионная, пластинчатая — реликтово-остаточная, осколки и обломки. В зависимости от преобладающего размера минеральных выделений различают крупную (20—2 мм), мелкую (2—0,2 мм), тонкую (0,2—0,02 мм), весьма тонкую или эмульсионную (0,02—0,002 мм), субмикроскопическую (0,002—0,0002 мм) и коллоидно-дисперсную (менее 0,0002 мм) *вкрапленность* минералов.

Структура минеральных сростаний (агрегатов) при этом может быть (по И.Ф. Григорьеву) зернистой, порфиоровидной, графической, субграфической, зональной, полосчатой, оолитовой, петельчатой, решетчатой, эмульсионной, неоднородной, нитеобразной, раскрошенной, скелетной, дендритовой, цементной, колломорфной, перлитовой, сферолитовой, гелевой, смятая, раздробленной.

Взаимное расположение минеральных агрегатов — *текстура руды* — также может быть самым разнообразным. Они могут примыкать друг к другу (например, в полосчатых, слоистых и некоторых других типах текстур), располагаться один внутри другого (например, в конкреционных текстурах осадочных пород), взаимно проникать друг в друга (например, в некоторых типах петельчатых текстур), последовательно окаймлять одним минеральным агрегатом другой (например, в концентрически-зональных текстурах замещения, а также коркаровых, корковых и прочих текстурах).

Характеристика минеральных выделений служит основой для разработки технологических схем и прогноза показателей переработки полезных ископаемых.

В большинстве случаев не удается достигнуть полного раскрытия всех сростков, представленных обычно срастанием зерен соизмеримых размеров, пленками одного минерала на поверхности зерен другого, эмульсионными включениями или прожилками одного минерала в другом и другими, более сложными формами срастания минералов. При обогащении приходится отделять частицы, более насыщенные включениями извлекаемого минерала, от менее насыщенных ими зерен. Для полного раскрытия всех сростков потребовалось бы слишком тонкое измельчение всей руды с сильным переизмельчением минералов, что экономически и технологически нецелесообразно. Поэтому каждая руда имеет свою экономически выгодную степень измельчения. Чем выше содержание ценных компонентов в руде, больше производительность фабрики и крупнее вкрапленность извлекаемых минералов, тем желательнее более полное их раскрытие из сростков с минералами породы и другими отделяемыми от них минералами.

Наиболее высокие показатели переработки достигаются при крупной вкрапленности минералов, имеющих идиоморфную, аллотриоморфную, реликтивно-остаточную форму и форму осколков, обломков. Они существенно ухудшаются при пластинчатой форме зерен и решетчатой, петельчатой, зональной структуре агрегата, эмульсионной форме зерен и эмульсионной структуре распада твердого раствора, коллоидной форме зерен и гелевой, колломорфной и колломорфно-метаколлоид-

ной структуре минеральных агрегатов. При натечной структуре агрегатов наибольшие потери наблюдаются при коллоидно-метаколлоидной, концентрически-зональной, корковой текстуре, а при каркасной структуре агрегата — при пористой, кавернозной, губчатой, ячеистой и некоторых других типах текстур полезного ископаемого.

Чем крупнее вкрапленность минералов и совершеннее форма их выделений, тем проще методы и выше показатели переработки, а также комплексности использования полезного ископаемого.

2.1.4. Физические свойства

Из физических свойств наибольшее значение имеет *механическая прочность* (крепость) углей и руд, определяющая энергетические затраты при их дроблении и измельчении, с целью раскрытия (разъединения) минералов.

Под воздействием внешних сил горная порода подвергается деформациям — изменению линейных размеров, объема и формы. При постепенном увеличении напряжений можно наблюдать все три вида деформации — упругую, пластическую и разрушающую. В зависимости от соотношения величин этих деформаций горные породы могут быть подразделены на упругохрупкие (пластическая зона практически не наблюдается вплоть до разрушения), упругопластичные (разрушающей деформации предшествует зона пластической деформации) и пластические (упругая деформация практически отсутствует).

Упругие свойства проявляются в способности пород восстанавливать исходную форму и размеры после снятия нагрузки и характеризуются временным модулем Юнга. Увеличенные модули упругости обычно имеют темноцветные минералы. Так, если у ортоклаза он равен $6,3 \cdot 10^4$ МПа, плагиоклазов — $(2,8—9) \cdot 10^4$ МПа, то у пироксенов — $(14,4—16) \cdot 10^4$ МПа, оливина — $21 \cdot 10^4$ МПа. Модуль Юнга у кварца равен примерно 10^5 МПа. В слоистых породах параллельно слоям и перпендикулярно к ним наблюдаются различные значения модулей упругости.

Пластическая деформация в породах обусловлена внутри- или межзерненным скольжением, происходит без нарушения сплошности пород и зависит от их минерального состава. Например, наличие жестких кварцевых зерен и полевого шпата в породе уменьшает ее пластичность. В углях наблюдается зависимость пластичности от содержания в них углерода. При переходе от слабометаморфизованных углей к антрацитам их пластичность уменьшается в 30 раз. Повышение пластичности в породах сопровождается, как правило, снижением их модуля упругости.

Разрушение горных пород имеет либо хрупкий, либо пластичный характер и сопровождается разрывом связей между атомами и ионами в кристаллической решетке минералов и межзерновых связей. Величина сил, необходимых для их разрыва, зависит от типа межатомных связей, строения кристаллической решетки минералов и наличия в кристаллах и зернах дислокаций и вакансий. Плотность дислокаций в кристаллах высока и может составлять до 10^{12} на 1 см^2 . Как правило, увеличение плотности дислокаций ослабляет минералы, вызывает в них пластические деформации. Вместе с тем перенасыщенность дислокациями может привести и к упрочнению кристаллов за счет запутывания и закрепления концов дислокаций и исчезновения свободных плоскостей скольжения.

Прочность породы определяется величиной критических напряжений, при которых происходит ее разрушение. Эти напряжения различны для разных пород, разных видов приложенных нагрузок и носят названия пределов прочности при сжатии $\sigma_{сж}$, растяжении σ_r , сдвиге $\sigma_{сдв}$, изгибе $\sigma_{изг}$ и т. д. Значения их и прочность породы в целом определяются:

- прочностью слагающих ее минералов. Поскольку из породообразующих минералов наибольшей прочностью обладает кварц, то кварцсодержащие породы являются наиболее прочными. Предел прочности горной породы значительно меньше, если в ее состав входят малопрочные минералы (кальцит, слюда и др.);

- структурой горных пород. Наибольшие значения предела прочности при сжатии имеют плотные мелкозернистые кварциты и нефриты. Значительной прочностью обладают плот-

ные мелкозернистые граниты, несколько меньшей — габбро, диабазы и крупнозернистые граниты. Прочность углей при сжатии изменяется в зависимости от степени их метаморфизма от 1 МПа (коксовые угли) до 35 МПа (антрациты). Наличие мелких трещин, пор, неоднородностей, плоскостей ослабления предопределяет преобладающий хрупкий характер разрушения горных пород;

- слоистостью горных пород. При растяжении поперек слоев порода будет разрушаться по слабому прослойку. При растяжении вдоль слоев прочные слои воспринимают на себя часть нагрузки и увеличивают общую сопротивляемость породы. Пределы прочности пород при сжатии поперек слоистости в подавляющем большинстве случаев больше, чем вдоль слоистости, поскольку слабые тонкие прослойки удерживаются от раскалывания более прочными слоями. При сдавливании образца вдоль слоистости прочность породы определяется главным образом прочностью наиболее слабых прослойков, по которым и происходит раскол породы.

Наиболее трудно поддаются разрушению вязкие породы, имеющие высокую прочность и большую зону пластической деформации. Следует учитывать также, что пределы прочности всех пород при сдвиге, изгибе и других видах деформации всегда меньше предела их прочности при сжатии.

Механическая прочность (крепость) руд и углей характеризуется дробимостью, хрупкостью, твердостью, абразивностью.

Дробимость характеризует способность полезных ископаемых сопротивляться разрушению под действием динамических напряжений, передаваемых материалу непосредственно дробящими устройствами (молотками, шарами, зубьями и т. п.). Для углей она увеличивается по мере перехода к углям средней стадии метаморфизма. Дробимость определяется по объему образованных в результате удара частиц размером менее 7 мм при сбрасывании на образец груза массой 16 кг с высоты 0,5 м.

Хрупкость характеризуется свойством минералов и минеральных агрегатов разрушаться при механическом воздействии на них без применения специальных дробящих устройств

(молотков, шаров и др.). Для углей она зависит от петрографического состава: наиболее хрупкими являются фюзен и витрен, наименее хрупкими — дюрен и кларен.

Твердость характеризует способность тела противодействовать проникновению в него другого, более твердого тела, т. е. разрушению при точечном (контактном) нагружении. Десятибалльная шкала твердости Мооса представляет собой следующий ряд эталонных минералов (твердость которых равна их номеру): тальк (1), гипс (2), кальцит (3), флюорит (4), апатит (5), ортоклаз (6), кварц (7), топаз (8), корунд (9), алмаз (10). Твердость каменных углей по шкале Мооса изменяется от 2 до 5.

Крепость горных пород характеризует сопротивляемость их технологическому разрушению. Руды считаются мягкими, если коэффициент их крепости по шкале М.М. Протоdjeякова не превышает 10; средними — при коэффициенте 10—14; твердыми — при 14—18; весьма твердыми — более 18. При этом средневзвешенный *показатель абразивности* горных пород составляет (мг): для мягких — до 10; средних — от 10 до 30; твердых — от 30 до 45; весьма твердых — более 45. Абразивность оценивают по износу материала стали, контактирующего с горной породой. За критерий абразивности принимают суммарную потерю массы стального стержня (мг) при истирании о породу поочередно обоих его концов, которое производится при осевой нагрузке 150 Н и частоте вращения 400 мин⁻¹.

Из других физических свойств, например, для железных руд наибольшее значение имеют пористость, газопроницаемость, кусковатость и влажность. Чем больше *пористость* и *газопроницаемость*, тем выше их восстановимость. Наиболее высокой восстановимостью характеризуются бурые железняки и сидеритовые руды, наименьшей — магнетитовые руды. Гематитовые руды занимают промежуточное значение.

Кусковатость руд черных металлов нормируется условиями. Для магнетитовых руд верхний предел крупности составляет 40—50 мм, для гематитовых руд — 50—80 мм, для

бурых железняков — 80—120 мм; нижний предел крупности для всех типов железных руд — 10 мм (класс -10 +0 мм отправляют на агломерацию). Крупность марганцевых руд не должна превышать 100 мм. Хромовые руды, поступающие в химическую промышленность, не должны быть крупнее 300 мм.

Влажность может вызвать смерзаемость и существенно затруднить транспортирование полезного ископаемого, ухудшить условия его переработки и технологические свойства. Кондиции на влажность зависят от типа сырья. Например, для бурых железняков допустимое содержание влаги составляет 10—16 %, для гематитовых руд — 4—6 %, для магнетитовых руд — 2—3 %.

Плотность горных пород δ_n определяется плотностью слагающих их минералов, которые делятся на тяжелые ($\delta_n > 4 \cdot 10^3$ кг/м³), средние ($\delta_n = (4,0 \div 2,5)10^3$ кг/м³) и легкие ($\delta_n < 2,5 \cdot 10^3$ кг/м³).

Насыпная плотность углей характеризуется отношением их массы к объему, заполненному свободной или уплотненной насыпкой (в штабеле, вагоне, бункере и др.). Она зависит от плотности минералов, размера кусков, гранулометрического состава, влажности и изменяется в довольно широких пределах.

2.1.5. Гранулометрический состав

Гранулометрический состав характеризуется количественным распределением зерен полезного ископаемого по крупности. Частицы обычно имеют неправильную форму, и крупность их принято характеризовать средним диаметром d_{cp} , зависящим от длины l , ширины b , высоты h частицы и рассчитываемым по одной из следующих формул:

$$d_{cp} = (l + b)/2; \quad d_{cp} = (l + b + h)/3; \quad d_{cp} = \sqrt{lb}$$

Для определения гранулометрического состава смеси зерен их разделяют на классы крупности, ограниченные размерами максимального и минимального зерен в них. Принятое

обозначение класса крупности: $-a + b$ означает, что все зерна в нем по размеру меньше ($-$), чем a , но больше ($+$), чем b .

Разделение материала на классы крупности производят рассевом на ситах (до крупности $+0,040$ мм), гидравлической (при крупности $-0,040$ мм) или воздушной (при крупности $-0,074$ мм) классификацией в восходящих потоках, микроскопическим и другими методами.

Для проведения ситового анализа (рассева на ситах) используют стандартные наборы сит. Их модуль, характеризующий постоянное отношение размеров отверстий двух смежных сит данного набора, для наиболее широко применяемых сит по ГОСТ 3584—53 составляет $\sqrt[20]{10}$, а для сит по шкале Тайлера — $\sqrt{2}$. В угольной промышленности принят модуль $\sqrt[10]{10} = 1,259$. Крупность продуктов принято выражать в миллиметрах и микронах. Размер отверстий тканых сит часто характеризуется числом меш — числом отверстий, приходящихся на один линейный дюйм сетки, т. е. на 25,4 мм.

При гидравлической классификации используют аппарат для дисперсного анализа порошков (АДАП). Аппарат состоит из последовательно соединенных камер различной площади сечения. В каждой камере поддерживается определенная скорость восходящего потока воды. Количество воды Q (мл/мин), необходимое для выноса восходящим потоком минеральных частиц размером меньше d (мм), определяют по формуле: $Q = VS = kd^2(\delta - 1)S$, где V — скорость свободного падения минеральной частицы размером d или скорость восходящего потока воды, см/мин; S — площадь сечения камеры, см²; k — коэффициент, равный 3270 при классификации частиц шарообразной формы и 2093 при классификации частиц, по форме промежуточных между шаром и диском; δ — плотность минеральной частицы, г/см³. В результате анализа получают несколько классов, интервалы крупности которых зависят от расхода воды.

Иногда пользуются седиментационным анализом, основанным на том, что частицы различного удельного веса и различной крупности, находящиеся в вязкой среде, оседают с

различной скоростью. При этом время отстаивания t , с, необходимое для получения в сливе требуемого класса крупности, рассчитывают по формуле $t = 2,86\mu H/(\delta - 1)d^2$, где μ — вязкость воды, Пуаз; H — высота столба сливаемой суспензии, см; δ — плотность минерала, г/см³; d — размер частиц минерала, мм.

Воздушную классификацию проводят обычно в аппаратах, представляющих собой несколько последовательно соединенных конусов различного размера, через которые продувают воздух. В результате классификации получают несколько классов крупности: по одному в каждом конусе и один, самый мелкий (–0,010 мм), — в пылеулавливающем мешке.

Результаты гранулометрического анализа представляют по форме, изображенной в табл. 2.1, и графически обычно в виде суммарной характеристики крупности материала «по плюсу» или «по минусу» (рис. 2.1).

Таблица 2.1

Результаты ситового анализа

Класс крупности, мм	Выход			
	по массе, кг	частный, %	суммарный, %	
			«по плюсу»	«по минусу»
– 16 + 12	4,5	15	15	100
– 12 + 8	6	20	35	85
– 8 + 4	9	30	65	65
– 4 + 2	4,5	15	80	35
– 2 + 0	6	20	100	20
ИТОГО	30	100	—	—

При этом по оси абсцисс откладывается размер отверстий сит в миллиметрах в обычном (рис. 2.1, а) или логарифмическом (рис. 2.1, б) масштабе, а по оси ординат — суммарный остаток на ситах в процентах. По таким кривым можно установить теоретически возможный выход класса любой крупности, что необходимо как для определения наиболее рационального метода переработки полезного ископаемого, так и оценки количественного соотношения сортов или марок воз-

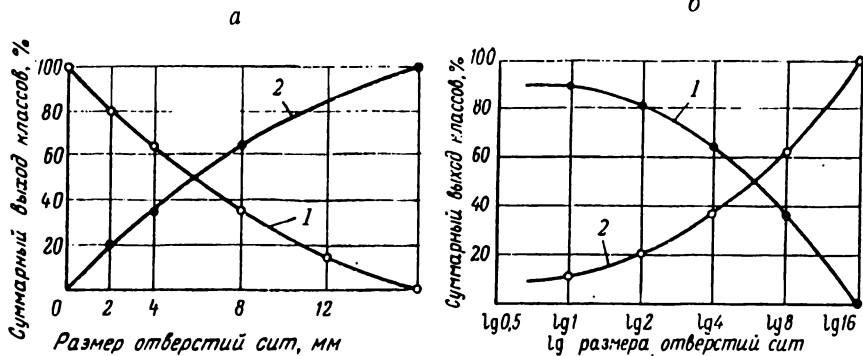


Рис. 2.1. Суммарная (а) и суммарная полулогарифмическая (б) характеристики крупности материала «по плюсу» (1) и «по минусу» (2)

можной продукции, различающейся по крупности, при переработке углей и строительных горных пород.

Определение гранулометрического состава часто сопровождается анализом распределения отдельных элементов в различных классах крупности, зольности, а также соотношения между свободными зернами и сростками минералов в них при различных степенях измельчения полезных ископаемых.

Суммарные характеристики крупности («по плюсу») могут быть: выпуклыми — при преобладании в материале крупных зерен; вогнутыми — при преобладании в материале мелких зерен; прямолинейными — при равномерном распределении зерен в материале.

Характер кривой зависит как от показателей работы дробильно-измельчительного оборудования, так и от механической прочности полезных ископаемых. Во многих случаях гранулометрический состав мелких продуктов при дроблении и измельчении полезных ископаемых может быть описан уравнением Розина—Раммлера: $\frac{100}{R} = e^{m d^n}$, где R — суммарный

остаток на сите с отверстиями d ; e — основание натуральных логарифмов; m и n — параметры, зависящие от свойств данного материала.

2.2. Технологические свойства минералов

К технологическим свойствам минералов, используемым при их разделении в процессе обогащения полезных ископаемых, относится их плотность, а также механические, спектроскопические, радиоспектроскопические, магнитные, электрические, физико-химические, химические и термохимические свойства. На различии минералов в этих свойствах основаны все известные к настоящему времени процессы и методы обогащения.

2.2.1. Плотность минералов

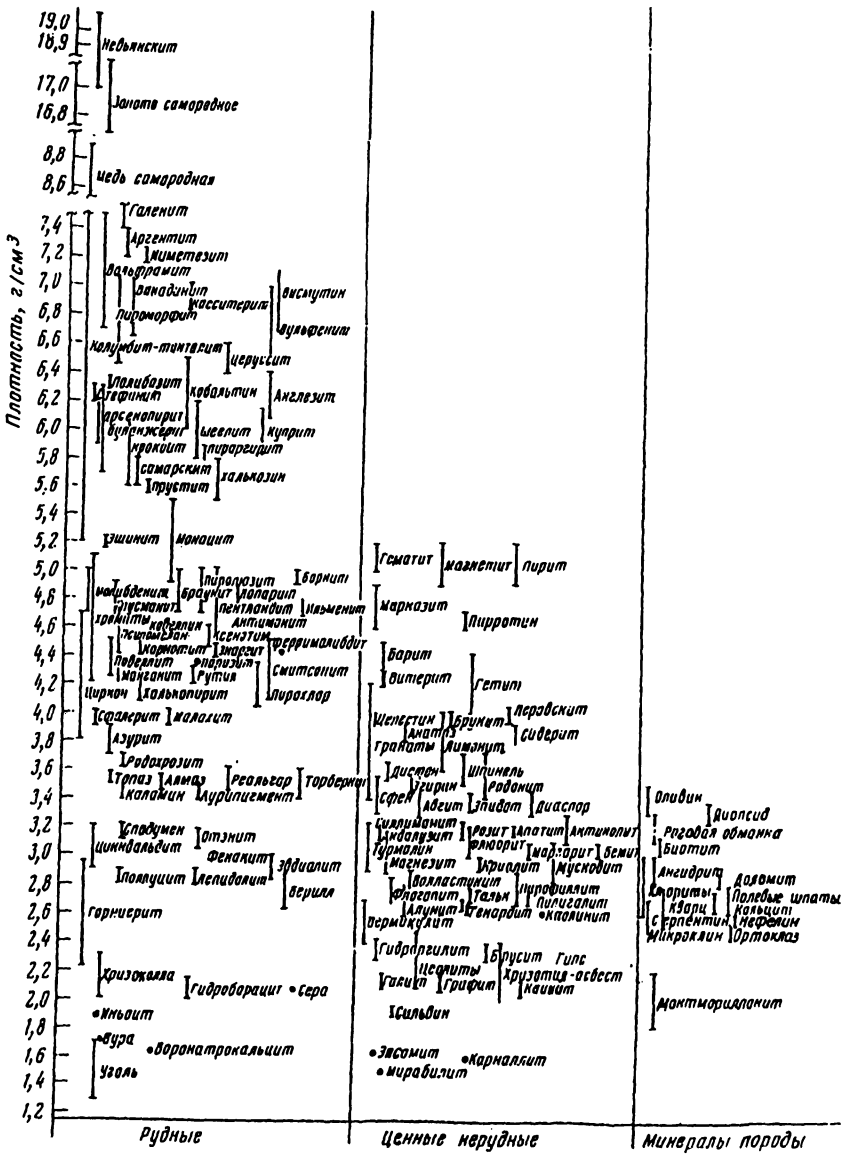
Плотность δ минералов (рис. 2.2) определяется их составом и строением кристаллической решетки. Как правило, минералы, содержащие тяжелые металлы, имеют большую плотность. Самая большая плотность наблюдается у самородных элементов: золота, серебра, меди и платины. Плотность минералов возрастает с увеличением плотности упаковки кристаллической решетки: минералы с плотнейшей упаковкой имеют большую плотность по сравнению с минералами цепочечной, ленточной, слоистой и особенно каркасной структур.

Плотность органической массы угля зависит от его природы, стадии метаморфизма и петрографического состава. Она возрастает с уменьшением выхода летучих веществ и при переходе от длиннопламенных к тощим углям Донецкого бассейна изменяется от 1160 до 1530 г/см³.

Действительная плотность угля характеризуется значением его массы, лишенной воздуха и несвязанной воды, в единице объема, а *кажущаяся плотность* — значением массы пористого (натурального) угля в единице объема. Кажущаяся плотность δ^k всегда меньше действительной и для каменных углей находится в пределах 1200—1350 г/см³. Между плотностью углей и их зольностью существует обычно тесная корреляционная зависимость.

Плотность минералов и измельченного полезного ископаемого определяют с помощью пикнометрического метода или на квадрантных весах И.З. Марголина.

Различия в плотности минералов (рис. 2.2) используют для их разделения при переработке полезных ископаемых *грави-*



тационными методами обогащения, которые могут осуществляться в воде, воздухе, тяжелой жидкости, суспензии или жидком электролите, помещенном в скрещенные электрическое и магнитное поля.

2.2.2. Механические свойства минералов

Механические свойства кристаллов: величина и характер деформации, твердость и упругость — по разным кристаллографическим направлениям различны. В одном направлении кристалл может вести себя как пластичный, в другом — как хрупкий.

Характер деформации, особенностью которого является относительное удлинение (или сжатие) кристалла $\pm \epsilon = \Delta l / l$ при его растяжении и сжатии, иллюстрирует рис. 2.3, а.

На начальных стадиях растяжения удельное (на единицу площади) напряжение σ внутренних сил в кристалле растет примерно пропорционально деформации. Кристалл при этом полностью сохраняет упругие свойства вплоть до напряжения σ_s , называемого пределом упругости. При снятии внешних

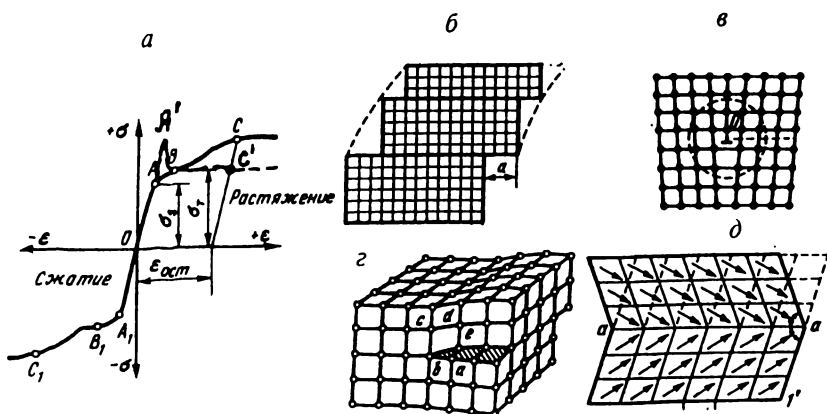


Рис. 2.3. Схемы деформации кристаллов (а), трансляционного скольжения (б), краевой дислокации (в), винтовой дислокации (г) и механического двойникования (д) кристаллов

напряжений исходные размеры и форма минералов полностью восстанавливаются.

Упругость связана с прочностью и типом межатомных связей в минерале. Разделение минеральных частиц, имеющих различную упругость, нашло применение при «обогащении по упругости», например, строительных материалов (щебня и гравия).

Превышение предела упругости σ , вызывает хрупкие или пластические деформации и разрушение кристалла при напряжении, характеризующем предел его прочности или временное сопротивление. Площадь, образованная кривой растяжения (сжатия) и осью ϵ , отражает работу, затраченную на разрыв кристалла. Хрупкое разрушение кристалла наступает сразу же за пределом упругости и происходит по определенным кристаллографическим направлениям — плоскостям ослабленной силы связи между элементарными частицами кристаллической решетки минерала. В зависимости от строения кристаллической решетки минералов таких кристаллографических направлений в них может быть одно, два, три, четыре или шесть, что приводит к образованию минеральных зерен различной формы: от плоской до округлой. Так, кристаллы слюды расщепляются на тонкие листочки в одном направлении (по пинакоиду 001), а кристаллы кальцита легко раскалываются по трем направлениям (по ромбоэдру), образуя зерна изометрической формы. Процесс разделения минералов, имеющих различную форму зерен, носит название «обогащение по форме».

Способность кристаллов разрушаться с образованием гладких поверхностей является проявлением спайности. В зависимости от характера и силы разрываемых связей спайность может быть: весьма совершенной (зеркальная поверхность слюды, гипса и др.); совершенной (ровная, иногда ступенчатая поверхность кальцита, галенита, галита и др.); средней (ровная, наряду с неровной поверхность полевых шпатов, роговой обманки и др.); несовершенной (неправильная поверхность скола берилла, апатита и др.) и весьма несовершенной (неровная поверхность кварца, касситерита и др.).

Неровная поверхность у минералов с несовершенной спайностью и не имеющих ее может носить ступенчатый, занозистый (актинолит и др.), раковистый (кварц, опал и др.), крючковатый (золото, медь и др.) характер. Различный характер по-

верхности частиц разных минералов является причиной резких различий минеральных зерен по значению их коэффициента трения, что используется для их разделения в процессах «обогащение по трению» и «обогащение по трению и форме».

Превышение предела упругости кристаллов, обладающих пластичностью, приводит к образованию наклонных или горизонтальных площадок текучести (см. рис. 2.3, а, участки BC и BC'), предваряемых иногда зубом текучести (см. рис. 2.3, а, участок $AA'B$). Кристалл «течет» без увеличения или при незначительном увеличении нагрузки, вызывая необратимую остаточную деформацию ($\epsilon_{ост}$), называемую пластической. Разрушение кристалла происходит, когда напряжение достигнет предела его прочности.

При пластической деформации кристаллическое состояние и тип кристаллической структуры минерала сохраняются. Механизм текучести заключается в дискретном смещении (скольжении) тонких кристаллических слоев на несколько порядков кристаллической решетки минерала (рис. 2.3, б).

При незавершенных (несквозных) сдвигах в деформированных кристаллах возникают краевые (рис. 2.3, в) и винтовые (рис. 2.3, г) дислокации, которые могут передвигаться, мигрировать в объеме кристалла. Неоднородность поля внешних напряжений может вызвать деформацию блокированием, а неблагоприятная ориентировка плоскостей скольжения по отношению к действующей силе — пластическую деформацию механического двойникования (рис. 2.3, д).

Твердость определяется типом химических связей между атомами и структурой минерала. Наибольшей твердостью обладают минералы с чисто ковалентной связью (алмаз); несколько меньшей — минералы со смешанной ковалентно-ионной связью; умеренной — с ионной связью; низкой — с водородными и ван-дер-ваальсовыми связями. В соответствии с этим многие слоистые, водные и молекулярные кристаллы отличаются низкой твердостью. Твердость возрастает с увеличением плотности упаковки атомов и заряда катиона или аниона, образованием каркасной структуры минерала. Точечные дефекты — вакансии, интерстиционные атомы и микропримеси, дислокации и степень совершенства (блочность) кристаллических индивидов — заметно влияют на микротвердость минералов.

Классификация минералов по твердости и хрупкости

Твердость (по Моосу)	Минералы		
	хрупкие	нехрупкие	ковкие и упругие
10—9	Алмаз	Корунд	
8	Топаз	Шпинель, альмандин, пироп	
7,5	Берил, фенакит, турмалин		
7	Кварц, силлиманит, андрадит, сподумен	Андалузит, ставролит, циркон	
6,5	Бертрандит, диаспор, гематит, диспен, пирит, колумбит, танталит, касситерит, оливин, браунит	Бадделейт, везувиан, эпидот, рутил	
6	Хромиты, марказит, магнетит	Лейкоксен, полевые шпаты	
5,5	Актинолит, виллемит, вольфрамит, кобальтин, монацит, нефелин, пирролизит, микролит, сфен, датолит, гетит	Глаукофан, ильменит, лопарит, авгит, эгирин, родонит, роговая обманка, перовскит	Арсенопирит
5	Апатит, лимонит		
4,5	Каламин, гематит, шеелит, магнезит	Браннерит, торит	Платина
4	Пирротин, манганит, родохрозит, флюорит	Станнин	Железо
3,5	Азурит, алунит, доломит, куприт, малахит, пентландит, сидерит, пироморфит, сфалерит, халькопирит, церуссит, миллерит, миметизит, барит, бисмутит, адамин	Повеллит	

Твердость (по Моосу)	Минералы		
	хрупкие	нехрупкие	ковкие и упругие
3	Алтаит, ангидрит, борнит, ванадинит, вульфенит, кальцит, серпентин, хризокolla, энартит, ярозит	Кубанит	Халькозин
2.5	Англезит, буланжерит, крокоит, висмутин, галенит, джемсонит, карналлит, криолит, киноварь, флогопит, антимонит, айкиннит, пираргирит Бура, галит, гидрорацит, сера самородная, сильвин, селитра	Брусит, циннвальдит, гидраргиллит, хлориты Каннит, ковеллин	Медь, золото, биотит, мусковит, лепидолит, серебро, висмут, аргентит Олово
1.5	Гарниерит-галлуазит, мирабилит, гипс, тальк	Аурипигмент, графит, реальгар, вермикулит, молибденит, пирофиллит	
1	Каолинит		

Поэтому теоретическая прочность кристаллов практически всегда значительно выше реальной.

Приведенная в табл. 2.2 классификация минералов по твердости и хрупкости, помимо оценки их влияния на энергоемкость и эффективность процессов дробления и измельчения, позволяет анализировать возможность *избирательного дробления, измельчения или истирания* с целью последующего разделения их по крупности, называемого «*обогащением по крупности*».

2.2.3. Спектроскопические и радиоспектроскопические свойства минералов

Взаимодействие излучения с веществом характеризуется атомным или ядерным сечением σ , определяемым как вероятность взаимодействия квантов излучения с числом центров N , облучаемых пучком. Для обогащения используют физиче-

ские процессы, которые характеризуются достаточно высоким сечением взаимодействия с химическими элементами. Разделение минералов при этом основано на различии свойств минералов в интенсивности испускания (эмиссионные методы) или ослабления (абсорбционные методы) ими излучений.

В настоящее время принципиально возможна сортировка минералов по излучению или поглощению лучей в любой части спектра.

Радиоактивность

Радиоактивность представляет собой превращение неустойчивых изотопов химического элемента в изотопы других элементов с излучением элементарных частиц. Естественной радиоактивностью обладают минералы, в состав которых входят радиационно-неустойчивые изотопы урана, радия, тория, радона, калия, стронция и др.

Умеренная и слабая радиоактивность пирохлора, монацита и некоторых других минералов может быть вызвана небольшой примесью в них изотопов U, Th, а также других радиоактивных изотопов. Слабая радиоактивность сивьина, микроклина, мусковита и других минералов калия обусловлена обычно постоянной примесью радиоактивного изотопа калия.

Естественная или наведенная радиоактивность, основанная на различной способности минералов поглощать или отражать радиоактивное, γ , β , или нейтронное излучение, используется для разделения радиоактивных и не обладающих радиоактивностью минералов методом *авторадиометрической сепарации*. Благодаря высокой селективности авторадиометрическая сепарация является основным способом обогащения руд урана.

Люминесценция

Люминесценция является результатом поглощения минералом энергии, вызывающей электронные переходы с уровней основного состояния на возбужденные уровни и свечение его определенным цветом. Она возникает при вполне определенной величине (несколько эВ) возбуждающей энергии ультрафиолетового или видимого света (фотолюминесценция), рентгеновского и катодного облучения (рентгено- и катодоллюминесценция), под воздействием электромагнитного поля (элек-

тролюминесценция), химических реагентов (хемоллюминесценция), при механических деформациях (триболлюминесценция) и изменении температуры (термоллюминесценция).

Характер электронных переходов и связанные с ними люминесцентные свойства минералов определяются природой центров люминесценции, представляющих собой точечные примесные или структурные дефекты. Из них чаще всего центрами люминесценции служат ионы переходных металлов, таких, например, как марганец (в кальците, апатите, сподумене и др.), хром (в рубине, изумруде, кианите и др.), редкие земли (в монаците, флюорите, цирконе и др.). Люминесценция при этом связана с электронными переходами между *d*- или *f*-уровнями, расщепленными кристаллическим полем минерала. В молибдатах и вольфраматах кальция (повеллите, шеелите, молибдошеелите) люминесценция обусловлена электронными переходами в анионных кислородных тетраэдрических комплексах переходных металлов; в некоторых сульфидах (сфалерите, киновари, реальгаре и др.) — рекомбинацией возбужденных донорно-акцепторных пар. Каждый примесный или структурный дефект обладает в каждом минерале своей полосой (цветом) люминесценции и это используется для разделения минералов: *рентгенолюминесцентным* методом (РЛМ) — при обогащении алмазосодержащих, флюоритовых, цирконовых, сподуменовых, шеелитовых и других руд, которые содержат минералы, люминесцирующие в рентгеновских лучах, и *фотолюминесцентным* методом (ФЛМ) — при обогащении полезных ископаемых, содержащих кальцит, барит, флюорит, гипс, доломит, алмазы, шеелит и другие минералы, люминесцирующие под действием ультрафиолетового излучения (длина волны $\lambda = 10^3\text{—}3,8 \cdot 10^2$ нм). Признаком разделения при этом является световой поток рентгено- и фотолюминесценции.

Взаимодействие минералов с рентгеновским ($\lambda = 5 \cdot 10^{-2}\text{—}10$ нм) и гамма- ($\lambda < 10^{-2}$ нм) излучениями

Рентгеновское и гамма-излучение представляют собой электромагнитные волны, взаимодействие которых с электронами и атомными ядрами вещества минералов может вызвать фотоядерную реакцию, фотоэффект, эффект Комптона или об-

разование электронно-позитронных пар в зависимости от энергии излучения.

Фотоядерные реакции с образованием нейтронов (типа γ, n), протонов (типа γ, p) или альфа-частиц (типа γ, α) протекают под действием излучения больших энергий. Протоны и альфа-частицы, обладая большой массой и зарядом, практически не проникают в объем облучаемого вещества. Поэтому для разделения минералов используется только фотоядерная реакция с образованием нейтронов, обладающих большой проникающей способностью.

На использовании различий в интенсивности нейтронного излучения, испускаемого при облучении руды гамма-лучами, основан *фотонейтронный* метод (ФНМ) обогащения. Его применяют обычно для обогащения бериллиевых руд, так как ядра бериллия обладают способностью испускать нейтроны при облучении гамма-лучами сравнительно низкой энергии ($E_\gamma > 1,67$ МэВ). Он может быть применен также для обогащения марганцевых, железных, медных, висмутовых, молибденовых, вольфрамовых, оловянных и других типов руд при $E_\gamma > 10—20$ МэВ.

В области низких энергий гамма-квантов (0,01—0,50 МэВ) преобладающим видом взаимодействия является фотоэффект. Вся энергия гамма-кванта при этом передается связанному электрону, и он выбрасывается за пределы атома. Освободившееся место на электронной оболочке заполняется электронами с других уровней атома, что сопровождается испусканием характеристического рентгеновского излучения флюоресценции. Сечение фотоэффекта σ_ϕ зависит от атомного номера вещества Z и энергии гамма- или рентгеновского излучения. Различия в интенсивности рентгеновской флюоресценции минералов используются при обогащении полезных ископаемых, содержащих элементы с атомным номером $Z > 19$, т. е. марганцевых, медно-никелевых, ниобиевых, молибденовых, оловянных, цезиевых, бариевых, танталовых, вольфрамовых, свинцово-цинковых и других руд. Если в качестве первичного используется гамма-излучение, то метод обогащения называется *гамма-флюоресцентным* (ГФМ), если рентгеновское излучение — *рентгенофлюоресцентным* (РФМ).

При малых энергиях (до 0,1 МэВ) некоторые элементы обладают способностью рассеивать на электронных оболочках атомов падающее рентгеновское или гамма-излучение. Данное свойство характеризуется массовыми коэффициентами когерентного и некогерентного рассеяния. Различия минералов в интенсивности обратнорассеянного рентгеновского или гамма-излучения может использоваться при обогащении руд, содержащих тяжелые элементы, например, железных, свинцово-цинковых, хромовых, ртутных *рентгеноотражательным* (РМ) или *гамма-отражательным* (ГОМ) методом.

При промежуточных значениях энергии (0,3—3 МэВ) преобладает комптоновское рассеяние на электронных оболочках атомов, а начиная с энергии 1,022 МэВ — образуются электронно-позитронные пары. Линейный коэффициент ослабления рентгеновского или γ -излучения вещества зависит от его плотности, атомного номера Z , атомной массы A и энергии гамма-квантов E_γ . На различной способности минералов поглощать пропускаемое через них рентгеновское или гамма-излучение основаны *рентгеноабсорбционный* (РАМ) и *гамма-абсорбционный* (ГАМ) методы обогащения железных, хромовых, оловянных, бариевых, сурьмяных, цезиевых, свинцово-цинковых и других руд. Эти методы можно применять также, если разделяемые компоненты полезных ископаемых, мало отличаясь по эффективному атомному номеру, имеют существенное различие по плотности. Примером может служить разделение угля и сланцев. Признаком разделения во всех этих случаях является интенсивность прошедшего через минеральные зерна рентгеновского или гамма-излучения.

Взаимодействие минералов с бета- ($\lambda = 10^{-3}$ — 10^{-2} мм) и нейтронным ($\lambda = 10^{-2}$ — 10^{-1} мм) излучениями

Бета-излучение представляет собой поток электронов. При его прохождении через минерал наблюдается ионизационное торможение и рассеяние на электронных оболочках атомов.

При ионизационном торможении энергия электрона тратится на возбуждение и ионизацию атомов среды, через которую он проходит, что сопровождается испусканием характеристического рентгеновского излучения флюоресценции.

Спектр его, как и при возбуждении гамма-излучением, определяется лишь атомными свойствами облучаемого минерала. Различие минералов в интенсивности возбуждаемой рентгеновской флюоресценции используется при обогащении руд, содержащих тяжелые элементы с атомным номером $Z \geq 35$, например, молибденовых, оловянных, вольфрамовых, свинцовых и других, *бета-флюоресцентным* (БФМ) методом.

Различия минералов в интенсивности обратноотраженного бета-излучения при рассеянии его на электронных оболочках атомов используются при обогащении руд, содержащих тяжелые элементы, *бета-отражательным* (БОМ) методом.

При столкновении нейтрона с ядром атома происходят его захват или упругое рассеяние.

При захвате нейтрона образуется составное возбужденное ядро, последующий переход которого из возбужденного в более низкое энергетическое состояние может происходить путем распада с испусканием каких-либо частиц или гамма-квантов, или тех и других. Наиболее часто при захвате нейтрона имеет место ядерная реакция с испусканием характеристического спектра гамма-излучения (n, γ), называемая радиационным захватом. Сечение радиационного захвата является небольшим для медленных (с энергией $0,1—10^3$ эВ) и особенно тепловых (с энергией до $0,025$ эВ) нейтронов. Увеличение сечения (n, γ)-реакции наблюдается также при переходе от легких к тяжелым элементам. Интенсивность и энергия гамма-излучения (n, γ)-реакции являются специфическими для каждого элемента, что используется для разделения минералов *нейтронно-радиационным* (НРМ) методом. У многих ядер радиационный захват приводит к образованию нестабильных (радиоактивных) изотопов, излучающих гамма-кванты, электроны или позитроны. Интенсивность наведенной (искусственной) радиоактивности зависит от сечения активации и содержания химического элемента в облучаемых минералах. Различие в плотности потока наведенного излучения у разных минералов используется для их разделения *нейтронно-активационным* (НАКМ) методом.

Нейтронно-активационный (НАКМ) и нейтронно-радиационный (НРМ) методы целесообразно применять, когда се-

чение взаимодействия нейтронов с полезным компонентом не ниже 1—3 барн, что необходимо для надежной регистрации вызываемых излучений. Этому условию удовлетворяют руды, содержащие хром, марганец, железо, никель, медь, серебро, золото, редкоземельные элементы.

При упругом рассеянии нейтрон при встрече с ядром отклоняется от первоначального направления, передавая часть своей кинетической энергии ядру. Процесс наиболее вероятен при взаимодействии медленных и тепловых нейтронов с легкими ядрами и ядрами средней массы. На тяжелых ядрах сечение рассеяния мало, по сравнению с сечением захвата нейтрона. Различие в ослаблении потока нейтронов разделяемыми компонентами полезных ископаемых используется при их обогащении *нейтронно-абсорбционным* (НАМ) методом. Признаком разделения при этом является плотность потока нейтронов, прошедшего через подвергаемый обогащению объем полезного ископаемого. Метод можно применять для обогащения руд, содержащих химические элементы с большим сечением захвата нейтронов, например, борных, литиевых, содержащих кадмий, редкоземельные элементы.

Взаимодействие минералов с видимым светом ($\lambda = 3,8 \cdot 10^2$ мм) и инфракрасным излучением ($\lambda = 7,6 \cdot 10^2$ — 10^{14} мм)

Воздействие электромагнитного поля световой волны на электроны вещества возбуждает их колебания и периодические изменения дипольных электрических моментов минерала. При этом излучаются вторичные электромагнитные волны с длиной, равной длине волны падающего света. Первичные и вторичные волны когерентны между собой и могут взаимно интерферировать.

При падении световой электромагнитной волны на поверхность минерала образуются отраженная в воздух и преломленная в минерал волны. Коэффициент отражения, равный отношению световых потоков отраженной и падающей волн, служит оптической характеристикой вещества.

Отражение света складывается из зеркальной и диффузной компонент. При этом отражение естественного света сопровождается частичной его поляризацией, в результате ко-

торой какая-то часть отраженного света приобретает определенную ориентацию вектора электрической и магнитной напряженности.

Различия минералов по интенсивности светового потока зеркально отраженного света (*по блеску*) используются для их разделения *зеркальным фотометрическим (ЗФМ) методом*, а при различии в интенсивности светового потока поляризационно отраженного света — *поляризационным фотометрическим (ПФМ) методом*. Оба метода целесообразно применять для выделения из рудной массы минералов, обладающих блеском, например, слюды, кварца, галита и др.

Интенсивность диффузного отражения определяется размером зерен в агрегатах и характером полос поглощения света (цветом) самого минерала, на который влияют химический состав и особенности кристаллической структуры минерала, наличие в нем примесей других элементов, дефектов и включений окрашенных веществ.

Различным видам окраски минералов соответствует разная степень перекрытия видимой области спектра света полосами поглощения самого минерала.

По зонной теории основная полоса поглощения отвечает электронным переходам из валентной зоны в зону проводимости. Положение длинноволнового края этой полосы в оптическом спектре отвечает ширине запрещенной зоны и минимальной энергии перехода. Ширина запрещенной зоны зависит от типа химической связи. У минералов с металлическими или ковалентно-металлическими типами связи (как у металлов, большинства сульфидов, части окислов) она менее 2 эВ; поэтому основная полоса поглощения полностью перекрывает видимую область и они непрозрачны, но характеризуются сильным отражением разных цветов и оттенков в связи с неодинаковым отражением в разных частях спектра. У минералов с ковалентной связью (части неметаллов, сульфидов и окислов) ширина запрещенной зоны составляет 2—3 эВ, поэтому видимая область перекрыта лишь частично и они имеют яркую окраску. Наконец, у металлов с ионной и ионно-ковалентной связями (солей, многих окислов и силикатов) ширина запрещенной зоны больше 4—5 эВ и основная полоса погло-

щения находится далеко в ультрафиолетовой области. Значительная часть из них в видимой области прозрачна или бесцветна.

На полосы поглощения самого минерала накладываются полосы поглощения электронных переходов: примесей разновалентных ионов, образующих донорно-акцепторные уровни в запрещенной зоне; элементов и ионов переходных групп в связи с переходами между уровнями d -электронов; различных дефектов (анионных вакансий, свободных радикалов, анионов, молекулярных и примесных ионов с аномальным зарядом вследствие захвата электрона или дырки), играющих роль электронно-дырочных центров.

Различия минералов в интенсивности светового потока диффузно-отраженного света (т. е. *по цвету*) используются для выделения талька, гипса, доломита, известняка, каменной соли, а также при обогащении золотосодержащих, баритовых, оловянных, марганцевых, ильменитовых и других руд *фотометрическим* (ФМ) методом.

Мерой интенсивности поглощения или пропускания света, проходящего через кристалл, служат: пропускание $T = I/I_0$, где I_0 и I — интенсивность первоначального потока света и прошедшего через кристалл, и оптическая плотность $D = 1/T$. В соответствии с законом Бугера — Ламберта: $I = I_0 e^{-\alpha \delta}$, где δ — толщина кристалла, α — коэффициент поглощения, характеризующий природу минерала.

Различия минералов по световому потоку, прошедшему через них (*по прозрачности*), используются при обогащении полезных ископаемых, у которых выделяемый компонент обладает высокой прозрачностью, как, например, оптический кварц, алмазы, галит, *фотоабсорбционным* (ФАМ) методом.

Оптические свойства углей — цвет, блеск, прозрачность, преломление света, отражательная способность — тесно связаны с молекулярной структурой их органического вещества и кристаллической структурой минералов. Различие структур минералов вызывает разнообразие их оптических свойств. Различные микрокомпоненты углей также имеют различную отражательную способность, возрастающую от лейптинита к витриниту и фюзиниту.

Облучение минералов инфракрасным светом приводит к поглощению ими тепла и последующему испусканию вторичного инфракрасного излучения. Различие минералов в интенсивности испускаемого инфракрасного излучения используется при обогащении полезных ископаемых, у которых разделяемые компоненты отличаются по удельной теплоемкости (например, асбестовые руды), *инфраметрическим (ИФМ) методом*.

Взаимодействие минералов

с радиоволновым излучением ($\lambda = 10^5$ — 10^{14} мм)

В результате взаимодействия радиоволнового излучения с минералами может наблюдаться поглощение и отражение радиоволн, перераспределение поля радиочастотного излучения, поляризация диэлектриков и образование токов смещения, намагничивание внешним магнитным полем и поглощение энергии магнитного поля. В зависимости от электрических и магнитных свойств минералов это будет приводить к изменению энергии электромагнитного поля, напряженности и энергии магнитного поля, интенсивности радиоизлучения, прошедшего через слой обогащаемого материала.

Различие минералов по изменению энергии электромагнитного поля в результате поглощения и перераспределения поля радиомагнитного излучения используется при обогащении полезных ископаемых, у которых разделяемые компоненты различаются по удельной электрической проводимости, например, сульфидных руд цветных и редких металлов, углей, сланцев, графитовых руд *индукционным радиорезонансным (ИРМ) методом*.

Различие минералов также по изменению энергии электромагнитного поля, но в результате поляризации диэлектриков и образования токов смещения используется при обогащении полезных ископаемых, у которых разделяемые компоненты отличаются по диэлектрической проницаемости, например, магнетитовых, бокситовых, серных, слюдяных, оловянных, вольфрамовых и других руд, *емкостным радиорезонансным (ЕРМ) методом*.

Различие минералов по интенсивности радиоизлучения, прошедшего через них, вследствие различного поглощения и

отражения радиоволн минералами используется при обогащении полезных ископаемых, разделяемые компоненты которых отличаются по удельной электрической проводимости, например, сульфидных руд цветных и редких металлов, углей и сланцев, *радиоабсорбционным* (РДМ) методом.

Различная способность минералов изменять напряженность и энергию магнитного поля в результате намагничивания внешним магнитным полем, поглощения энергии магнитного поля используется при обогащении полезных ископаемых, разделяемые компоненты которых отличаются по магнитной проницаемости, например, руд черных и цветных металлов, *магнитометрическим* (ММ) методом.

2.2.4. Магнитные свойства минералов

Магнитные свойства минералов возникают и проявляются в магнитном поле, причем у большинства из них только в сильном магнитном поле с высокой напряженностью.

Магнитная индукция, которую создает магнитное поле, изменяется в присутствии минерала. Мерой ее изменения служит магнитная проницаемость минералов μ_m и связанная с ней магнитная восприимчивость $\chi = \mu_m - 1$, определяющая зависимость получаемой в минерале намагниченности M от напряженности магнитного поля H : $M = \chi H$, или $\chi = M/H$.

Магнитная восприимчивость и намагниченность зависят от числа неспаренных электронов, каждый из которых характеризуется определенным магнитным моментом (спином) или магнетоном Бора: $\mu_b = eh / 4\pi$, где e — заряд, m — масса электрона, h — постоянная Планка.

Магнитные свойства определяются в основном химическим составом и отчасти структурой минералов. Повышенная магнитная восприимчивость всегда свойственна минералам, в состав которых входят железо, никель, кобальт, марганец. Причем атомы Fe^{2+} обуславливают более высокое значение χ , чем атомы Fe^{3+} ; поэтому с изменением валентности железа в структуре минерала изменяется и значение χ . Несколько повышенное значение χ наблюдается и для минералов, в состав которых входят хром, ванадий, титан, медь.

По магнитной восприимчивости и характеру зависимости магнитных свойств от напряженности внешнего магнитного поля минералы делятся на диа-, пара- и ферромагнитные.

Диамагнитные минералы ($\mu_m < 1$, $\chi > 0$) имеют отрицательную магнитную восприимчивость, равную 10^{-7} — 10^{-6} см³/г, их намагниченность $\vec{M} = \chi \vec{H}$ направлена противоположно внешнему полю и они выталкиваются из магнитного поля. К диамагнитным относятся многие соли, окислы, сульфиды, самородные металлы и силикаты. Наиболее сильно диамагнитные свойства проявляются у самородного висмута, графита, в меньшей степени — у самородного серебра и золота, флюорита, кальцита, кварца и других минералов породы. При магнитной сепарации все они попадают в немагнитную фракцию.

Минералы-парамагнетики ($\mu_m > 1$, $\chi < 0$) характеризуются наличием в их составе ионов с неспаренными электронами (в основном элементы с незаконченными *d*- или *f*-уровнями), хаотичной ориентацией спинов и при отсутствии магнитного поля не обнаруживают намагниченности. В магнитном поле вследствие ориентации спинов минералы намагничиваются положительно и притягиваются в направлении магнитного поля.

Основной вклад в намагниченность парамагнетиков вносит электронный парамагнетизм входящих в их состав ионов переходных и редкоземельных элементов с незаполненной внутренней оболочкой, а также атомов, ионов и свободных радикалов, имеющих нечетное число электронов. Для металлов существенным является парамагнетизм электронов проводимости. В некоторых случаях, при отсутствии в составе минералов парамагнитных ионов, проявляется слабый температурно-независимый парамагнетизм, вызванный поляризацией электронных оболочек (например, у рутила).

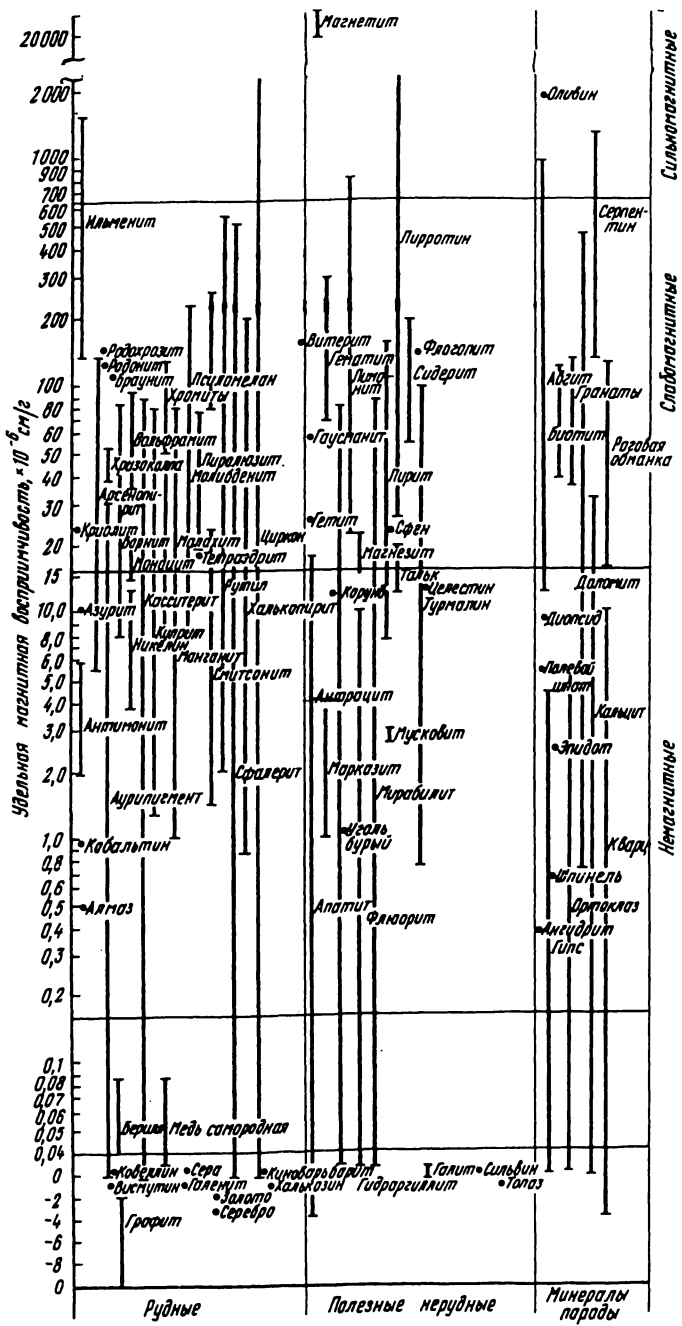
К минералам-парамагнетикам относятся: ильменит, гематит, хромит, вольфрамит, сидерит, пирролизит и железосодержащие силикаты. Удельная магнитная восприимчивость их не превосходит 10^{-4} см³/г и они относятся к слабомагнитным минералам. Намагниченность минералов-парамагнетиков увеличивается с ростом напряженности магнитного поля и уменьшается при нагреве (вследствие разупорядоченности спинов).

Значительного изменения магнитной восприимчивости некоторых из них можно достигнуть осуществлением термохимического процесса. Например, кратковременным обжигом можно существенно увеличить магнитную восприимчивость сфена, рутила и лейкоксена (по данным В.И. Ревнивцева).

Минералы-ферромагнетики ($\mu_m \gg 1$, $\chi \gg 1$) содержат ионы переходных металлов с неспаренными спинами, магнитные моменты которых ориентируются кристаллическим полем в пределах магнитных доменов. При отсутствии магнитного поля домены имеют различную ориентацию, в присутствии его — одинаковую (параллельную). В связи с разной подвижностью магнитных доменов в разных минералах, зависящей от наличия дислокаций, включений и других неоднородностей, минералы обладают различной скоростью ориентации и разориентации, вплоть до сохранения остаточной намагниченности. Последняя выражается через коэрцитивную силу, представляющую собой энергию, необходимую для размагничивания.

Минералы-ферромагнетики характеризуются высоким положительным значением магнитной восприимчивости (более 10^{-4} см³/г) и являются сильномагнитными минералами. К ним относятся, например, самородное железо, ферроплатина, железосодержащее золото. Их магнитная восприимчивость, как и у парамагнетиков, сильно зависит от напряженности магнитного поля и температуры. При нагревании магнитные домены разориентируются и при определенной температуре (точка Кюри) их магнитные моменты полностью компенсируются, намагниченность исчезает и ферромагнетик превращается в парамагнетик.

Обменное взаимодействие между электронами у ферромагнетиков вызывает взаимную ориентацию их элементарных магнитных моментов. В зависимости от знака обменного интеграла соседние магнитные моменты ориентируются параллельно у ферромагнетиков и антипараллельно — у антиферромагнетиков. Минералы-антиферромагнетики, обладающие неполной взаимной компенсацией магнитных моментов



и сохраняющие спонтанную намагниченность, называются ферромагнетиками. Намагниченность их пропорциональна числу ионов переходных элементов с неспаренными спинами.

Ферромагнитные минералы, наряду с ферромагнитными, относятся к сильномагнитным, но отличаются меньшим значением намагниченности в связи с наличием в их составе немагнитных катионов и анионов. Среди них наиболее высокой намагниченностью обладает магнетит. Менее магнитны титаномагнетит, маггемит, кубанит, троилит, ильменит и другие минералы. Всем им свойственна доменная магнитная структура, но подвижность доменов очень низкая. Поэтому ферромагнитные минералы характеризуются высокой остаточной намагниченностью и обнаруживают магнитность при отсутствии магнитного поля.

Различие магнитных свойств минералов используется при обогащении полезных ископаемых для выделения из них компонентов, содержащих ионы железа, марганца и некоторых редкоземельных элементов, *магнитными* методами обогащения. Значения удельной магнитной восприимчивости основных минералов, с выделением из них сильномагнитных ($\chi > 6 \cdot 10^{-4} \text{ см}^3/\text{г}$), слабомагнитных ($\chi = 10^{-5} \div 6 \cdot 10^{-4} \text{ см}^3/\text{г}$) и немагнитных ($\chi < 10^{-5} \text{ см}^3/\text{г}$), приведены на рис. 2.4. При существующих методах магнитного обогащения разделение их в магнитных сепараторах происходит главным образом по этим группам.

Угольное вещество является диамагнитным, а минеральные примеси в нем обладают парамагнитными свойствами. Магнитная восприимчивость углей закономерно возрастает с увеличением степени их метаморфизма. Причем удельная магнитная восприимчивость серосодержащих минералов железа значительно выше, чем у других парамагнитных примесей.

2.2.5. Электрические свойства минералов

Различия в электрических свойствах минералов используются для их разделения в процессах электрической сепарации и флотации. На адсорбцию реагентов и результаты фло-

тации большое влияние оказывают свойства, зависящие от уровня электрохимического потенциала, ширины запрещенной зоны, концентрации и характера примесей. На результаты электрической сепарации — различие минералов по их электропроводности, диэлектрической проницаемости, трибоадгезионному эффекту (электризации трением), значению контактного потенциала и пьезоэлектрическому эффекту. Пьезоэлектрический эффект и униполярная (детекторная) проводимость кристаллов в процессах обогащения пока не используются.

Мерой электропроводности служит удельное электрическое сопротивление ρ или удельная электропроводность $1/\rho$. По величине электропроводности и типу электронного строения все минералы подразделяются на проводники ($\rho = 10^{-6} \div 10^2$ Ом·м), полупроводники ($\rho = 10^{-3} \div 10^{10}$ Ом·м) и непроводники или диэлектрики ($\rho = 10^{10} \div 10^{17}$ Ом·м).

К минералам-проводникам относятся главным образом самородные металлы с металлическим типом химической связи. Валентная зона у них занята электронами наполовину и частично перекрывается зоной проводимости.

Минералы-полупроводники, к которым относятся большинство сульфидов, некоторые окислы и ископаемые угли, отличаются сравнительно узкой зоной запрещенных состояний (обычно менее 3 эВ) и частичным заполнением электронами зоны, лежащей ниже зоны проводимости. Если в частично заполненной зоне число электронов невелико, то они относятся к *n*-типу с электронной проводимостью, а если преобладают, то к *p*-типу с дырочной проводимостью. Электропроводность полупроводников существенно зависит от содержания в них примесей и структурных дефектов. Так, на электрическое сопротивление угля заметно влияют его химический, минеральный состав и влажность. Чем больше в минеральных примесях растворимых в воде солей и выше влажность, тем значительно снижается электрическое сопротивление угля. Электропроводность полупроводников резко увеличивается также с ростом температуры, в связи с увеличением подвижности дырок и возрастанием концентрации свободных электронов. При этом собственная проводимость минералов-полупроводников связана с переходом при нагревании части электронов из валентной зоны в зону проводимости с

образованием равного числа свободных электронов и дырок. Примесная проводимость обусловлена ионизацией изоморфных примесей с избыточными зарядами, которые возникают также в нестехиометричных минералах. При высоких температурах возможна также ионная проводимость, протекающая по вакансионному механизму.

У минералов-диэлектриков валентная зона целиком занята электронами. От зоны проводимости она отделена широкой зоной запрещенных состояний с энергией в несколько электронвольт. К диэлектрикам относятся минералы с типично ионной или ковалентной связью: галоидные соединения, силикаты, некоторые соли кислородных кислот. Среди них есть минералы со сверхвысоким электрическим сопротивлением (мусковит, галит, флюорит).

Под действием электрического поля у минералов-диэлектриков наблюдается смещение положительных и отрицательных зарядов в противоположные стороны, т. е. их поляризация. При этом различают электронную (асимметричное смещение электронов относительно ядер), ионную (смещение ионов различного знака) и ориентационную (ориентация диполей) поляризации.

Мерой поляризации служит диэлектрическая проницаемость ϵ_m , которая у минералов-диэлектриков изменяется от 2 до 80. Большинство силикатов (кварц, полевые шпаты, слюда, роговая обманка) имеет $\epsilon_m = 4 \div 5$. У солей кислородных кислот (кальцита, апатита, доломита и др.) $\epsilon_m = 6 \div 8$. Очень высокой диэлектрической проницаемостью обладают рутил ($\epsilon_m = 150$), касситерит ($\epsilon_m = 24$), церуссит ($\epsilon_m \approx 25$) и некоторые другие минералы.

С поляризацией связано появление на поверхности минералов-диэлектриков электростатических зарядов (того или иного знака), которые могут возникать также в результате термических, механических воздействий или ионизации молекул воздуха в поле коронного разряда. При контакте с противоположно заряженной поверхностью они будут прилипать к ней, в отличие от проводников, которые приобретут заряд поверхности и будут от нее отталкиваться.

Различия между минералами-диэлектриками и проводящими (обычно рудными) минералами (рис. 2.5) используются

при обогащении руд *электрическими* методами обогащения: по *электропроводности* на сепараторах электростатических (в электростатическом поле при зарядании частиц контактным или индукционным способом), коронных электрических (в поле коронного разряда при зарядании частиц ионизацией) или коронных электростатических (в поле коронного разряда и электростатическом поле при зарядании частиц ионизацией и другими способами); *трибоэлектрической* сепарацией (в электрическом поле постоянной полярности при зарядании частиц за счет трибоэлектрического эффекта); *пироэлектрической* сепарацией (в электростатическом поле при зарядании частиц в результате их термической обработки); *диэлектрической* сепарацией (в неоднородном электростатическом поле незаряженные частицы разделяются в жидкой среде под действием пондеромоторных сил).

Результаты разделения частиц с помощью электрических методов в значительной мере зависят от состояния и чистоты их поверхности. Поэтому при подготовке материалов к электрической сепарации они подвергаются сушке, обеспыливанию, классификации по крупности и иногда обработке реагентами с целью растворения загрязняющих примесей на поверхности или избирательного изменения ее электропроводности.

2.2.6. Физико-химические свойства поверхности минералов

Основной характеристикой физико-химических свойств поверхности минералов является значение их удельной свободной поверхностной энергии на границе раздела с жидкостью ($\sigma_{Т-ж}$) или газом ($\sigma_{Т-г}$).

Появление свободной поверхностной энергии обусловлено неодинаковым притяжением молекул поверхностного слоя со стороны самого минерала (Т) и соприкасающейся с ним жидкой (Ж) или газообразной (Г) фазы. Значение удельной свободной поверхностной энергии зависит при этом от разницы в значениях интенсивности сил, действующих со стороны

каждой из них, т. е. от разницы в значениях полярности соприкасающихся фаз. Мерой полярности фазы может служить, например, ее диэлектрическая проницаемость. Например, воздух и жидкие органические вещества имеют низкую диэлектрическую проницаемость и являются неполярными или аполлярными фазами. Вода, наоборот, обладает высокой диэлектрической проницаемостью (80) и является одной из наиболее полярных фаз.

Чем больше разница в значениях полярности соприкасающихся фаз, тем меньше компенсируется взаимодействие между молекулами и ионами граничащих фаз и тем больше удельная поверхностная энергия на границе их раздела. По этой причине значение поверхностной энергии на границе раздела двух полярных фаз, а также на границе раздела двух неполярных фаз будет малое, а на границе раздела полярной и неполярной — большое.

Энергия взаимодействия минеральных поверхностей с водой и воздухом и значения поверхностной энергии на границе их раздела определяются характером связей, разрушаемых при дроблении и измельчении.

Если при разрушении кристалла рвутся сильные полярные связи (такие, как ионная, ковалентная, металлическая и другие формы атомных связей), то энергия взаимодействия поверхности с полярными молекулами воды будет велика (значение $\sigma_{т-ж}$ — мало), а с неполярными молекулами, например, воздуха — мала (значение $\sigma_{т-г}$ — велико). В этом случае молекулы воды притягиваются к поверхности твердого тела, хорошо смачивают ее и поверхность становится гидрофильной. Если же при разрушении кристалла происходит разрыв слабых связей (молекулярных, водородных), то образующаяся неполярная поверхность слабее притягивает дипольные молекулы воды и сильнее взаимодействует с воздухом, т. е. поверхность становится гидрофобной.

Характер обнажающихся на поверхности связей при дроблении и измельчении минералов определяется строением их кристаллических решеток. Например, в графите атомы углерода расположены слоями, построенными в виде гексагональной сетки. В плоскости этих слоев между атомами углерода суще-

ствуют ковалентные связи, а связь между слоями (на плоскостях спайности) осуществляется слабыми межмолекулярными силами. Этим объясняются гидрофобность графита по плоскостям спайности, где связь между находящимися в соседних слоях атомами углерода молекулярная, и гидрофильность его на торцах чешуек, где разрываются сильные атомные связи.

Разные минералы обязательно отличаются друг от друга или составом, или строением кристаллической решетки и, следовательно, имеют разные значения удельной поверхностной энергии на границах раздела минерал — газ и минерал — жидкость. Это приводит к тому, что минимум свободной энергии флотационной системы в соответствии со вторым законом термодинамики достигается для разных минералов при контакте их с разными фазами. Так, для минералов с полярной поверхностью энергетически выгодна поверхность раздела твердое — полярная жидкость (вода), а для минералов с аполлярной поверхностью твердое — аполлярное вещество (масло, газ), т. е. разные минералы обладают различной способностью закрепляться на рассматриваемых межфазовых поверхностях. Это создает условия для их разделения, что используется при обогащении полезных ископаемых *флотационными* методами обогащения.

При флотационном разделении минералов на поверхности раздела жидкость (вода) — газ используются следующие разновидности флотационных процессов: *пленочная, пенная, вакуумная, компрессионная, адгезионная, химическая, электрическая и ионная флотация, флотогравитация и пенная сепарация*, различающиеся способом создания поверхности раздела жидкость — газ и условиями осуществления процесса.

Флотационное разделение минералов на поверхности раздела жидкость (вода) — аполлярная жидкость осуществляется в процессах *масляной и грануляционной флотации*, при *обогащении на жировых поверхностях* и в процессе *флотации при автоклавной плавке серных концентратов*. Флотационные процессы на поверхностях раздела твердое — жидкость и твердое — газ носят названия *флотации твердой стенкой* и *флотации*

с носителем. Частицу минерала, закрепившуюся на межфазовой поверхности, называют *флотирующейся*, незакрепившуюся — *нефлотирующейся*.

Флотация, в отличие от других процессов обогащения, является процессом универсальным. Ее можно применять для разделения любых минералов, поскольку все они имеют разные значения удельной свободной поверхностной энергии. Универсальность флотационного процесса обеспечивается еще и тем, что если «природная» разница в значениях удельной поверхностной энергии у разделяемых минералов невелика и недостаточна для эффективного флотационного разделения, то она может быть увеличена с помощью специальных реагентов, называемых флотационными, избирательное закрепление которых на поверхности определенных минералов изменяет их поверхностную энергию в заданном направлении.

2.2.7. Химические свойства минералов

Химические свойства минералов определяют растворимость их в неорганических растворителях и возможность применения гидрометаллургических процессов в технологических схемах обогащения полезных ископаемых.

Различие в химических свойствах минералов используется при *выщелачивании*, представляющем собой операцию селективного растворения одного или нескольких минеральных компонентов. В зависимости от природы растворяемых минералов в качестве растворителей используются дешевая кислота (серная и др.), щелочь, (сода, едкий натр) или комплексобразующие реагенты (цианид, аммиак или соли аммония). Выщелачивание осуществляется *чановым*, *автоклавым*, *перколяционным*, *кучным* или *подземным* способами. Скорость выщелачивания зависит от концентрации растворителя, крупности частиц минералов, степени их окисленности, наличия в них изоморфных включений, примесей и других факторов. Ее можно увеличить путем интенсивного перемешивания пульпы, нагревания, применением бактериальных культур. Наиболее легко выщелачиваются металлы, находящиеся в руде в виде окислов и карбонатов.

Химическое изменение состава или структуры поверхности минералов под действием неорганических или органических реагентов позволяет воздействовать также на их флотационные, электрические и магнитные свойства, увеличить их различие для разделяемых минералов. При использовании для этих целей электрохимических методов можно осуществить не только необходимые поверхностные химические реакции, но и более тонкий механизм компенсации или создания дефектов кристаллической решетки.

2.2.8. Термохимические свойства минералов

Минералы при нагревании обладают различной способностью к полиморфным переходам, фазовым превращениям, термической диссоциации, окислению анионов и восстановлению катионов вплоть до металла, например, в присутствии хлорсодержащих соединений. Это используется при подготовке полезных ископаемых к последующему обогащению с целью повышения его эффективности путем проведения различных видов обжига: *декрипитационного, окислительного, восстановительного, магнетизирующего, сульфатизирующего, сульфидизирующего, сегрегационного, хлорирующего.*

2.3. Классификация процессов обогащения полезных ископаемых

По своему назначению процессы последовательной обработки полезных ископаемых на обогатительных фабриках делятся на подготовительные, основные обогатительные, вспомогательные и процессы производственного обслуживания.

2.3.1. Подготовительные процессы обогащения

Целью подготовительных процессов является подготовка сырья к последующему обогащению с учетом возможности применения тех или иных методов обогащения или непосредственного его использования в народном хозяйстве.

К основным подготовительным процессам относятся:

- *процессы разделения материала по крупности — грохочение и классификация, обеспечивающие разделение материала*

на классы крупности, необходимые для получения максимальной эффективности разделения минералов при использовании различных методов обогащения или наибольшего экономического эффекта при непосредственном их использовании в народном хозяйстве. Процессы классификации могут сопровождаться избирательным (селективным) агрегированием (укрупнением) тонких (мелких) частиц методами: флокуляции (при загрузке химических реагентов); магнитной флокуляции (при наложении магнитного поля); электрокоагуляции (под действием электрического поля);

- *процессы разрушения минеральных комплексов — дробление, измельчение и дезинтеграция*, обеспечивающие раскрытие (разъединение) минералов перед их разделением. Максимальное раскрытие минералов достигается при раскалывании кусков руды или сростков по интеркристаллическим граням. Конечная крупность дробления, измельчения или дезинтеграции материала определяется крупностью вкрапленности извлекаемых минералов и, в некоторых случаях, необходимостью получения конечного продукта заданного гранулометрического состава для непосредственного использования в народном хозяйстве;

- *процессы изменения физических, физико-химических свойств и химического состава разделяемых минералов*, с целью увеличения различия их технологических свойств и повышения эффективности процессов обогащения. Они могут включать в себя операции термической, химической, механической, электрической и другие виды обработки минеральных частиц перед их разделением.

2.3.2. Основные обогатительные процессы

Основными обогатительными процессами являются процессы разделения, использующие различные технологические свойства минералов, при которых извлекаемые минералы выделяются в отдельные концентраты или продукты, а неизвлекаемые минералы — в хвосты. К ним относятся:

- *гравитационные методы обогащения*, основанные на различии в плотности разделяемых минеральных зерен (см. рис. 2.2), вызывающем различный характер их движения в воздухе

или жидкости под действием силы тяжести или центробежных сил и сил сопротивления среды. Гравитационные методы широко используются при обогащении руд, углей и строительных горных пород;

- *магнитные* методы обогащения, основанные на различии в магнитной восприимчивости минералов (см. рис. 2.4), вызывающем различные траектории их движения в магнитном поле. Магнитные методы широко применяются при обогащении руд черных металлов, титановых, вольфрамовых и других типов руд;

- *электрические* методы обогащения, основанные на различии в электропроводности минералов (см. рис. 2.5) и способности их приобретать под действием тех или иных физических факторов неодинаковые по величине и знаку электрические заряды. Электрические методы широко используются при обогащении вольфрамовых, титановых, оловянных и неметаллических полезных ископаемых;

- *радиометрические* методы обогащения, основанные на различиях минералов в цвете, блеске, прозрачности, естественной и наведенной радиоактивности, люминесценции, флюоресценции и других их спектроскопических и радиоспектроскопических свойствах;

- *флотационные* методы обогащения, основанные на различии в физико-химических свойствах минералов, приводящем к разной смачиваемости их поверхности водой и разной способности прилипать в воде к пузырькам газа. Возможность регулировать смачиваемость минералов и разделять весьма тонкие частицы, крупность которых составляет сотые доли миллиметра, обеспечивает универсальность флотационных методов и пригодность их для обогащения разнообразных тонковкрапленных полезных ископаемых;

- *специальные* методы обогащения, среди которых выделяют:

обогащение по крупности, основанное на естественном различии в крупности разных минералов, избирательном разрушении минералов в результате их различной механической прочности при дроблении и измельчении, на свойствах минералов избирательно разрушаться при нагревании и последу-

ющем быстром охлаждении (явление декрипитации) или на избирательном увеличении размеров извлекаемых компонентов вследствие их пластичности или пониженной температуры плавления;

обогащение по форме и трению, основанное на использовании различий траекторий и скоростей движения разделяемых частиц по наклонной плоскости;

обогащение по упругости, основанное на разнице траекторий, по которым отбрасываются при падении на поверхность частицы минералов, имеющих различную упругость;

адгезионные процессы обогащения, основанные на различной способности минералов прилипать к жировой или термопластичной поверхности;

комбинированные процессы обогащения, основанные на различии нескольких технологических свойств разделяемых минералов (смачиваемости и плотности, плотности и электромагнитных свойств);

химические методы обогащения, основанные на селективном растворении (выщелачивании) ценных компонентов полезного ископаемого или вредных примесей в нем водными растворами химических реагентов. Химическое обогащение может включать операцию бактериального выщелачивания, осуществляемого с использованием микроорганизмов.

Применение того или иного процесса или метода обогащения зависит от минерального состава полезных ископаемых. Например, для некоторых типов железных руд единственным методом обогащения может быть магнитный. Однако при обогащении сложных поликомпонентных руд все большее развитие получает комбинирование нескольких способов обогащения, в том числе химического, что позволяет комплексно использовать руды, достигнув хорошего разделения минералов с весьма разнообразными физическими, физико-химическими и химическими свойствами.

2.3.3. Вспомогательные процессы обогащения и процессы производственного обслуживания

К *вспомогательным* относятся процессы *обезвоживания* и *обеспыливания* продуктов обогащения путем их *дренирования*, *сгущения*, *фильтрования* и *сушки* для доведения влажности этих

продуктов до установленной нормы, а также процессы *кондиционирования оборотных вод* с целью повторного их использования и *очистки сточных вод* перед сбросом в водоемы.

Предварительное обеспыливание и обесшламливание обычно повышают эффективность основных процессов обогащения; обезвоживание и сушка — эффективность дальнейшей переработки полученных продуктов обогащения; кондиционирование оборотных и очистка сточных вод, обеспыливание выбрасываемых в атмосферу газов — эффективность охраны окружающей среды.

Подготовительные, основные и вспомогательные процессы называются *технологическими*.

Процессы производственного обслуживания обеспечивают непрерывность и стабильность технологических процессов. К ним относятся: внутрифабричный транспорт сырья и продуктов обогащения, водо- и электроснабжение, снабжение сжатым воздухом, технический контроль, механизация, автоматизация и т. п.

2.4. Показатели обогащения полезных ископаемых и их обогатимости

2.4.1. Технологические показатели обогащения

Основными технологическими показателями процесса обогащения полезных ископаемых являются: *извлечение* ценных компонентов в концентраты, *выход* и *качество* продуктов обогащения.

Качество продуктов обогащения определяется содержанием ценных компонентов, вредных примесей, гранулометрическим составом и должно отвечать требованиям, предъявляемым к ним потребителями. Требования к качеству концентратов называются *кондициями* и регламентируются ГОСТами, техническими условиями (ТУ), временными нормами и разрабатываются с учетом технологии и экономики переработки данного сырья, его основных свойств и возможностей технологии обогащения.

Кондициями устанавливаются среднее и минимально или максимально допустимое содержание различных компонентов в конечных продуктах обогащения и, если необходимо, содержание классов определенной крупности в получаемых продуктах или их гранулометрический состав. Например, антрацит, каменные и бурые угли в зависимости от крупности разделяются на классы (по ГОСТ 19242—73) со следующим наименованием и обозначением: 100—200 (300) мм — плитный (П); 50—100 мм — крупный (К); 25—50 мм — орех (О); 13—25 мм — мелкий (М); 6—13 мм — семечко (С); 0—6 мм — штыб; 0—200 (300) мм — рядовой (Р). При этом допускается замена верхнего и нижнего пределов крупности в классах (мм): 100 на 80, 50 на 40, 25 на 20, 13 на 10 и 6 на 5 (8), а также совмещение и получение классов ПК, КО, ОМ, МС при условии соотношения между нижним и верхним пределами не более 1 : 4 в классах ОМСШ, МСШ, СШ. Для наименования классов углей различных марок к условному обозначению класса добавляют наименование марки, например: ГР (0—200) — газовый, рядовой, класс 0—200 мм; АК (50—100) — антрацит, крупный, класс 50—100 мм и др.

Содержание компонентов в исходном полезном ископаемом α , полученных концентратах β и хвостах θ обычно дается в процентах, а содержание драгоценных металлов — в граммах на тонну продукта (г/т).

Если качество продуктов обогащения соответствует кондициям, они называются *кондиционными*.

Выходом продукта обогащения γ называют отношение его массы к массе исходной руды или угля, выраженное в процентах или в долях единицы. Суммарный выход всех продуктов обогащения должен соответствовать выходу исходной обогащаемой руды, принимаемому за 100 %. При разделении обогащаемой руды на два конечных продукта — концентрат (с выходом γ_k) и хвосты (с выходом $\gamma_{хв}$) — это условие записывается равенством:

$$\gamma_k + \gamma_{хв} = 100 \% \quad (2.1)$$

Считая, что количество ценного компонента в руде (100%) равно его суммарному количеству в концентрате ($\gamma_k\beta$) и хво-

стах ($\gamma_{\text{кв}}\theta$), можно составить с учетом равенства (2.1) уравнение баланса компонента по руде и продуктам обогащения:

$$100\alpha = \gamma_{\text{к}} \beta + (100 - \gamma_{\text{к}})\theta. \quad (2.2)$$

Решая уравнение (2.2) относительно $\gamma_{\text{к}}$ (%), получаем зависимость

$$\gamma_{\text{к}} = \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100, \quad (2.3)$$

с помощью которой, зная содержание компонента в руде и полученных концентрате и хвостах, можно вычислить выход концентрата, а затем, используя уравнение (2.1), — определить выход хвостов обогащения.

Если объединяются несколько концентратов, классов или фракций с выходом $\gamma_1, \gamma_2, \dots, \gamma_n$, то суммарный выход объединенного продукта

$$\gamma = \gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n. \quad (2.4)$$

Содержание ценного компонента в нем или в случае угля зольности A^c при этом можно рассчитать по формуле:

$$A^c = \frac{\gamma_1 A_1^c + \gamma_2 A_2^c + \dots + \gamma_n A_n^c}{\gamma_1 + \gamma_2 + \dots + \gamma_n}, \quad (2.5)$$

где $A_1^c, A_2^c, \dots, A_n^c$ — зольность объединяемых продуктов.

Извлечение ε является показателем, обозначающим, какая часть извлекаемого компонента, содержащегося в обогащаемой руде, перешла в концентрат или другой продукт обогащения. Извлечение выражается в процентах, реже в долях единицы, и вычисляется как отношение массы компонента в данном продукте $\gamma_i \beta_i$ к его массе в обогащаемой руде ($100 \alpha_i$).

Извлечение компонента в концентрат составляет (в %)

$$\varepsilon = \frac{\gamma_{\text{к}} \beta}{100 \alpha} 100 = \gamma_{\text{к}} \frac{\beta}{\alpha} \quad (2.6)$$

Если выход концентрата неизвестен, то извлечение (%) компонента в концентрат можно рассчитать по формуле

$$\varepsilon = \frac{\beta}{\alpha} \frac{\alpha - \theta}{\beta - \theta} 100, \quad (2.7)$$

которая получена подстановкой в формулу (2.6) выражения для γ_k из формулы (2.3).

Суммарное извлечение каждого компонента во все полученные конечные продукты обогащения составляет 100 %.

Эффективность процессов обогащения характеризуется также *степенью обогащения*, или *степенью концентрации (K)*, которая определяется как отношение содержания полезного компонента в концентрате к содержанию его в исходной руде:

$$K = \frac{\beta}{\alpha}, \quad (2.8)$$

и показывает, во сколько раз увеличилось содержание ценного компонента в концентрате по сравнению с его содержанием в исходном полезном ископаемом. В свою очередь, *степень сокращения R* показывает, во сколько раз выход полученного концентрата γ_k меньше переработанного полезного ископаемого:

$$R = \frac{100}{\gamma_k} \quad (2.9)$$

Показатели обогащения характеризуют техническое совершенство технологического процесса, принятого на фабрике. Чем выше содержание ценного компонента в концентрате, его извлечение и показатели степени обогащения и сокращения, тем выше эффективность обогащения данного полезного ископаемого.

Для количественной оценки *эффективности обогащения* η полезного ископаемого при разделении его на два продукта обычно используется формула Ханкока—Луйкена:

$$\eta = \frac{\varepsilon - \gamma_k}{100 - \alpha} 100 \quad (2.10)$$

Процесс весьма эффективен, если $\eta > 75$ %, эффективен — при $\eta > 50$ % и неэффективен — при $\eta < 25$ %. Эффективность обогащения полиметаллических руд на практике часто оцени-

вают по суммарному извлечению ценных компонентов руды в одноименные концентраты. Так, при получении из руды трех концентратов

$$\eta = \varepsilon_1 + \varepsilon_2 + \varepsilon_3. \quad (2.11)$$

Для количественной оценки селективности (избирательности) процесса обогащения при проведении исследовательских работ обычно пользуются формулой К.Ф. Белоглазова:

$$\eta = \lg \frac{1}{1 - \varepsilon_1} / \lg \frac{1}{1 - \varepsilon_2}, \quad (2.12)$$

где ε_1 и ε_2 — извлечение разделяемых компонентов в один и тот же концентрат.

Существуют и другие критерии эффективности обогащения полезных ископаемых, используемые обычно при работе систем автоматизации на обогатительных фабриках.

2.4.2. Оценка обогатимости полезных ископаемых

Для оценки обогатимости, характеризующей способность полезных ископаемых к разделению на соответствующие продукты, наиболее широко используют графические методы, основанные на построении кривых обогатимости по результатам фракционного магнитного, гравитационного или флотационного анализа.

В качестве примера в табл. 2.3 приведены результаты фракционного гравитационного анализа угля, графически изображенные на рис. 2.6, *а*. Аналогичным образом получены результаты фракционного магнитного и флотационного анализа, изображенные на рис. 2.6, *б* и *в*. Общепринятые условные обозначения кривых обогатимости следующие:

λ — элементарная кривая распределения золы или металла во фракциях, полученных при различной плотности среды, напряженности магнитного поля или времени флотации. При построении ее на диаграмму наносят сначала прямоугольники, ординаты которых отвечают выходу, а абсциссы — содержанию золы или металла в отдельных фракциях. Затем каждую ординату построенных прямоугольников делят пополам

Результаты фракционного гравитационного анализа угля

Фракция плотности, кг/м ³	Выход фракции γ , %	Зольность фракции A^c , %	Суммарные всплывшие фракции		Суммарные утонувшие фракции	
			γ , %	A^c , %	γ , %	A^c , %
1300	55,9	4,8	55,9	4,8	100	23
1300—1400	9,4	10,1	65,3	5,6	44,1	46,1
1400—1500	7,6	18,6	72,9	6,9	34,7	55,9
1500—1600	3,3	30	76,2	7,9	27,1	66,3
1600—1800	3,1	45,9	79,3	9,4	23,8	71,4
1800	20,7	75,2	100	23	20,7	75,2
ИТОГО	100	22	—	—	—	—
Абсцисса для кривой ρ	—	Абсцисса для кривой λ	Ордината для кривых ρ, β, λ	Абсцисса для кривой β	Ордината для кривой θ	Абсцисса для кривой θ

и через точки на серединах ординат проводят плавную кривую так, чтобы площади треугольников, образующихся при построении кривой в пределах каждой фракции, были равны (см. рис. 2.6, а);

β — зависимость между суммарным выходом всплывших или извлеченных магнитной сепарацией или флотацией фракций (концентрата) и содержанием в них золы или железа;

θ — зависимость между суммарным выходом утонувших или неизвлеченных магнитной сепарацией или флотацией фракций (хвостов) и содержанием в них железа;

ρ — зависимость между суммарным выходом всплывших или извлеченных магнитной сепарацией или флотацией фракций и условиями разделения: плотностью, напряженностью магнитного поля или продолжительностью флотации.

При правильном построении кривых обогатимости конечная точка кривой β и начальная точка кривой θ лежат на прямой, которая параллельна оси ординат и проходит через точку на оси абсцисс, отвечающей зольности или содержанию металла в исходной пробе; начальные точки кривых β и λ , и конечные точки кривых θ и λ совпадают.

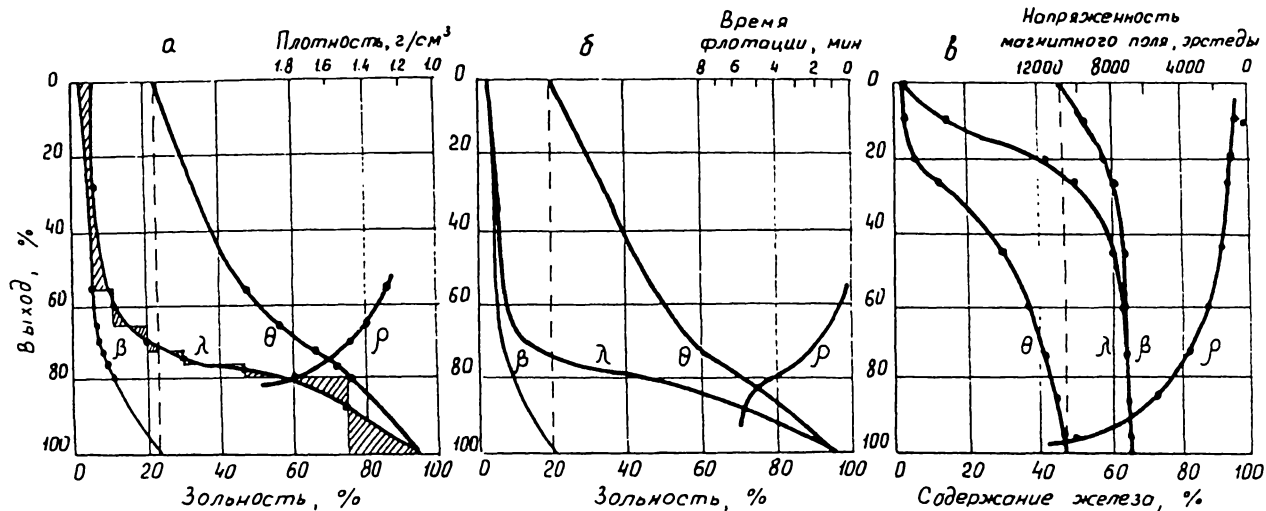


Рис. 2.6. Кривые обогатимости:

а — угля крупностью $-100 +13$ мм методом гравитации; б — угля крупностью $-0,5 +0$ мм методом флотации; в — железной руды методом магнитной сепарации

С помощью кривых обогатимости устанавливают теоретически возможные выходы продуктов обогащения при заданной зольности или содержании металла в них, определяют теоретические условия, например, раздельного обогащения угля нескольких классов крупности с целью определения наибольшего возможного выхода общего концентрата, находят теоретическую плотность, напряженность магнитного поля или продолжительность флотации при разработке технологии обогащения полезных ископаемых.

2.4.3. Уровень комплексности использования сырья

Уровень комплексности использования сырья в настоящее время характеризуют системой показателей, отражающих как результаты комплексного использования сырья в каждом конкретном случае, так и специфику самого сырья. К ним относятся: содержание ценных компонентов в продуктах обогащения, их извлечение в одноименные и потери в разноименные концентраты, степень комплексности и полнота использования сырья.

Условно-обобщающий коэффициент комплексности использования сырья представляет собой отношение стоимости извлеченных компонентов к стоимости ценных компонентов в сырье по единым ценам. *Фактический коэффициент комплексности* отражает достигнутый уровень извлечения ценных компонентов из перерабатываемого сырья за данный период. *Потенциальный коэффициент комплексности* оценивают отношением стоимости ценных компонентов, извлечение которых экономически целесообразно в ближайший перспективный период, к стоимости ценных компонентов в сырье при оптимальной полноте их извлечения. Разность между потенциальным и фактическим коэффициентами комплексности характеризует экономически обоснованные резервы использования минерального сырья.

2.5. Технологические схемы обогащения

Технологической схемой обогащения называют графическое изображение последовательности технологических операций при обогащении полезных ископаемых.

Ее разновидностями (рис. 2.7 и 2.8) в зависимости от характера приводимой на схеме информации являются:

качественная схема (рис. 2.7, а), содержащая информацию о качественных изменениях полезного ископаемого в процессе его переработки (например, изменении крупности) и режиме осуществления отдельных технологических операций;

количественная схема (рис. 2.7, б), содержащая количественные данные о распределении полезного ископаемого и его ценных компонентов по отдельным технологическим операциям в единицах массы (т/сут, т/ч) и в процентах от исходной руды, количество которой принимается за 100 %;

водно-шламовая схема (рис. 2.8, а), содержащая данные о количестве воды ($\text{м}^3/\text{сут}$, $\text{м}^3/\text{ч}$) и твердого (т/сут, т/ч) в каждой операции и продуктах обогащения. Количество воды на схеме может указываться также в виде соотношения массовых количеств жидкого и твердого (Ж : Т), в виде удельного расхода жидкого на единицу твердого ($\text{м}^3/\text{т}$) и в процентах (массовых);

схема цепи аппаратов (рис. 2.8, б), представляющая собой графическое изображение пути движения полезного ископаемого и продуктов его обогащения через аппараты, начиная с поступления полезного ископаемого на фабрику и кончая выдачей товарных концентратов и отвальных хвостов. При этом аппараты, машины и транспортные средства изображают условно с указанием их числа, типа и размера. Движение продуктов от агрегата к агрегату обозначается стрелками.

Качественная, количественная и водно-шламовая схемы могут изображаться с помощью условных обозначений как отдельно, так и в совмещенном виде на одном чертеже. Наиболее часто используемая *качественно-количественная* схема совмещает в себе данные качественной и количественной схем обогащения.

Технологическая схема, предусматривающая комбинирование операций обогащения и металлургии или химии при переработке полезных ископаемых называется *комбинированной схемой*.

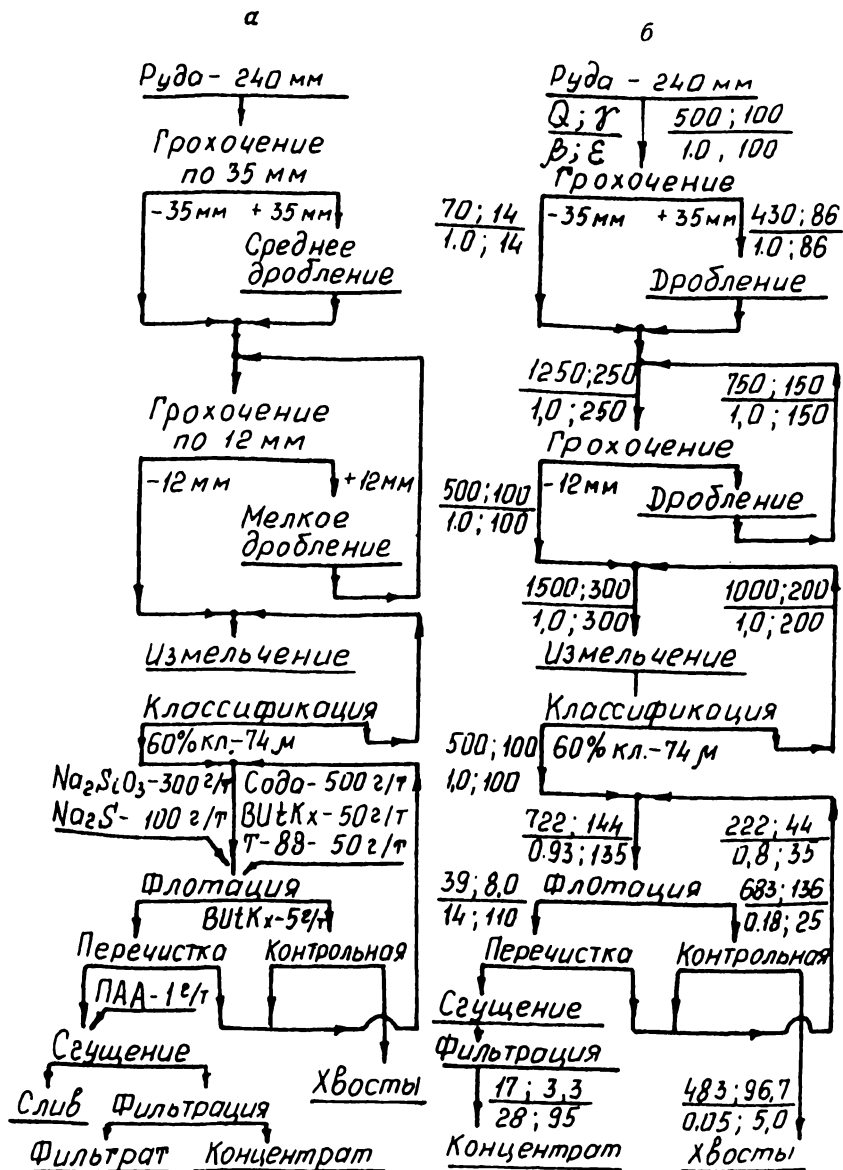


Рис. 2.7. Качественная (а) и количественная (б) технологические схемы обогащения полезных ископаемых:

Q — производительность фабрики, т/ч; γ — выход продукта. β — содержание извлекаемого компонента, %; ε — извлечение компонента, %

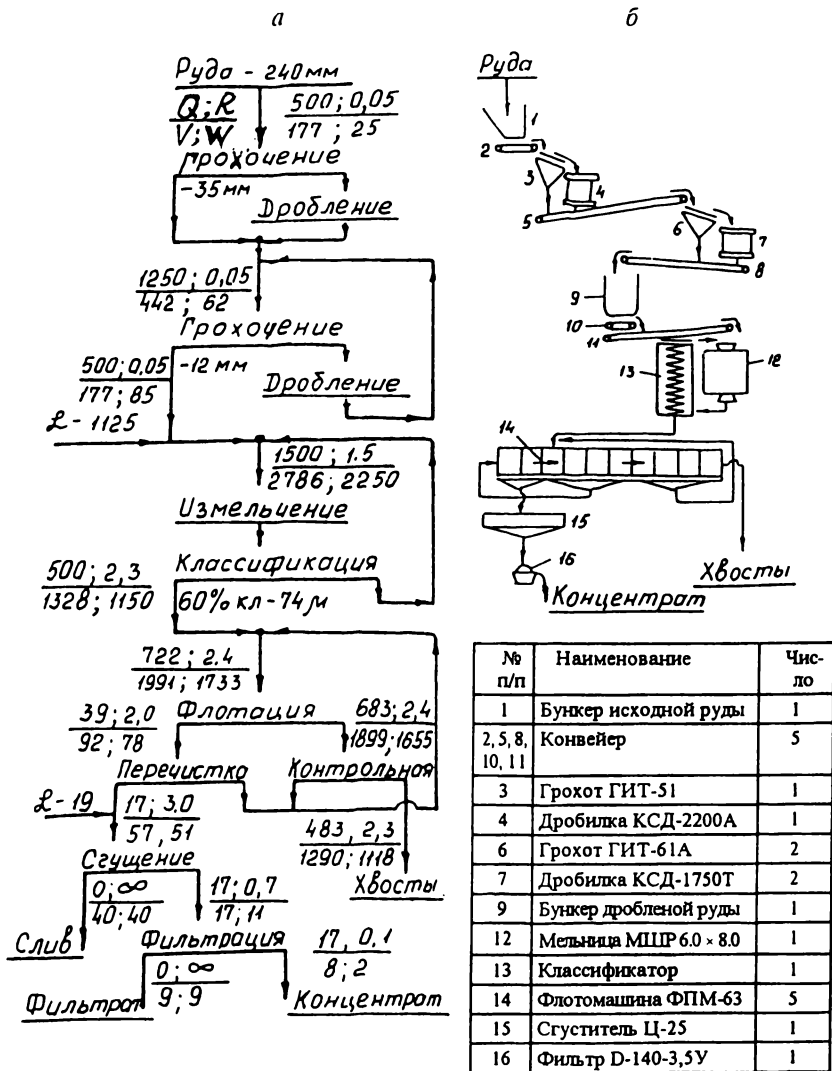


Рис. 2.8. Водно-шламовая технологическая схема (а) и схема цепи аппаратов (б):

Q — производительность фабрики, т/ч; R — соотношение жидкой (Ж) и твердой (Т) фаз в пульпе; V — объем пульпы, м³/ч; W — объем воды в пульпе, м³/ч; Z — объем свежей воды, добавляемой в пульпу, м³/ч

Осуществить подготовку руды к обогащению и ее обогащение с получением конечных продуктов в один прием обычно не удастся: получаемые концентраты в процессе одной операции еще недостаточно богаты, а хвосты — недостаточно бедны. Повторные операции обогащения называются *перечистными*, если они применяются к полученным концентратам, и *контрольными*, если применяются к хвостам предыдущих операций обогащения (см. рис. 2.7 и 2.8). Получаемые в ходе перечистных и контрольных операций продукты называются промежуточными, или промпродуктами, и направляются в предыдущую технологическую операцию или перерабатываются отдельно. Операции дробления и измельчения называются *стадиями*. При одностадийном дроблении или измельчении исходный продукт доводится до необходимой для последующего измельчения или обогащения крупности в один прием: при двухстадийном — в два последовательных приема и т.д. При наличии между стадиями операций обогащения схема называется *схемой стадийного обогащения*.

Часть 2

**ПРОЦЕССЫ
И АППАРАТЫ
ДЛЯ ПОДГОТОВКИ
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ
К ОБОГАЩЕНИЮ**

3.1. Классификация процессов разделения по крупности и их технологическое назначение

Грохочение и классификация являются основными процессами разделения сыпучих материалов на продукты различной крупности, называемые классами крупности.

Грохочение — процесс разделения зернистого материала на классы крупности путем просеивания его через одно или несколько сит или решет с калиброванными отверстиями. Остающийся на сите материал называют *надрешетным*, или *верхним*, а прошедший через отверстия сита — *подрешетным*, или *нижним*, продуктами. При осуществлении грохочения в воздушной среде оно называется *сухим*, в водной среде — *мокрым*. В обоих случаях грохочение осуществляется в аппаратах, называемых *грохотами*.

Классификацией называется процесс разделения материала на классы крупности по скоростям падения зерен в жидкой или газообразной среде под действием силы тяжести (в гравитационном поле), центробежной силы (в центробежном поле) или при одновременном действии этих сил. В отличие от грохочения, разделяющего материал по крупности, классификация делит материал по *равнопадаемости*, т. е. каждый класс, полученный при классификации, содержит крупные зерна легких минералов и мелкие зерна тяжелых минералов, имеющие одинаковые скорости падения в среде. Если классификация осуществляется в водной среде, она называется *гидравлической*, если в воздушной среде — *пневматической*.

Гидравлическую классификацию производят в *классификаторах*, пневматическую — в *воздушных сепараторах*. При разделении на два класса крупный продукт называют *песка-*

ми, а мелкий — *сливом* (при гидравлической классификации) или *тонким продуктом* (при пневматической классификации).

Грохочению может подвергаться материал крупностью от 1200 до 0,05 мм, классификации — не крупнее 10—13 мм, чаще не более 3—4 мм. В зависимости от величины наибольших кусков в исходном питании и размера отверстий в просеивающих поверхностях различают крупное, среднее, мелкое, тонкое и особо тонкое грохочение. *Крупному* грохочению подвергается обычно материал крупностью $-1200 +0$ мм на колосниковых решетках с отверстиями от 300 до 100 мм; *среднему* грохочению — материал крупностью $-350 +0$ мм на решетках и решетах с отверстиями от 75 до 25 мм; *мелкому* грохочению — материал крупностью $-75 +0$ мм на решетках и ситах с отверстиями от 25 до 6 мм; *тонкому* грохочению — материал крупностью $-10 +0$ мм на ситах с отверстиями от 5 до 0,5 мм; *особо тонкому* грохочению (например, при сортировке абразивов и шлифовальных порошков) — материал до 0,5 мм на специальных ситах.

При грохочении на три и более класса последовательность их выделения в зависимости от расположения сит на грохоте может быть от крупного к мелкому, от мелкого к крупному классам, а также комбинированная. Классификация основана на выносе движущимися водными или воздушными потоками мелких частиц. В производственных условиях идеально точное разделение по крупности обычно не достигается. Так, при грохочении часть зерен размером менее отверстий сита остается в надрешетном продукте, а при классификации происходит не только засорение крупных продуктов более мелкими зернами, но и тонких продуктов зернами крупностью, превышающей размер, по которому осуществляется разделение.

Процессы разделения по крупности имеют важное значение при обогащении полезных ископаемых. По техническому назначению, например, грохочение может быть:

- *самостоятельным*, или окончательным, когда оно используется для выделения продуктов заданной крупности (стандартных классов крупности угля, антрацита, строительных материалов, крупнокусковой железной руды и др.), представляющих собой готовые товарные продукты (сорта), отправляе-

мые непосредственно потребителю. Такую операцию грохочения называют также механической *сортировкой*;

- *подготовительным*, когда грохочение используется для разделения материала на несколько классов крупности, с целью раздельной их обработки, иногда разными методами обогащения;

- *вспомогательным*, когда грохочение используется в технологических схемах дробления и измельчения для выделения готового по крупности продукта. При этом грохочение называется *предварительным*, если используется перед операцией дробления, и *проверочным*, или *контрольным*, — если применяется после операции дробления;

- *избирательным*, когда грохочение используется для разделения материала на различные классы, отличающиеся не только по крупности, но и по содержанию ценных компонентов, качеству или твердости;

- *обезвоживающим*, когда грохочение используется для отделения воды или тяжелой суспензии от продуктов обогащения или обесшламливания материала перед его дальнейшим обогащением.

Гидравлическая и пневматическая классификация также может быть самостоятельной, подготовительной или вспомогательной операцией. В качестве самостоятельной гидравлическая классификация используется, например, при отделении крупнозернистого материала от илистых и глинистых частиц; в качестве подготовительной — при необходимости раздельного обогащения каждого класса крупности гравитационными или другими методами; в качестве вспомогательной — в схемах измельчения руд для выделения из измельченного продукта зернистого материала, требующего доизмельчения.

3.2. Грохочение

3.2.1. Закономерности и эффективность грохочения

Основным показателем грохочения является его эффективность E_r (%), характеризующая точность разделения материала по крупности. Численно она определяется отношением

количества подрешетного продукта к общему количеству его в исходном продукте, т. е. представляет собой извлечение нижнего класса в подрешетный продукт.

Если обозначим через α , β и θ содержание нижнего класса соответственно в исходном, подрешетном и надрешетном продуктах, то на основании уравнения (2.7) эффективность грохочения можно рассчитать по следующей формуле:

$$E_r = \frac{\beta \alpha - \theta}{\alpha \beta - \theta} 100. \quad (3.1)$$

В случае, когда зерна крупнее заданного размера не попадают в подрешетный продукт и $\beta = 100\%$, получаем:

$$E_r = \frac{\alpha - \theta}{\alpha(100 - \theta)} 10^4 \quad (3.2)$$

При грохочении сыпучего материала эффективность грохочения зависит от продолжительности отсева t :

$$1 - E_r = e^{-Kn} \quad (3.3)$$

где e — основание натуральных логарифмов; K и n — параметры, характеризующие грохотимость материала.

Поэтому увеличение производительности грохота, приводящее к уменьшению продолжительности отсева материала, сопровождается понижением эффективности грохочения.

На эффективность грохочения значительное влияние оказывают также гранулометрический состав и влажность исходного материала, размер и форма отверстий сит на грохоте, частота и амплитуда колебаний просеивающей поверхности, угол наклона сита и угол подбрасывания материала, способ грохочения.

Эффективность грохочения возрастает с увеличением содержания подрешетного продукта в исходном материале и при значениях его 60—80% становится максимальной. Наличие в исходном материале так называемых «трудных» зерен, имеющих размер, близкий к размеру отверстия сита, и вызывающих их забивку, понижает эффективность грохочения.

Влажность исходного материала (содержание внешней влаги) весьма значительно ухудшает эффективность грохочения,

особенно мелких материалов. Для повышения ее при грохочении глинистых влажных материалов применяют их подсушку горячим воздухом или подогрев сит токами высокой частоты. Однако при повышенном содержании влаги в исходном материале мелкие зерна слипаются в крупные агрегаты и разделить их при сухом грохочении с достаточной эффективностью не удастся. В таких случаях предусматривается мокрое грохочение, при котором вода подается на грохот вместе с исходным материалом.

При оценке эффективности грохочения углей рекомендуется пользоваться номограммой, учитывающей производительность грохота, засорение надрешетного продукта нижним классом, содержание нижнего класса в исходном материале и размер отверстий сита. При этом производительность грохотов уменьшается прямо пропорционально размеру отверстий просеивающей поверхности.

Производительность грохотов в общем случае зависит от удельной нагрузки ($6—25$ т/м²·ч), площади сита, насыпной плотности материала и коэффициентов, учитывающих влажность исходного материала, режим работы грохота, размер и форму отверстий просеивающей поверхности.

3.2.2. Просеивающие поверхности

В качестве рабочих просеивающих поверхностей в производственных условиях применяются колосниковые решетки, штампованные, литые и сварные решета, проволочные и резиновые сита (рис. 3.1).

Просеивающие поверхности характеризуются *коэффициентом живого сечения* S_c — отношением площади отверстий сита (площади живого сечения) к общей его площади. Сита с мелкими ячейками принято характеризовать их *плотностью* K_c , %, т. е. отношением площади, занимаемой проволокой, к общей площади сита:

$$K_c = 100 - S_c. \quad (3.4)$$

В зависимости от величины K_c различают сита малой (до 25 %), нормальной (25—50 %), большой (50—75 %) и особенно большой (свыше 75 %) плотности. Чем меньше плотность

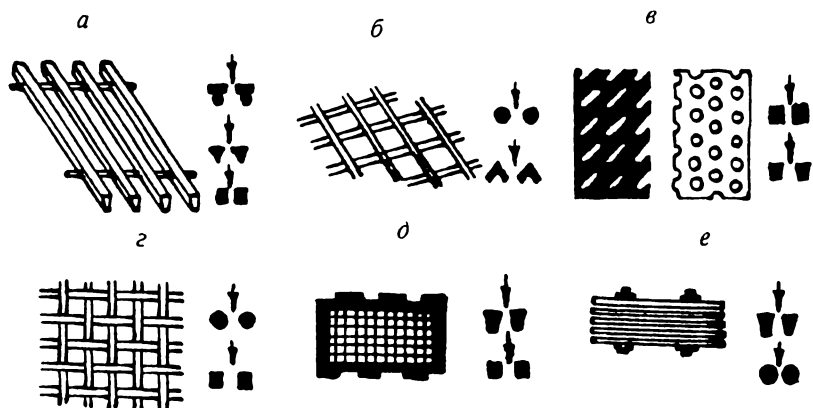


Рис. 3.1. Просеивающие поверхности грохотов:

a — металлические шелевидные или колосниковые решетки (живое сечение 40—70 %);
б — сварные металлические решета (живое сечение 50—70 %); *в* — металлические штампованные сита и решета (живое сечение 35—40 %); *г* — тканые сита из металлической проволоки, синтетического волокна или комбинированные (живое сечение 40—60 %);
д — литые секционные резиновые или синтетические сита (живое сечение 40—70 %);
е — шпальтовые металлические сита (живое сечение 8—40 %);

сетки, тем больше ее живое сечение, выше эффективность грохочения и производительность, однако прочность и срок службы меньше, чем у сеток большей плотности.

Преимущественно для крупного, а также среднего грохочения (по крупности от 50 до 300 мм) применяются *колосниковые решетки* (рис. 3.1, *a*). Они набираются из колосников, параллельно скрепленных между собой со строго определенными зазорами, от величины которых зависит максимальный размер зерен подрешетного продукта. Ширина зазора между колосниками обычно бывает не менее 50 мм. Наилучшим профилем сечения колосников является трапецевидный, так как при прохождении через расширяющуюся щель зерна не заклиниваются в ней. Простота изготовления, повышенная прочность и большой срок службы колосниковых решеток обуславливают широкое их распространение, особенно при крупном грохочении.

Для среднего и мелкого грохочения (по крупности от 10 до 100 мм) применяют сварные (рис. 3.1, *б*) и штампованные (рис. 3.1, *в*) *решета*, представляющие собой перфорированные листы. Круглые, овальные, квадратные, прямоугольные или

щелевидные отверстия располагают в решетке параллельными рядами, в шахматном порядке или «в елочку». Срок службы штампованных металлических решет составляет 4—6 месяцев. Для повышения долговечности их гуммируют или полностью изготавливают из резины или резиноподобных полимерных материалов. Например, при переработке абразивных горных пород применяют литые резиновые решета преимущественно с квадратными отверстиями размером от 15 до 35 мм. Срок их службы в 10—20 раз больше, по сравнению с металлическими. Основные преимущества перфорированных решет — жесткость и большой срок службы; основной недостаток — малое живое сечение, величина которого редко превышает 40 %.

Для мелкого и среднего грохочения наиболее часто применяют тканые, плетеные, шпальтовые и струнные сита.

Тканые и плетеные сита (рис. 3.1, з) изготавливают преимущественно с квадратными и прямоугольными отверстиями размером от 100 до 0,04 мм из стальной, бронзовой, медной или никелевой проволоки. В операциях мелкого грохочения используют сита из частично рифленой или сложно рифленой проволоки. Основными достоинствами проволочных сит, по сравнению с решетками, являются большое живое сечение их и малая масса. В последние годы все большее применение находят сита (рис. 3.1, д) из резины и различных полимерных материалов (например, капроновые, капроталевые, резиновые, полиуретановые и другие сита), срок службы которых в несколько раз больше металлических.

При мелком и иногда тонком грохочении широко применяют *шпальтовые сита* (рис. 3.1, е), представляющие собой щелевидные сита, набираемые из проволоки круглого или стержневого трапециевидного сечения с шириной щелевидных отверстий в свету от 0,25 до 16 мм. Шпальтовые сита изготавливают обычно из нержавеющей стали, и срок службы их составляет 2—3 месяца.

При грохочении материалов с содержанием значительно количества глинистого материала повышенной влажности находят применение *струнные сита*, просеивающая поверхность которых образуется из стальной проволоки или резиновых нитей, натянутых по всей длине грохота. Постоянство

размеров щелей просеивающей поверхности обеспечивается установкой поперечных резиновых гребенчатых планок или промежуточных стержней.

Для отсева материалов с повышенной влажностью производят также ряд *сит специальных конструкций*. Эффективность отсева на них достигается в основном вследствие самоочистки ячеек при колебаниях элементов сита относительно друг друга. Сита могут быть набраны, например, из расположенных в одной плоскости двух проволочных систем, независимых друг от друга, но скрепленных между собой виброэлементами из резинометаллического соединения. Свободные колебания проволок и систем относительно друг друга предотвращают залипание просеивающей поверхности.

3.2.3. Конструкции грохотов

К настоящему времени предложено и используется большое число различных конструкций грохотов. Различие их заключается в способе разрыхления и передвижения материала на просеивающей поверхности.

Известные конструкции грохотов можно разделить на две большие группы: неподвижные и механические. К *неподвижным* грохотам относятся колосниковые, дуговые, плоские гидравлические, конические, цилиндрические и вертикальные; к *механическим* — валковые, барабанные, плоские качающиеся, гирационные (полувибрационные), инерционные, самобалансные, резонансные и электровибрационные.

Грохоты неподвижного типа

Неподвижные колосниковые грохоты представляют собой колосниковые решетки (рис. 3.2, а), устанавливаемые под углом $30—25^\circ$ при грохочении углей и $40—45^\circ$ при грохочении руд. Ширина грохота обычно равна двум-трем размерам максимального куска исходной руды, а длина — удвоенной ширине грохота. Исходный материал загружается в верхнюю часть решетки и движется вниз самотеком. При этом мелочь частично проваливается через зазоры между колосниками. Для увеличения производительности и эффективности грохочения, особенно глинистых и влажных руд, применяют решетки

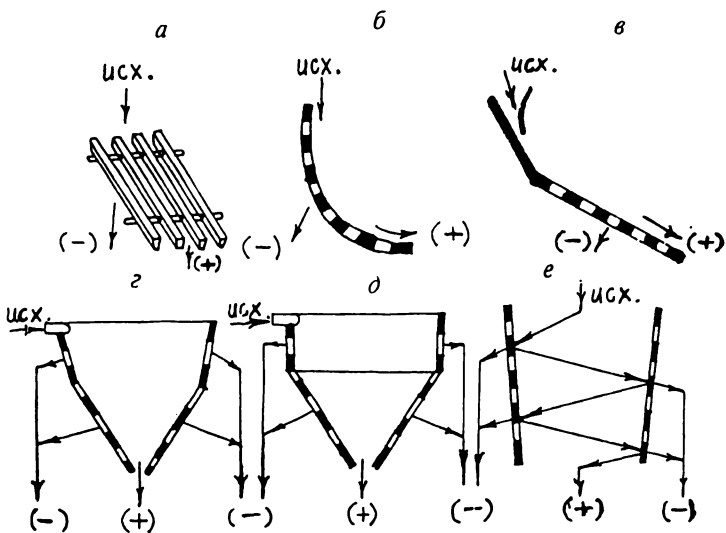


Рис. 3.2. Схемы грохочения на неподвижных колосниковых (а), дуговых (б), плоских гидравлических (в), конических (г), цилиндрических (д) и вертикальных (е) грохотах

с консольно-закрепленными колосниками, вибрирующими при движении материала, что обеспечивает самоочистку просеивающей поверхности.

Преимуществами колосниковых грохотов являются: простота устройства и обслуживания, отсутствие энергозатрат, возможность изготовления на предприятиях из самых разнообразных материалов (старых рельсов, балок и др.), возможность загрузки непосредственно из автомашин, железнодорожных вагонов, шахтных скипов. Недостатком их является низкая эффективность грохочения, обычно не превышающая 50—60 %. Поэтому неподвижные колосниковые грохоты используют обычно для выделения наиболее крупных классов и в тех случаях, когда низкая эффективность грохочения, (например, перед первой стадией дробления) не оказывает существенного влияния на эффективность последующих процессов переработки полезного ископаемого.

Дуговые грохоты (рис. 3.2, б) предназначены для мокрого грохочения тонкого и мелкого материала крупностью от 0,1

до 2,5 мм. Пульпа в них подается по касательной к шпальтовому сити грохота под небольшим напором. Возникающая при этом центробежная сила способствует эффективному выделению воды и мелкого продукта через щелевые отверстия сита, которые при обезвоживании продукта располагаются вдоль, а при грохочении — поперек потока пульпы. В последнем случае крупность частиц подрешетного продукта примерно в 2,5 раза меньше ширины щелей сита. Для повышения эффективности грохочения некоторые конструкции дуговых грохотов снабжены ударными устройствами или вибраторами (например, грохоты типа «Рапифайн») с частотой встряхивания сита 5—20 раз в минуту. Дуговые грохоты отличаются простотой устройства, большой удельной производительностью и высокой (до 90 %) эффективностью грохочения при больших колебаниях содержания твердого в пульпе (от 7 до 70 %). Недостатком дуговых грохотов является быстрый износ сеток, особенно на абразивных пульпах.

Плоские гидравлические грохоты (рис. 3.2, в), или гидрогрохоты, предназначены для грохочения в потоке пульпы измельченных рудных материалов и углей крупностью до 3 мм (на гидравлических ситах) и для мокрой классификации углей на машинные классы (на гидравлических грохотах типа «Луганец»). Исходная пульпа подается сверху.

При тонком грохочении сито устанавливается под углом 45—55° к горизонту и обычно оборудовано ударным механизмом, чтобы исключить забивание отверстий сита. Эффективность грохочения при этом составляет 50—70 %. Гидрогрохот «Луганец» входит в состав комплекса для подготовки угля по крупности перед его обогащением.

Конические (рис. 3.2, г) и *цилиндрические* (рис. 3.2, д) грохоты по принципу действия аналогичны дуговым. Просеивающая их поверхность выполнена из шпальтовых сит с размером щели 0,5—1,0 мм. Пульпа подводится под некоторым напором по касательной к верхней конической или цилиндрической части грохота, получает вращательное движение и по спирали перемещается к вершине конической части, где разгружается через патрубок. Подрешетный продукт разгружается во внешний кожух грохота и выводится через патрубок в днище грохота.

Вертикальные грохоты (рис. 3.2, е) представляют собой установленные на резиновом основании вертикально и близко друг к другу два плоских сита. Исходный мелкий материал поступает в пространство между ними и за счет вибраций грохота отклоняется то на одно, то на другое сито. Вибрация создается эксцентриковым или дебалансным приводом. Ширина щелей у сит и угол их наклона выбираются в зависимости от крупности обрабатываемого материала. Достоинствами грохотов являются довольно высокая удельная производительность за счет больших ускорений материала при грохождении, почти полное предотвращение забивания сит и возможность разделения по крупности влажного слипшегося материала. Недостатком грохотов является высокая нагрузка на сито и, следовательно, сильный износ ситовой поверхности.

Грохоты механического типа

Все грохоты механического типа делятся на легкие, средние и тяжелые, предназначенные для грохождения материалов с насыпной плотностью соответственно 1,0; 1,6 и более 2,5 т/м³. В соответствии с действующим стандартом различные типы грохотов обозначаются буквами и цифрами. Первая буква Г обозначает грохот; вторая буква характеризует исполнение: Г — гиравационный или гидрогрохот, И — инерционный, С — самобалансный, Р — резонансный, К — конический, Ц — цилиндрический; третья буква определяет тип грохота: Д — двухкоробный, Л — легкого типа, С — среднего типа, Т — тяжелого типа. Первая цифра числового обозначения характеризует ширину корпуса грохота: 3 — 1250 мм, 4 — 1500 мм, 5 — 1750 мм, 6 — 2000 мм, 7 — 2500 мм, 8 — 3000 мм; вторая цифра — число сит. Например, ГИЛ-52 — грохот инерционный легкого типа с шириной корпуса 1750 мм, двухситный.

Валковые грохоты состоят из ряда параллельных валков, вращающихся по ходу движения материала. Ведущий валок, соединенный цепной передачей с приводом и другими валками, находится в средней части рамы грохота, наклоненной под углом 12—15°

На валки насажены или отлиты вместе с ними эксцентричные диски, фигурные симметричные сферические треугольни-

ки или эллипсовидные насадки, образующие просеивающую поверхность с квадратными отверстиями 50, 75, 100, 125, 150 мм. Грохоты нашли применение при грохочении углей, известняков и других неметаллических ископаемых крупностью до 300 мм.

Барабанные грохоты имеют цилиндрическую или коническую просеивающую поверхность из перфорированных стальных листов или сетки. Ось цилиндрического барабана наклонена к горизонту под углом $4\text{--}7^\circ$, ось конического — горизонтальна. Исходный материал крупностью до 300—500 мм подается внутрь вращающегося барабана. Если материал необходимо рассеять на несколько классов крупности, барабан по длине собирается из ряда секций с разными отверстиями, увеличивающимися к разгрузочному концу. Барабанные грохоты широко применяются, например, для промывки и грохочения руд россыпных месторождений благородных и редких металлов. Достоинствами их являются: простота конструкции, спокойная, бесшумная работа, простота обслуживания и надежность в работе; возможность мокрого грохочения сильноглинистых крупнокусковых материалов. К недостаткам грохотов следует отнести низкую удельную производительность и невысокую эффективность грохочения.

Плоские качающиеся грохоты (рис. 3.3, а) устанавливаются под углом $\alpha = 8\div 12^\circ$ к горизонту на упругих опорах или подвешиваются на специальных упругих подвесках и приводятся в возвратно-поступательное движение от эксцентрикового механизма. При этом величина хода и траектория движения короба не зависят от скорости вращения приводного вала и загрузки грохота. Исходный материал крупностью от 1 до 350 мм (оптимальная крупность 40—50 мм) загружается в верхнюю часть короба и за счет сил инерции перемещается к его разгрузочному концу. Грохоты применяются главным образом для грохочения и обезвоживания угля и других неметаллических полезных ископаемых.

Гириационные (полувибрационные) (рис. 3.3, б) грохоты в подвесном и в опорном исполнении характеризуются круговым движением короба с ситом в вертикальной плоскости, вызываемым эксцентриковым валом. При этом сито грохота,

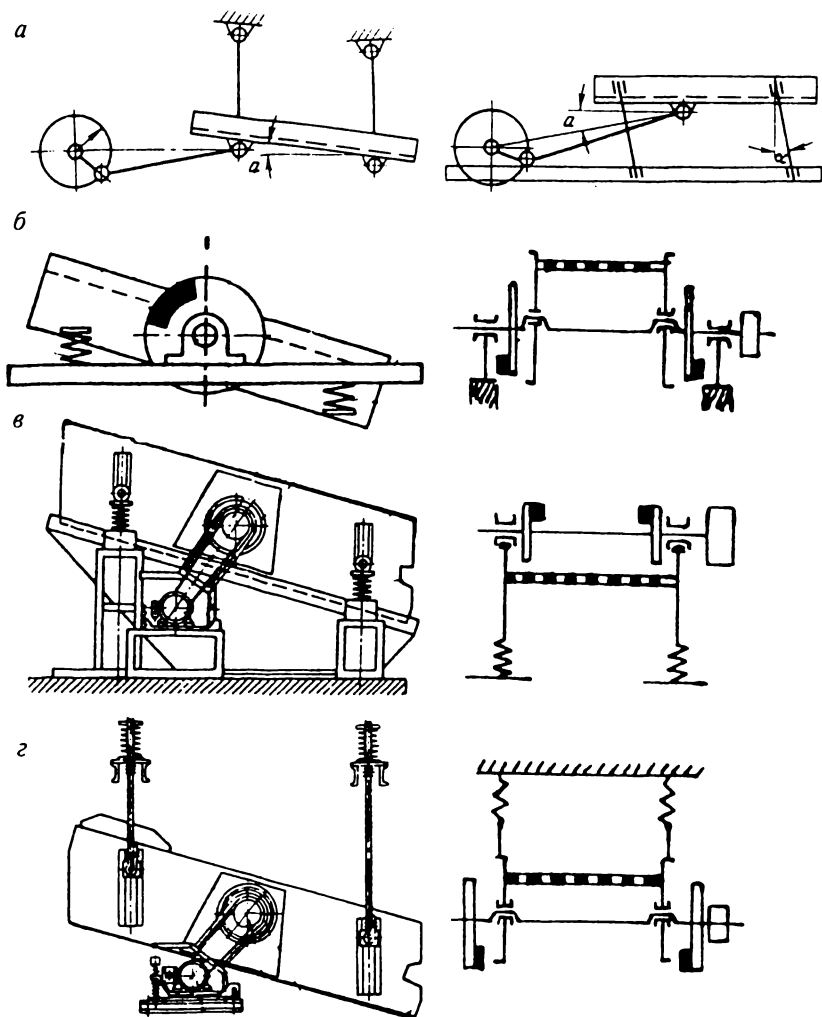


Рис. 3.3. Кинематические схемы грохотов: *a* — плоских качающихся; *б* — гиращонного; *в* — инерционного с простым дебалансом; *з* — инерционного самоцентрирующегося

устанавливаемого наклонно под углом 20—30° к горизонту, остается параллельным самому себе в течение всего оборота вала. В результате такого движения короба материал на сите встряхивается, разрыхляется и продвигается вниз по уклону сита, подвергаясь рассеву.

Для уравнивания центробежных сил инерции, возникающих от массы короба, на валу закрепляются маховики с контргрузами. Независимость амплитуды колебаний полуциклонных грохотов от величины загрузки позволяет применять их для грохочения материала крупностью от 1 до 400 мм в тяжелых условиях с высокой производительностью. Недостатком данных грохотов является сложность их конструкции.

Инерционные грохоты (рис. 3.3, в, г) в подвесном и опорном исполнении совершают колебания под действием неуравновешенных масс дебалансов, устанавливаемых на валу. При вращении вала и дебалансов возникают центробежные силы инерции, в результате короб грохота, устанавливаемого под углом до 25° к горизонту, описывает эллиптическую траекторию.

Зависимость амплитуды колебаний от величины загрузки короба и связанные с этим колебания оси вращения вала являются недостатками инерционных грохотов с простым дебалансом (см. рис. 3.3, в). В инерционных самоцентрирующихся грохотах (см. рис. 3.3, г), в отличие от грохотов с простым дебалансом, используется вал с эксцентриковыми заточками, диаметрально противоположно которым расположены дебалансные грузы маховиков, уравнивающие центробежную силу инерции короба при вращении вала. При этом ось вала будет неподвижна в пространстве, а короб будет описывать круговые движения вокруг оси. Инерционные грохоты обоих типов отличаются простотой конструкции, надежностью в работе, высокой производительностью и эффективностью при грохочении различных типов минерального сырья крупностью обычно до 160 мм.

В *самобалансных* грохотах (рис. 3.4, а) подвесного или опорного исполнения в качестве приводного механизма используется самобалансный вибратор, устанавливаемый над ситом грохота. Вибратор состоит из двух одинаковых дебалансов,

вращающихся на параллельных валах в противоположные стороны с одинаковой скоростью. При любом положении грузов вибратора силы вдоль оси II—II взаимно уравниваются как силы, противоположно направленные и равные по величине, а действуют только силы вдоль оси I—I. Поэтому вибратор сообщает коробу прямолинейные колебания под углом к плоскости сита, которые вызывают движение материала по ситы. Недостатком самобалансных грохотов является сложность конструкции вибратора. Достоинства — малая высота, высокая эффективность и производительность при грохочении. Они применяются для грохочения влажных и глинистых материалов и рассева агломерата.

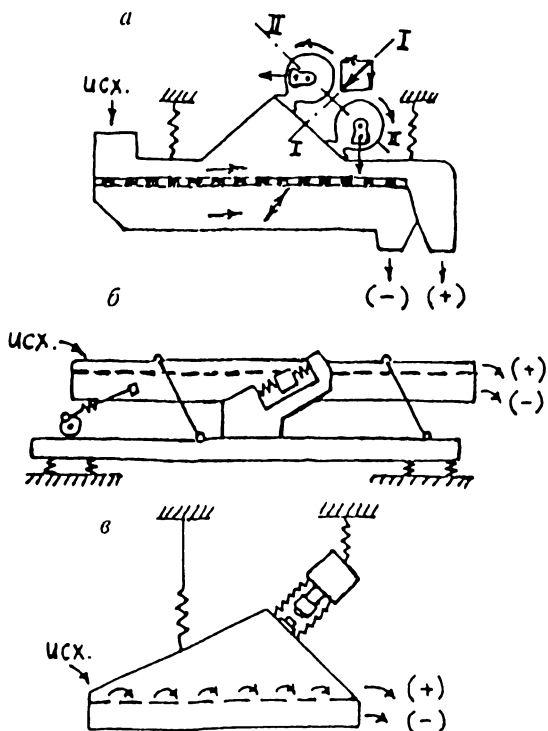


Рис. 3.4. Схемы самобалансного (а), резонансного (б) и электровибрационного (е) грохотов

Резонансные грохоты (рис. 3.4, б) состоят из двух колеблющихся масс: горизонтального короба с ситами и подвижной рамы, удерживаемых и связанных между собой пружинами и амортизаторами. Короб получает колебания от эксцентрикового механизма, укрепленного на раме. Так как короб и рама соединены между собой пружинами, то колебания передаются также и подвижной раме. При этом короб и рама движутся в противоположные стороны, совершая прямолинейные колебания.

Центр тяжести системы остается неподвижным, а амплитуда колебаний короба и рамы определяется величиной их масс, которые подбирают таким образом, чтобы система работала в резонансном режиме, обеспечивающем минимальный расход энергии. Достоинствами резонансных грохотов являются их динамическая уравновешенность, большая просеивающая поверхность и производительность, высокая эффективность. Недостаток — сложность конструкции, наладки и регулировки. Они применяются для грохочения и обезвоживания углей, дешламации, отделения суспензии и отмывки утяжелителя.

У *электровибрационных* грохотов (рис. 3.4, в) используется электромагнитный вибратор с большой частотой и малой амплитудой колебаний, приводящий в движение упругую систему грохота, короб, раму, просеивающую поверхность.

Производительность и эффективность работы грохотов любой конструкции зависят прежде всего от их механического состояния, правильности монтажа и наладки, характеристики материала и тщательности обслуживания.

Обязательными условиями эффективной работы грохотов являются: равномерное питание их исходным материалом во времени и по ширине; правильное и равномерное натяжение, хорошее состояние и чистота сит; правильное направление вращения вала грохота; своевременная смазка и нормальный нагрев подшипников, исправность всех частей грохота.

Очистку отверстий сит от посторонних предметов и застрявших зерен материала производят с помощью щеток, деревянных молотков, сжатого воздуха, ультразвука. Пуск и остановка грохота допускается только при отсутствии материа-

ла на сите, а ремонт — после остановки грохота. При грохо-чении пылящих материалов грохот должен иметь тщательную герметизацию и исправную вентиляционную систему.

3.3. Классификация

3.3.1. Теоретические основы классификации

Классификация происходит в условиях свободного или стесненного падения зерен. *Свободное* падение представляет собой движение единичных зерен в среде, исключаяющей их взаимное воздействие друг на друга. Под стесненным падением понимается движение множества зерен в виде такой массы, когда помимо гравитационных сил и сил сопротивления среды на движение зерен оказывает влияние динамическое воздействие непрерывно сталкивающихся окружающих зерен.

Скорость свободного падения зерна определяется соотношением силы тяжести, подъемной (архимедовой) силы и силы сопротивления среды, которая зависит от режима движения зерна.

При *ламинарном* режиме тело движется с малой скоростью, потоки среды как бы омывают его, не образуя завихрений. Сопротивление P_v определяется главным образом вязкостью среды μ и количественно описывается законом Стокса:

$$P_v = 3\pi\mu v d, \quad (3.5)$$

где v — скорость движения зерна; d — диаметр зерна.

Турбулентный режим движения характерен для высоких скоростей движения и сопровождается образованием вихрей у поверхности тела и позади него. Динамическое или инерционное сопротивление среды перемещению тела изменяется в этом случае по закону Ньютона — Риттингера:

$$P_d = kF \frac{1}{2} v^2 \Delta = \frac{1}{2} \frac{\pi d^2}{4} \frac{1}{2} v^2 \Delta = \frac{\pi}{16} v^2 d^2 \Delta, \quad (3.6)$$

где k — коэффициент (равный $\frac{1}{2}$, по Риттингеру); F — площадь

проекции тела (равна $\frac{\pi d^2}{4}$ для шара); Δ — плотность среды.

В реальных условиях движущееся зерно испытывает одновременное действие как сопротивления от вязкости P_v , так и динамического сопротивления P_d , но степень их проявления различна. Характеристикой соотношения сил сопротивлений P_d и P_v и, следовательно, режима движения минерального зерна в среде является безразмерный параметр Рейнольдса (Re)

$$\frac{P_d}{P_v} = \frac{\pi v^2 d^2 \Delta}{16} \frac{1}{3\pi\mu vd} = \frac{vd \Delta}{48\mu},$$

откуда в общем виде:

$$k = \frac{P_d}{P_v} = \frac{vd \Delta}{\mu} = Re \text{ или } Re = \frac{vd \Delta}{\mu} \quad (3.7)$$

При значениях $Re < 1$ наблюдается ламинарный режим движения частиц, размер которых не превышает 0,1 мм. При значениях $Re > 1000$ и размере частиц более 2 мм наблюдается турбулентный режим движения. Переходной области от ламинарного к турбулентному режиму движения отвечают значения Re от 1 до 1000, а крупность частиц от 0,1 до 2 мм. Сопротивление среды для этой области можно рассчитать по формуле Аллена:

$$P_a = \frac{10}{\sqrt{Re}} P_d = \frac{10}{\sqrt{Re}} \frac{\pi}{16} v^2 d^2 \Delta = \frac{5\pi}{8\sqrt{Re}} v^2 d^2 \Delta. \quad (3.8)$$

Если подставить значение μ из формулы (3.7) в выражение (3.5)

$$P_v = 3\pi \frac{vd \Delta}{Re} vd = \frac{3\pi}{Re} v^2 d^2 \Delta \quad (3.9)$$

и сравнить выражения для P_d [формула (3.6)], для P_a [формула (3.8)] и для P_v [формула (3.9)], то обнаружим, что общий закон сопротивления среды движению зерна описывается формулой

$$P = \psi v^2 d^2 \Delta, \quad (3.10)$$

где $\psi = f(Re)$ — коэффициент сопротивления. Графическое изображение зависимости $\psi = f(Re)$ в логарифмических координатах, носящее название диаграммы Рейлея (рис. 3.5, кривая ψ),

указывает на постепенный переход от ламинарного к турбулентному режиму движения по мере возрастания параметра Re .

Гравитационная сила G , вызывающая падение зерна, будет определяться весом тела в среде. В соответствии с законом

Архимеда для шарообразного тела объемом $V = \frac{\pi d^3}{6}$:

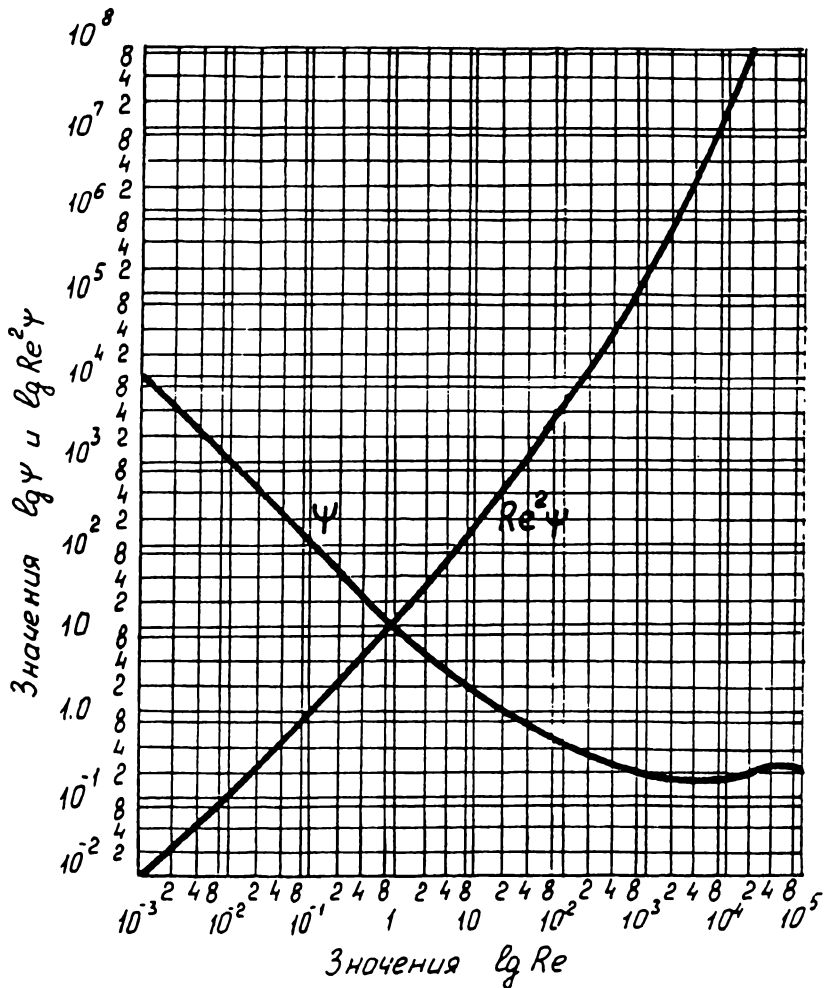


Рис. 3.5. Зависимость коэффициента сопротивления ψ и параметра $Re^2\psi$ от числа Рейнольдса (Re)

$$G = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) g, \quad (3.11)$$

где δ — плотность зерна; g — ускорение силы тяжести.

Результирующая сила P_1 , ускоряющая движение зерна в среде, определится как разность между гравитационной силой G и силой сопротивления P [формула (3.10)]:

$$P_1 = m \frac{\partial v}{\partial t} = G - P \quad \text{или} \quad m \frac{\partial v}{\partial t} = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) g - \psi v^2 d^2 \Delta. \quad (3.12)$$

Увеличение скорости движения частиц в начальный момент под действием гравитационной силы вызывает возрастающее сопротивление среды и через доли секунды частица начинает падать с постоянной скоростью v_0 .

В этих условиях $\frac{\partial v}{\partial t} = 0$; $m \frac{\partial v}{\partial t} = 0$ и $\frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) g = \psi v_0^2 d^2 \Delta$, откуда (для общего случая):

$$v_0 = \sqrt{\frac{\pi d (\delta - \Delta) g}{6 \psi \Delta}} \quad (3.13)$$

При ламинарном режиме, на основании уравнений (3.5) и (3.11):

$$3\pi\mu v_0 d = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) g, \\ v_0 = \frac{d^2 (\delta - \Delta) g}{18\mu} \quad (\text{закон Стокса}). \quad (3.14)$$

При переходном режиме, на основании формул (3.8) и (3.11):

$$\frac{5\pi}{8\sqrt{\text{Re}}} v_0^2 d^2 \Delta = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) g$$

С учетом выражения для Re :

$$v_0 = 0,89 d \sqrt[3]{\frac{(\delta - \Delta) g}{\mu \Delta}} \quad (\text{закон Аллена}). \quad (3.15)$$

При турбулентном режиме, на основании формул (4.6) и (4.11):

$$\frac{\pi}{16} v_0^2 d^2 \Delta = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) g,$$

$$v_0 = 1,63 \sqrt{\frac{d(\delta - \Delta)g}{\Delta}} \quad (\text{закон Риттингера}). \quad (3.16)$$

Универсальный метод, пригодный для определения конечных скоростей движения зерен любой крупности, плотности, формы, предложил П.В. Лященко. Он учел, что на основании формул (3.7) и (3.10) можно составить систему уравнений:

$$\left. \begin{aligned} vd &= \frac{\text{Re}\mu}{\Delta} \\ v^2 d^2 &= \frac{P}{\Psi\Delta} \end{aligned} \right\}, \quad (3.17)$$

в результате совместного решения которой получим выражение для параметра $\text{Re}^2 \psi$

$$\text{Re}^2 \psi = \frac{P\Delta}{\mu^2}. \quad (3.18)$$

Поскольку при установившемся движении $P = G$, то, подставляя в формулу (3.18) вместо P выражение для G из формулы (3.11), находим:

$$\text{Re}^2 \psi = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) g \frac{\Delta}{\mu^2} \quad (3.19)$$

По уравнению (3.19) на основании известных параметров зерна и среды легко рассчитать значение параметра $\text{Re}^2 \psi$ и использовать его для определения параметра Re по диаграмме $\text{Re}^2 \psi = f(\text{Re})$, построенной на основе диаграммы Рейлея $\psi = f(\text{Re})$ и изображенной на рис. 3.5. После этого можно определить конечную скорость падения частицы или непосредственной подстановкой полученного значения Re в формулу (3.7) или подстановкой значения ψ , найденного по значению Re на диаграмме Рейлея (см. рис. 3.5, кривая ψ), в формулу (3.13).

Пример 1. Определить конечную скорость движения в воде зерна угля размером $d = 25$ мм (0,025 м), плотностью $\delta = 1350$ кг/м³, принимая динамический коэффициент вязкости воды при температуре 293 К равным $\mu = 0,001$ Н·с/м², плотность $\Delta = 1000$ кг/м³, $g = 9,81$ м/с².

По формуле (3.19) значение $Re^2 \psi$ равняется $2807 \cdot 10^4$. На диаграмме $Re^2 \psi = f(Re)$ (см. рис. 3.5) этому значению соответствует значение $Re = 12\,400$. По формуле (3.7) $v = v_0 = 0,496$ м/с. Расчет скорости по формуле (3.13) для значения $\psi = 0,183$ (соответствующего найденному значению $Re = 12\,400$) показывает идентичные результаты.

Пример 2. Определить конечную скорость движения в воздухе зерна кварца размером $d = 1$ мм (0,001 м), плотностью $\delta = 2500$ кг/м³, принимая динамический коэффициент вязкости воздуха $\mu = 0,00002$ Н·с/м², плотность $\Delta = 1,23$ кг/м³.

По формуле (3.19) значение $Re^2 \psi = 39\,447$. На диаграмме (см. рис. 3.5) этому значению соответствует $Re = 400$. По формуле (3.7) скорость $v = v_0 = 7,18$ м/с.

При расчете скоростей падения зерен неправильной формы пользуются эквивалентным диаметром d_3 частиц, т. е. диаметром шара, одинакового с частицей объема:

$$V = \frac{\pi d_3^3}{6}; \quad d_3 = \sqrt[3]{\frac{6}{\pi} V} = \sqrt[3]{\frac{6}{\pi} \frac{P}{\delta}} = 1,24 \sqrt[3]{\frac{P}{\delta}},$$

и в расчетные формулы вводят поправочный коэффициент формы K_f , представляющий собой отношение поверхности равновеликого шара к поверхности зерна неправильной формы и равный: 1,0 — при шарообразной; 0,8—0,9 — при округлой; 0,7—0,8 — при угловатой; 0,6—0,7 — при пластинчатой форме частиц.

Скорость стесненного падения $v_{ст}$ зерен всегда меньше скорости их свободного падения v_0 (например, для кварца в 2,76 раза, для галенита в 3,47 раза). Установлена существенная зависимость скорости стесненного падения от степени разрыхления или взвешенности минеральных частиц в среде, характеризуемой коэффициентом разрыхления θ_p , равным отношению объема свободного пространства между зёрнами к полному объему, занимаемому разрыхленной смесью (значение всегда меньше 1). По П.В. Лященко,

$$v_{ст} = v_0 \theta_p^3 \quad (3.20)$$

Формула (3.20) пригодна для определения скорости стесненного падения зерен крупностью менее 0,2 мм при классификации тонкозернистого материала. Для определения $v_{ст}$ более крупных зерен — от 0,2 до 12,5 мм — пользуются формулой Ханкока:

$$v_{ст} = v_0 \theta_p^2 \quad (3.21)$$

Зерна различной крупности и плотности, но имеющие одинаковые конечные скорости движения в среде, называются *равнопадающими*, т. е. $v_{0_1} = v_{0_2}$. В общем случае на основании формулы (3.13):

$$\sqrt{\frac{\pi d_1 (\delta_1 - \Delta) g}{6 \psi_1 \Delta}} = \sqrt{\frac{\pi d_2 (\delta_2 - \Delta) g}{6 \psi_2 \Delta}}$$

Откуда

$$e = \frac{d_1}{d_2} = \frac{\psi_1}{\psi_2} \frac{\delta_2 - \Delta}{\delta_1 - \Delta} \quad (3.22)$$

Отношение диаметров равнопадающих легкого и тяжелого зерен называется *коэффициентом равнопадаемости* (e).

Обозначив через K_1 и K_2 постоянные коэффициенты, учитывающие влияние реологических параметров среды и формы соответственно для легких и тяжелых зерен на основании формул (3.14) — (3.16) находим:

для ламинарного режима движения [формула (3.14)]

$$e_n = \frac{d_1}{d_2} = \sqrt{\frac{K_2 (\delta_2 - \Delta)}{K_1 (\delta_1 - \Delta)}}; \quad (3.23)$$

для переходного режима движения [формула (3.15)]

$$e_n = \frac{d_1}{d_2} = \frac{K_2}{K_1} \sqrt[3]{\left(\frac{\delta_2 - \Delta}{\delta_1 - \Delta}\right)^2} \quad (3.24)$$

для турбулентного режима движения [формула (3.16)]

$$e_{\tau} = \frac{d_1}{d_2} = \frac{K_2^2(\delta_2 - \Delta)}{K_1^2(\delta_1 - \Delta)}. \quad (3.25)$$

В материале, поступающем на гравитационное обогащение, основанное на использовании различия скоростей падения разделяемых зерен, не должны присутствовать их равнопадающие зерна. Для этого материал подвергают предварительной классификации по крупности, шкала (модуль) которой не должна превышать коэффициент равнопадаемости.

3.3.2. Процесс классификации

В зависимости от конструкции классификатора процесс классификации может осуществляться в горизонтальном или восходящем потоке среды под действием гравитационных сил и сил сопротивления, а также в центробежном поле, где классифицируемые частицы испытывают дополнительное воздействие центробежных сил инерции.

При классификации в *восходящем потоке* (рис. 3.6, а) крупность зерен, выделяемых в слив (или пески), определяется соотношением скорости их падения v_0 и скорости восходящего потока u . Если для данного зерна $v_0 > u$, то зерно перейдет в

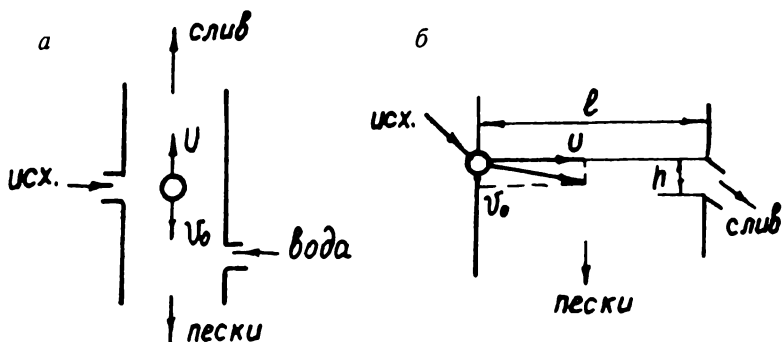


Рис. 3.6. Схема процесса классификации в восходящих (а) и горизонтальных (б) потоках

в пески, а если $v_0 < u$, то зерно будет вынесено потоком в слив классификатора. При получении нескольких классов их выделение осуществляется при различных скоростях восходящих потоков. Отношение значений скоростей восходящих потоков, при которых происходит выделение смежных классов, называется коэффициентом шкалы гравитационной классификации S_r :

$$S_r = \frac{u_{(i+1)}}{u_i} = \frac{v_{0(i+1)}}{v_{0i}}. \quad (3.26)$$

При классификации в горизонтальном потоке (рис. 3.6, б) каждая частица перемещается в горизонтальном направлении со скоростью горизонтального потока среды u и по вертикали под действием силы тяжести с конечной скоростью падения v_0 . При глубине сливающегося потока h и длине классификатора l частица уйдет со сливом, если $\frac{l}{u} < \frac{h}{v_0}$, или в пески, если $\frac{l}{u} > \frac{h}{v_0}$. В граничных условиях $\frac{l}{u} = \frac{h}{v_0}$; $v_0 = \frac{h}{l}u$. Учитывая, что при ширине классификатора b и объеме его слива V : $u = \frac{V}{hb}$, получаем:

$$v_0 = \frac{h}{l} \frac{V}{hb} = \frac{V}{lb}, \quad (3.27)$$

т. е. при классификации в горизонтальном потоке скорость падения и, следовательно, крупность частиц, уходящих со сливом, не зависят от глубины потока, а определяются объемом слива V и площадью зеркала классификатора lb . Чем больше объем слива и меньше площадь зеркала классификатора, тем больше конечная скорость падения и крупность частиц, переходящих в слив.

Для классификации в центробежном поле используются или неподвижные цилиндрические аппараты, пульпа или аз-

росуспензия в которые подается под давлением $(0,5—3,0)10^5$ Па тангенциально к внутренней поверхности цилиндра, или вращающиеся обычно цилиндрические аппараты. Вращение пульпы и образование центробежных полей с ускорением в десятки и тысячи g позволяет резко снизить крупность разделения, по сравнению с гравитационной классификацией. Отношение ускорений центробежного $a_{ц}$ и гравитационного $a_{г}$ силовых полей называют *фактором разделения* $F_{разд}$:

$$F_{разд} = \frac{a_{ц}}{a_{г}} = \left(\frac{\pi R n}{30} \right)^2 / Rg \approx \frac{R n^2}{900} \quad (3.28)$$

Его значение зависит от числа оборотов n , об/мин, и радиуса вращения R , м. Например, при $F_{разд} = 100$ частица крупностью 30 мкм будет двигаться в центробежном поле с той же скоростью, что и частица размером в 300 мкм в гравитационном поле.

На практике четкость разделения при классификации нарушается циркуляционным движением потока, перемешиванием частиц его турбулентными вихрями и другими причинами технологического характера. Поэтому в песках всегда присутствуют мелкие частицы, а в сливе — часть крупных. Оценку результатов и качества продуктов классификации, а также крупности разделения при классификации производят по результатам ситового анализа слива и песков (рис. 3.7).

При этом крупность разделения по первому способу определяется абсциссой пересечения кривых гранулометрических характеристик слива и песков (рис. 3.7, а). Данная крупность разделения отвечает размеру такого зерна, засоренность продуктов по которому одинакова. По второму способу (рис. 3.7, б) за крупность разделения принимают размер зерна, извлечение которого в слив и пески одинаково (равно 50 %). Эффективность классификации определяют обычно по формуле Ханкока — Луйкена [см. формулу 2.10)].

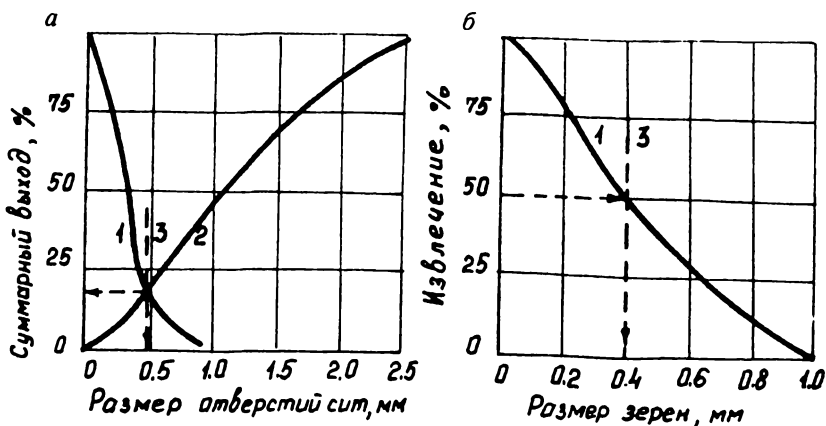


Рис. 3.7. Определение крупности разделения (3) при классификации по результатам ситового анализа слива (1) и песков (2)

3.3.3. Конструкции классификаторов

Гидравлические классификаторы с *восходящим* потоком пульпы используются в основном при классификации строительных материалов и для подготовки материала к гравитационному обогащению.

В классификаторе *конструкции НИИЖелезобетона* (рис. 3.8, а), используемом для получения песков при производстве бетона, питание подается сверху, навстречу восходящему потоку. Точность и эффективность классификации определяются производительностью. За рубежом для классификации строительных песков широко используется классификатор «Реакс» (рис. 3.8, б).

Исходная пульпа в нем подается в среднюю часть, а вода — с двух сторон тангенциально в грушевидную полость нижней части аппарата. Скорость восходящего потока по мере сужения аппарата постепенно увеличивается. Частицы, конечная скорость падения которых превышает скорость восходящего потока в зоне ввода пульпы, оседают и разгружаются через отверстие внизу классификатора. Мелкие частицы выносятся вверх и разгружаются со сливом. Недостатками класси-

фикаторов являются: высокий расход воды (до 10 м³ на 1 т), большая высота аппаратов (до 15 м) и получение только двух продуктов — песков и слива.

В гидравлических многокамерных классификаторах (рис. 3.8, в), предназначенных для подготовки материала к гравитационному обогащению, материал разделяется на несколько продуктов (фракций). Для этого в каждой камере устанавливается своя скорость восходящего потока, значение которой понижается в направлении к разгрузочному порогу аппарата. Многокамерные классификаторы изготавливаются четырехкамерными (КГ-4), шестикамерными (КГ-6) и восьмикламерными (КГ-8). Они представляют собой (см. рис. 3.8, в) открытый желоб 1, в дно которого вмонтированы пирамидальные классификационные камеры 2 увеличивающегося размера.

Нижняя часть каждой камеры включает в себя классификационную трубу 4, перемешивающее устройство (1—2 об/мин) для разрыхления взвеси песков 3, камеру для тангенциального ввода воды 5 и разгрузочное устройство 6. Достоинствами их являются: высокая точность классификации, автоматическая разгрузка песков и возможность регулировки процесса классификации.

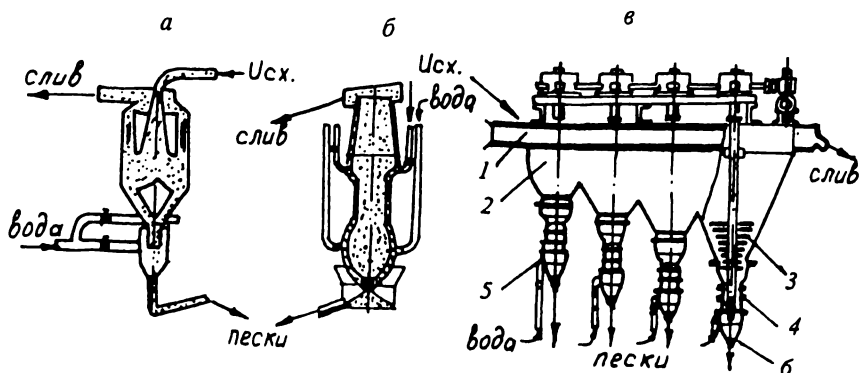


Рис. 3.8. Схемы гидравлических классификаторов:
 а — конструкции НИИЖелезобетона; б — «Реакс»; в — многокамерного

Для классификации в *горизонтальном потоке* используются отстойники различной конструкции (элеваторные, пирамидальные и др.), классифицирующие конусы (песковые и шламовые) и механические классификаторы (спиральные, речные, чашевые, дражные и др.).

Наиболее простые из них *элеваторные классификаторы* (багер-зумпфы) применяют для предварительного обезвоживания мелкого угольного концентрата и классификации его под действием силы тяжести по граничной крупности, равной примерно 0,5 мм; при этом пески удаляются из зумпфа элеватором (рис. 3.9, а).

Автоматические конусные классификаторы (рис. 3.9, б) используют для классификации зернистого материала (2—3 мм) при крупности разделения более 0,15 мм (в *песковых конусах* ККП) и шламовых материалов (менее 1 мм) при крупности разделения менее 0,15 мм (в *шламовых конусах* ККШ). Исходный продукт в них подается через центральную трубу, снабженную сеткой и успокоителем — *рассекателем потока*. Крупные зерна осаждаются, а тонкие частицы уходят в слив. При накоплении песков в конусе находящийся внутри него поплавок поднимается, открывая клапан разгрузочного отверстия. Элеваторные и конусные классификаторы работают обычно без подачи дополнительной воды и эффективность их работы невелика.

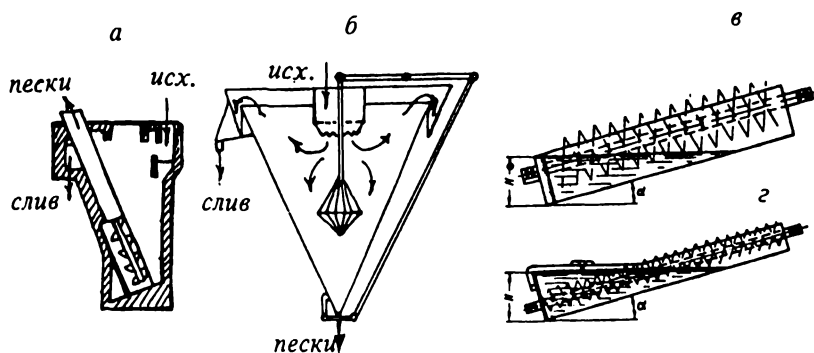


Рис. 3.9. Схемы багер-зумпфа (а), конусного (б) и спиральных классификаторов с непогруженной (в) и погруженной (г) спиралью

В механических классификаторах, наиболее часто используемых в циклах измельчения для получения в сливе готового по крупности продукта, направляемого на обогащение, пески удаляются шнеком (в спиральных классификаторах), бесконечной гребковой лентой со скребками или перфорированными черпаками (в дренажных классификаторах) или рамой с гребками, совершающей возвратно-поступательное движение (в речных классификаторах). Получивший преимущественное распространение спиральный классификатор (рис. 3.9, в) состоит из наклонного под углом $12—16^\circ$ полуцилиндрического корыта, в котором вращаются одна или две спирали из стальных полос.

Исходный материал подается под уровень находящейся в классификаторе пульпы; крупные зерна осаждаются и транспортируются вращающейся спиралью к верхнему концу корыта, а мелкие частицы уходят со сливом через сливной порог.

При крупности разделения 0,2 мм и выше применяют классификаторы с *непогруженной спиралью*, в которых вся верхняя половина витка спирали выступает над зеркалом пульпы.

Для получения более тонкого слива (более 65 % класса $-0,074$ мм) применяют классификаторы с *погруженной спиралью* (рис. 3.9, в), в которых часть спирали у сливного порога целиком погружена в пульпу.

Эффективность классификации составляет 35—65 %; регулирование крупности слива производят изменением плотности пульпы T . По В.А. Олевскому, существует зависимость:

$$T \approx 48,3 - 0,35\beta_{74}, \quad (3.29)$$

где β_{74} — содержание в сливе класса $-0,074$ мм, %.

Классификацию в *центробежном поле* осуществляют в гидроциклонах и воздушных сепараторах.

Гидроциклоны (рис. 3.10, а, б) широко используются при классификации тонкодисперсных материалов различных полезных ископаемых, особенно при их измельчении.

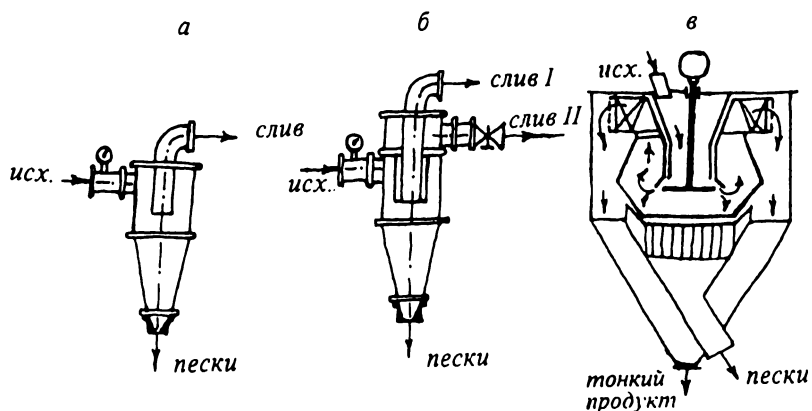


Рис. 3.10. Схемы гидроциклона (а), трехпродуктового гидроциклона (б) и центробежного воздушного сепаратора (в)

Исходная пульпа под давлением от 5 до 50 Н/см² (0,5—5 кгс/см²) подается через патрубок тангенциально к внутренней поверхности цилиндрической части гидроциклона и приобретает в нем вращательное движение.

Тяжелые и крупные частицы под действием центробежной силы отбрасываются к стенкам аппарата и нисходящим спиральным потоком движутся вниз, разгружаясь через насадку для песков. Мелкие же частицы вместе с основной массой воды образуют внутренний поток, который поднимается вверх, и выносятся через сливной патрубок.

Трехпродуктовый гидроциклон (см. рис. 3.10, б) имеет двойную сливную трубу. Крупность слива возрастает с увеличением плотности и вязкости исходного материала и с уменьшением диаметра песковой насадки. Большое влияние на эффективность разделения оказывает отношение диаметров песковой насадки и сливного патрубка, равное обычно 0,5—0,6.

Диаметр сливного патрубка составляет 0,2—0,4 диаметра цилиндрической части гидроциклона, размер которой достигает 1500 мм. Оптимальный угол конусности гидроциклона — около 20°. Для получения тонких сливов (менее 5—10 мкм) применяют батареи из гидроциклонов диаметром 15—100 мм,

работающих при давлении пульпы на входе в гидроциклоны до 90 Н/см^2 (9 кгс/см^2). Преимуществами гидроциклонов являются простота конструкции, отсутствие движущих частей, малые размеры; недостатками — повышенный износ внутренней поверхности корпуса и насадок, для предотвращения чего их футеруют каменным литьем или гуммируют.

В *центробежных воздушных сепараторах* (рис. 3.10, в) вращающаяся тарелка разбрасывает исходный материал во внутренней камере. Крупные зерна оседают в воронке, а тонкий продукт выносится потоком воздуха и оседает во внешней камере. Крупность разделения регулируют скоростью воздушного потока.

4.1. Назначение и классификация процессов дробления и измельчения

Дроблением и измельчением называются процессы уменьшения размеров кусков или зерен полезных ископаемых путем разрушения их под действием внешних сил.

В зависимости от *характера внешних сил* различают следующие применяемые в промышленности процессы:

- *обычное дробление* и измельчение, осуществляемое за счет использования обычных механических сил;
- *самоизмельчение* при взаимном воздействии зерен друг на друга;
- *электрогидравлическое дробление* под действием ударных волн, возникающих при прохождении электрического заряда через жидкость;
- *взрывное дробление* или измельчение, основанное на распаде пород под действием внутренних сил растяжения при быстром снятии с них внешнего давления;
- *вибрационное* измельчение в поле вибрационных сил;
- *центробежное* измельчение в центробежном поле;
- *струйное* измельчение за счет кинетической энергии движущихся с высокой скоростью навстречу друг другу частиц.

Наиболее широко из них используется на предприятиях цветной, черной, угольной, горно-химической, строительной и других отраслей промышленности обычное дробление, измельчение и самоизмельчение.

Принципиальной разницы между процессами дробления и измельчения нет. Условно считают, что при дроблении получают продукты крупнее, а при измельчении мельче 5 мм. Для дробления применяют *дробилки*, а для измельчения — *мельницы*.

Процессы дробления и измельчения по своему назначению могут быть подготовительными и самостоятельными.

Целью *подготовительного* дробления и измельчения полезных ископаемых перед их обогащением является раскрытие (разъединение) минералов при минимальном их переизмельчении в результате разрушения минеральных сростков. Конечная крупность дробления или измельчения определяется крупностью вкрапленности извлекаемых минералов. Чем полнее раскрыты зерна разделяемых минералов, тем эффективнее последующий процесс обогащения. В некоторых случаях, даже при достаточно полном раскрытии минералов, необходимость подготовительного дробления или измельчения обусловлена технико-экономическими соображениями или ограничениями по крупности, свойственными применяемому методу обогащения. Например, максимальная крупность материала при сухом магнитном обогащении не должна превышать 50 мм.

Если минералы обладают резко различными физико-механическими свойствами, то в результате дробления или измельчения более твердые и прочные из них будут представлены более крупными кусками и зернами, чем хрупкие и менее твердые минералы. Такое дробление или измельчение называется *избирательным* и применяется перед обогащением по крупности.

Дробление и измельчение называются *самостоятельными*, если получаемый продукт не подвергается обогащению, а является товарным и подлежит непосредственному использованию (угли перед их коксованием; известняки и доломиты, используемые в качестве флюсов; камень при изготовлении щебня и др.). Крупность дробленых или измельченных продуктов в этом случае определяется предъявляемыми к ним условиями (ТУ, ГОСТами).

Размер максимальных кусков руды или угля, поступающих с горных цехов на обогатительные фабрики, достигает 1000—1500 мм, тогда как необходимая крупность материала, поступающего на обогащение, обычно менее 10 мм, а при использовании флотационных методов она может быть меньше 0,1 мм. Добиться сокращения размера кусков с 1500 до 0,1 мм за один прием практически невозможно, поэтому дробление и измельчение осуществляются стадийно.

Интенсивность процесса дробления в каждой стадии характеризуется степенью дробления i_i , равной отношению размеров максимальных кусков в исходном D_{\max} и дробленном d_{\max} продуктах, т. е.:

$$i_i = \frac{D_{\max}}{d_{\max}} \quad (4.1)$$

Общая степень дробления равна произведению степеней дробления всех стадий:

$$i_{\text{общ}} = i_1 i_2 i_3 \dots i_n \quad (4.2)$$

В зависимости от крупности дробимого материала и дробленого продукта различают:

- *крупное дробление* (от 1500—300 до 350—100 мм), или первая стадия дробления (i обычно не более 5);
- *среднее дробление* (от 350—100 до 100—40 мм), или вторая стадия дробления (i не более 8—10);
- *мелкое дробление* (от 100—40 до 30—5 мм), или третья стадия дробления (i не более 10).

Измельчение также осуществляется обычно в несколько стадий. Степень измельчения при этом оценивают или соотношением размеров максимальных зерен в исходном и измельченном продуктах, или процентным содержанием определенного класса крупности (+0,100 мм; -0,074 или -0,044 мм) в измельченном продукте. Измельчение считают *грубым*, если содержание класса -0,074 мм в измельченном продукте со-

ставляет 20—40 %, и *тонким*, если его содержание превышает 75 %. Дробление и особенно измельчение являются весьма энергоемкими процессами, потребляющими более половины всей энергии, расходуемой на обогатительной фабрике. Поэтому при осуществлении их на практике всегда руководствуются принципом: «*Не обробить ничего лишнего*». И если в исходном продукте содержится достаточное количество готового класса, то его выделяют перед дроблением или измельчением путем грохочения или классификации по одной из схем, приведенных на рис. 4.1.

Совокупность операций дробления и грохочения или измельчения и классификации составляет *цикл дробления* или *измельчения*, который может быть *открытым* или *замкнутым*. В открытом цикле (рис. 4.1, а) каждый кусок или зерно проходит через дробилку или мельницу только один раз; в замкнутом цикле выделяемые при грохочении или классификации крупные куски или зерна возвращаются в виде циркулирующей нагрузки еще раз на додробливание или доизмельчение в тот же самый аппарат (рис. 4.1, б, в).

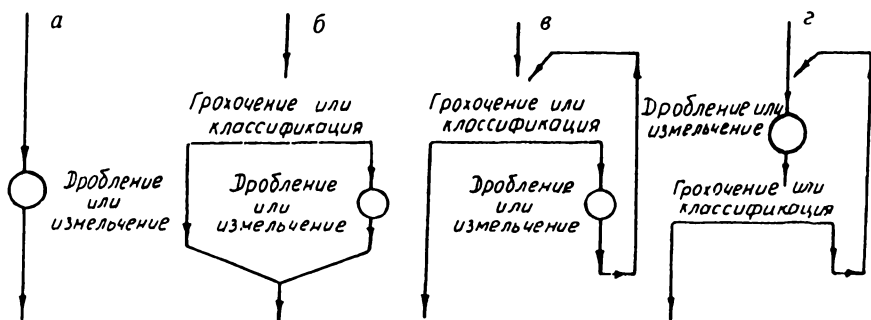


Рис. 4.1. Схемы открытых (а, б) и замкнутых (в, г) циклов дробления и измельчения с предварительным (б), поверочным или контрольным (в) и совмещенным предварительным и поверочным (г) грохочением или классификацией

4.2. Законы дробления, измельчения и принципы избирательного раскрытия минералов

Раскрытие минералов при дроблении и измельчении полезных ископаемых происходит в результате разрушения кусков или зерен. К основным *способам разрушения* относятся (рис. 4.2): раздавливание, раскалывание, разламывание, резание, распиливание, истирание, стесненный и свободный удар. В работе современных дробилок и мельниц наиболее широко используются способы раздавливания, раскалывания и удара, а также сочетание этих способов с разламыванием и истиранием.

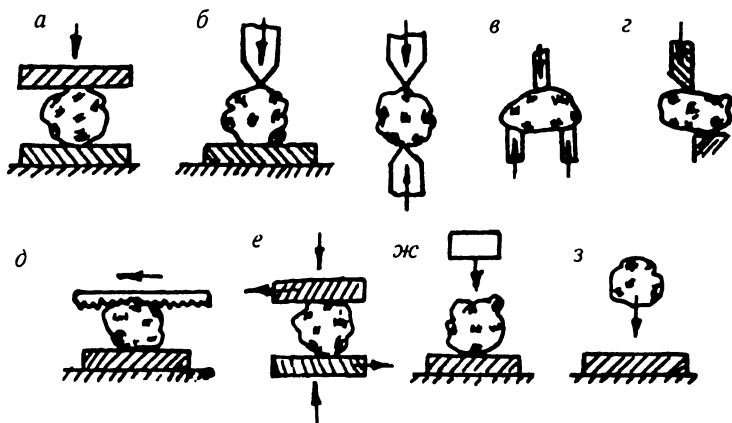


Рис. 4.2. Способы дробления и измельчения:

a — раздавливание; *b* — раскалывание; *v* — разламывание; *z* — резание; *d* — распиливание; *e* — истирание; *жз* — стесненный удар; *з* — свободный удар

При любом способе разрушения затрачиваемая энергия A_p частично расходуется на деформацию (упругую и пластическую) разрушаемых кусков A_d и рассеивается в окружающее пространство в виде тепла, а частично — на образование новой поверхности A_n , превращаясь в свободную энергию тела. Принимая, что работа деформации кусков или зерен пропорциональна их объему ΔV , а работа образования поверхности — ее величине ΔS , получим (по П.А. Ребиндеру):

$$A_p = A_d + A_n = K_k \Delta V + K_R \Delta S, \quad (4.3)$$

где K_k и K_R — коэффициенты пропорциональности.

При крупном дроблении величина вновь образованной поверхности сравнительно мала и работой на ее образование можно пренебречь. В этом случае работа дробления A_k пропорциональна объему или массе дробимых тел (по гипотезе Кирпичева—Кика):

$$A_k = A_d = K_k \Delta V = K'_k \Delta D^3 \quad (4.4)$$

где ΔD — изменение диаметра дробимого куска.

При тонком измельчении, наоборот, работа на деформацию будет значительно меньше работы на образование новой поверхности, и в этом случае можно принять, что работа A_R , затрачиваемая на разрушение зерен, будет пропорциональна величине вновь образованной поверхности (по гипотезе Риттингера)

$$A_R = A_n = K_R \Delta S = K'_R \Delta D^2 \quad (4.5)$$

В остальных случаях дробления и измельчения, когда работа на деформацию и работа на образование поверхности *соизмеримы*, работа дробления и измельчения A_6 пропорциональна *приращению параметра, являющегося среднегеометрической величиной между объемом и поверхностью зерен* (по гипотезе Бонда):

$$A_6 = K_6 \cdot \Delta(\sqrt{VS}) = K_6 \Delta D^{2.5} \quad (4.6)$$

Законы Кирпичева — Кика, Риттингера и Бонда применимы для приближенного определения работы.

Минимальные значения работы дробления и измельчения при максимальном раскрытии минералов могут быть получены только при избирательном (селективном) разрушении их сростков по границам контакта минералов.

В соответствии с теорией Гриффитса — Орована — Ребиндера процесс разрушения твердого тела начинается в дефектных местах (в основном в дислокациях) кристаллической решетки. В своем развитии он проходит последовательные стадии: скопления дефектов, приводящего к локальной концентрации напряжений; образования зародышевых микротрещин; развития

и объединения их в магистральную макротрещину разрушения и, наконец, образования поверхности разрушения. Границы контакта минералов в сростках вследствие несоответствия параметров их кристаллических решеток, приводящего к появлению неизбежных дислокаций, являются именно теми дефектными зонами, которые созданы природой для образования зародышевых микротрещин и развитие которых может обеспечить избирательное раскрытие минералов.

Чтобы обеспечить эффективность протекания стадий концентрации дефектов, образования микротрещин и развития их в магистральные макротрещины разрушения, составляющих процесс разупрочнения границ срастания минералов, необходимо соблюдение следующих принципов.

Во-первых, необходимо, чтобы деформационные нагрузки носили растягивающий или сдвиговой характер. В зависимости от физических свойств минералов этот принцип может быть реализован несколькими способами:

- использованием чисто механических пульсирующих сжимающих нагрузок (например, всесторонним сжатием материала в рабочей зоне аппарата; пульсирующим изменением давления окружающей жидкой или газовой среды; многократными ударами кусков друг о друга или о твердую поверхность и т. д.), если составляющие сросток минералы обладают различными упругопластическими свойствами;

- воздействием колебаниями различной частоты или энергией ударных волн, вызывающих растягивающие напряжения на границах зерен минералов, обладающих различной пропускной способностью по отношению к ним;

- термической обработкой материала, минералы которого значительно отличаются термическими коэффициентами объемного или линейного расширения (сжатия) или анизотропией тепловых свойств;

- обработкой электрическими, магнитными или электромагнитными полями, если минеральные компоненты кусков или зерен обладают различными свойствами, приводящими к селективному поглощению электромагнитных колебаний поля (явления электрострикции, магнестрикции, электрического пробоя по электропроводящим поверхностям и др.);

- другими приемами, основанными на использовании каких-либо специфических свойств минералов и текстурных особенностей того или иного полезного ископаемого.

Во-вторых, мощность энергетического воздействия на каждый кусок или полиминеральное зерно (независимо от вида энергии, вызывающей деформацию) должна быть достаточной для образования микротрещин на межзерновых границах, но не в объеме кристалла. Этого можно достигнуть, например, подвергая кусок многократному воздействию малыми импульсами энергии, вызывающими накопление необратимых напряжений на межзерновых границах.

В-третьих, частота и скорость деформаций должны быть достаточно высокими, чтобы снизить потери энергии на пластическую деформацию материала. В то же время скорость деформации должна быть такой, чтобы края возникающей трещины находились под действием растягивающих напряжений достаточное время для диффузии в нее поверхностно-активных веществ и проявления механического эффекта, интенсифицирующего развитие микротрещин.

Непосредственный процесс разрушения предварительно разупрочненных зерен также должен осуществляться с соблюдением ряда принципов:

- уровень энергетических воздействий должен быть выше энергетических импульсов в процессе разупрочнения, но не превышать предела, при котором начинается разрушение самих кристаллов;

- при необходимости особо высокой селективности раскрытия материал должен подвергаться постепенно нарастающему уровню энергетического воздействия (с выведением из процесса раскрытых зерен), поскольку прочность межзерновых границ для различных кусков всегда будет колебаться в определенном диапазоне;

- плотность энергии должна быть высокой, чтобы в каждой разрушаемой частице создать необходимую концентрацию напряжений. При этом желательно, чтобы так же, как и при разупрочнении, это были в основном растягивающие и касательные напряжения, либо ударные импульсного характера со строго дозированной силой удара.

4.3. Характеристика процессов дробления и конструкции аппаратов

К основным процессам относятся: дробление в щековых, конусных, валковых, молотковых, роторных дробилках, дезинтеграторах, дисмембраторах и электрогидравлическое или электроимпульсное дробление. Выбор типа дробильного аппарата зависит от физических свойств (прочности, вязкости, хрупкости, трещиноватости и др.) и крупности исходного материала, требуемой степени дробления и гранулометрического состава дробленого продукта, необходимой производительности.

4.3.1. Дробление в щековых дробилках

Щековые дробилки применяют для крупного и среднего дробления преимущественно твердых невязких руд. Дробление производится в рабочем пространстве, образованном неподвижной и подвижной — качающейся — щеками (рис. 4.3), в результате раздавливания, раскалывания и разламывания кусков при сближении щек. Дробленый материал разгружается через щель во время отхода подвижной щеки от неподвижной. Чтобы предотвратить выброс материала из приемного отверстия дробилки при ее работе, максимальное значение угла между щеками, называемого *углом захвата* α , не должно превышать двойного угла трения дробимого материала.

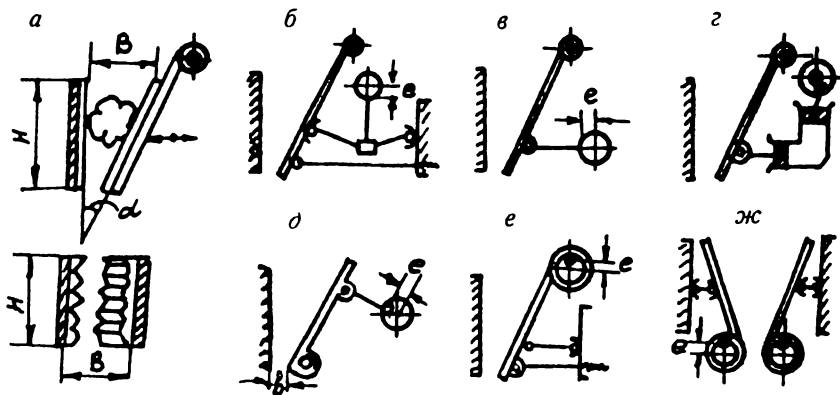


Рис. 4.3. Принцип действия (а) и кинематические схемы щековых дробилок с простым (б — д) и сложным (е, жз) движением щеки

Типоразмеры щековых дробилок характеризуются шириной B и длиной Z их приемного отверстия — пасти ($B \times Z$). Максимальная крупность кусков исходного материала не должна превышать 85 % ширины приемного отверстия. Крупность дробленого продукта зависит от величины разгрузочной щели b , измеряемой расстоянием от крайней точки выступа на нижнем конце футеровочной плиты одной щеки до наиболее удаленной точки во впадине футеровочной плиты другой щеки при разомкнутом их положении (см. рис. 4.3).

Футеровочные плиты, защищающие неподвижную и подвижную щеки, делают из прочных износостойких материалов рифлеными. При этом выступ на плите неподвижной щеки располагают против впадин на плите подвижной щеки, чтобы заменить раздавливание менее энергоемкими видами деформации (изгибом, сдвигом). Боковые стенки рабочего пространства дробилки футеруются гладкими плитами.

Щековые дробилки различаются между собой способом крепления подвижной щеки и устройством приводного механизма.

В зависимости от расположения оси подвижной щеки различают щековые дробилки с верхним и нижним подвесами.

При *нижнем подвесе* подвижной щеки (рис. 4.3, d — $ж$) ширина разгрузочной щели постоянна. Это гарантирует определенную крупность максимального куска в дробленном продукте и более или менее однородный гранулометрический его состав, что является существенным достоинством дробилок данного типа. Однако в результате постоянства ширины разгрузочной щели создаются застойные зоны в нижней части приемного отверстия дробилки; это затрудняет выход дробленого продукта и вызывает забивание дробилки даже при небольших перегрузках, снижает производительность и повышает расход энергии на единицу готового продукта. Поэтому более широкое применение в различных отраслях промышленности получили дробилки с *верхним подвесом* подвижной щеки (рис. 4.3, a — $з$), лишенные указанных недостатков, хотя переменная ширина разгрузочной щели у них и вызывает некоторую неоднородность гранулометрического состава дробленого продукта.

В зависимости от кинематической схемы привода дробилки с верхним и нижним подвесом щеки могут быть двух типов: с простым и сложным движением щеки.

В дробилках с *простым движением щеки* (типа ЩДП) подвижная щека имеет одну неподвижную точку — центр вращения; все остальные точки ее описывают вокруг него дуги окружностей разного радиуса (см. рис. 4.3, *a — d*). Они выпускаются с различными приводными механизмами.

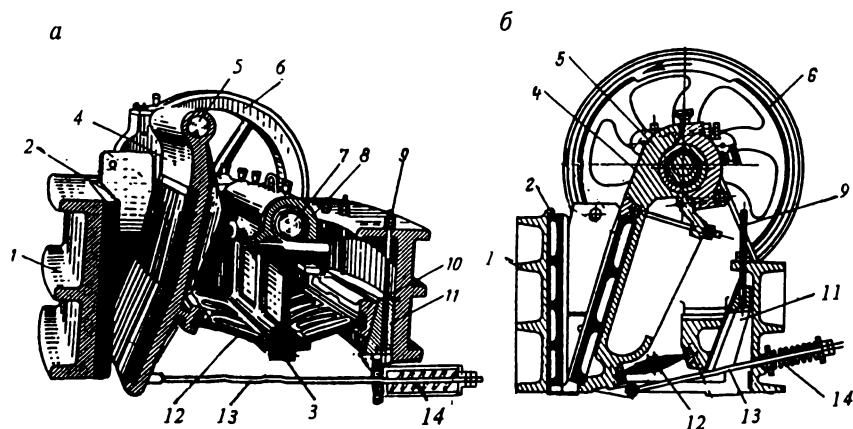


Рис. 4.4. Щековые дробилки с простым (*a*) и сложным (*б*) движением щеки

Чаще всего применяют шарнирно-рычажный механизм (рис. 4.4, *a*). В этом случае в коренных подшипниках 8, установленных на раме 1 дробилки, монтируется приводной эксцентриковый вал 7, на котором крепится шатун 3. Вал приводится во вращение шкивом клиноременной передачи. В нижней части шатуна 3 во вкладышах устанавливаются распорные плиты 12, одна из которых упирается другим концом через вкладыш в подвижную щеку 4, а другая — через вкладыш в упорную деталь задней стенки дробилки, которая снабжена также устройством (клином 11 с винтом 9) для регулирования ширины разгрузочной щели. Распорные плиты удерживаются в гнездах вкладышей за счет составляющей массы подвижной

щеки 4, установленной на оси 5, и горизонтальной штангой 13 с опорной пружиной 14, оттягивающей нижний конец подвижной щеки. При вращении эксцентрикового вала 7 ось подвеса шатуна перемещается по круговой траектории, а нижний его конец совершает возвратно-поступательное движение в вертикальном направлении с амплитудой, равной удвоенному радиусу эксцентриситета вала. При движении шатуна вверх угол между распорными плитами 12 увеличивается и подвижная щека приближается к неподвижной 2, совершая *рабочий ход*. В это время происходит раздавливание крупных кусков, разгрузочная щель уменьшается до минимального размера, а пружина 14 сжимается.

При обратном движении шатуна подвижная щека 4 отходит от неподвижной, совершая *холостой ход* под действием собственной силы тяжести и разжатия пружины; разгрузочная щель расширяется, обеспечивая разгрузку дробленого продукта. Для выравнивания нагрузок на вал надеваются два массивных маховика 6, аккумулирующих энергию при холостом ходе и отдающих ее при рабочем ходе.

За рубежом изготовлена (английской фирмой «Эдмистон Браун») дробилка, в которой вместо распорных плит применены два цилиндрических ролика, опирающихся на подшипники, а нижний конец шатуна, находящегося между роликами, имеет клинообразную форму. Рабочий ход подвижной щеки обеспечивается при движении шатуна вниз, холостой ход — при его движении вверх.

Помимо дробилок с шарнирно-рычажным механизмом привода, имеются, но гораздо реже используются дробилки с кривошипно-шатунным (рис. 4.3, в, д) и кулачковым приводом. Канадской фирмой «Голди» изготовлены опытные щековые гидрокинетические дробилки с гидравлическим приводом (рис. 4.3, з), а в США запатентована щековая дробилка с гидравлическим приводом высокой частоты. Гидравлический приводной механизм при этом имеет форму поршневого двигателя двойного действия, работающего со сравнительно высокой частотой, обеспечиваемой гидравлическим электродинамиче-

ским управляющим устройством. Вибрационная дробилка резонансного типа предложена в ФРГ (фирмой «Зибтехник»). Дробилка имеет две симметрично расположенные щеки, приводимые в движение с помощью дебалансных вибраторов, вращаемых от отдельных электродвигателей. Гидрокинетические и резонансные дробилки пока не получили широкого применения.

Характерной особенностью современных щековых дробилок с простым движением щеки является использование дробящих поверхностей с криволинейным продольным профилем. Это позволяет, при наличии в материале большого количества мелких кусков, сразу проваливающихся в нижние зоны камеры дробления, существенно уменьшить забивание дробилки, снизить износ футеровочных плит и повысить производительность дробилки при том же расходе энергии. Для увеличения степени дробления изготавливают дробилки с увеличенной высотой H камеры дробления, в 2,0—2,3 раза превышающей ширину B приемного отверстия (см. рис. 4.3). При этом футеровку неподвижной щеки в нижней части скашивают для образования в месте разгрузки параллельной зоны. Сочетание криволинейных профилей с большой глубиной дробильной камеры и увеличенной длиной параллельной зоны предопределяет более эффективную работу дробилки.

В дробилках со сложным движением щеки (типа ЩДС) привод осуществляется непосредственно от приводного эксцентрикового вала, на котором подвешивается щека (см. рис. 4.3, *е* и 4.4, *б*); другой конец щеки опирается на распорную плиту, устанавливаемую во вкладышах щеки и регулировочного клина упорного устройства задней стенки дробилки. При вращении приводного вала все точки рабочей поверхности щеки описывают траекторию овального вида. При этом холостой ход подвижной щеки составляет не более $1/5$ оборота; остальные $4/5$ оборота занимает рабочий ход, в течение которого дробление всей щекой идет примерно, в продолжение $1/5$ оборота, а в течение $3/5$ оборота материал дробится попеременно верхней и нижней частями подвижной щеки.

Имеются дробилки ЩДС с двумя подвижными щеками. Так, дробилка «Цемаг» (ФРГ) имеет две подвижных щеки, приводимые от одного и того же эксцентрикового вала, расположенного между ними. Другой вариант двухщековой дробилки (см. рис. 4.3, ж) изготавливает фирма «Ведаг» (ФРГ). Подвижные щеки в ней подвешиваются за нижнюю часть и совершают около 600 качаний в минуту. Направление движения обеих щек может быть выбрано любое. В случае движения щек в момент сближения вниз достигается повышенная производительность, при движении вверх — особо мелкое дробление (до -5 мм). В случае дробления глинистых руд для самоочистки полости щеки могут двигаться в противоположные стороны. Предложенные дробилки ЩДС с двумя парами щек для параллельного или последовательного дробления весьма сложны, неудобны для наблюдения и регулировки.

Дробилки со сложным движением щеки позволяют получать более равномерный по крупности конечный продукт и работают с большей степенью дробления, чем дробилки с простым движением щеки. Недостатком дробилок является то, что усилия дробления передаются непосредственно эксцентрику приводного вала, а это затрудняет создание дробилок больших размеров и применение их для крупного дробления. Кроме того, подвижная щека при дроблении движется не только в горизонтальном, но и в вертикальном направлении по отношению к неподвижной щеке, поэтому материал в дробилке подвергается не только раздавливанию и разламыванию, но и истиранию и резанию, что приводит к образованию большого количества мелочи и вызывает повышенный износ дробящих плит. По этим причинам дробилки со сложным движением щеки применяют преимущественно для среднего дробления малоабразивных руд и в тех случаях, когда не противопоказано переизмельчение их при достаточно высокой степени дробления.

Производительность щековых дробилок зависит в основном от физических свойств руды, размеров загрузочного и разгрузочного отверстий, степени дробления (изменяющейся обычно от 3 до 5), скорости вращения эксцентрикового вала n , характера поверхности и движения щек, угла захвата и ампли-

туды движения подвижной щеки. Приближенно объемную производительность Q дробилки, м³/ч, в зависимости от конструктивных параметров определяют по формуле

$$Q = Z\sqrt{B}(1479b - 40B), \quad (4.7)$$

а потребляемую при этом мощность N , кВт, — по формуле

$$N = 5ZHSn. \quad (4.8)$$

Простота конструкции, обслуживания и ремонта щековых дробилок привела к довольно широкому использованию их на обогатительных фабриках средней производительности, несмотря на существенные недостатки: сильную вибрацию при работе, забивку рудой при неравномерной загрузке, неоднородной крупности дробленого продукта.

4.3.2. Дробление в конусных дробилках

Конусные дробилки получили широкое распространение в горнорудной промышленности для крупного, среднего и мелкого дробления руд, горно-химического сырья и строительных горных пород. Дробление осуществляется в кольцевом пространстве между неподвижным и подвижным (дробящим) конусами (рис. 4.5). Подвижный конус, как бы обкатывая внутреннюю поверхность неподвижного конуса, производит дробление крупных кусков в результате их раздавливания, а также частично истирания и разламывания вследствие криволинейной формы дробящих поверхностей. Исходный материал (рис. 4.5, *a*) загружается сверху в пространство 4 между подвижным 3 и неподвижным 2 конусами, а разгрузка дробленого продукта производится вниз под дробилку 1 через щель во время отхода подвижного конуса от неподвижного.

Неподвижный конус образован внутренней поверхностью верхней части корпуса дробилки. Подвижный конус насажен на вал и его движение по неподвижному конусу обеспечивается несколькими способами. По основному из них нижний конец вала крепят эксцентрично в стакане. При вращении эксцентрикового стакана через зубчатую передачу ось вала описывает коническую поверхность (см. рис. 4.5, *a*, *г*). В других

конструкциях крепление вала осуществляется в соосных подшипниках с эксцентриситетом относительно оси неподвижного конуса (рис. 4.5, б). В конструкции инерционной безэксцентриковой конусной дробилки (рис. 4.5, в), разработанной сотрудниками Механобра, подвижный конус приводится во вращение приводом с дебалансным (неуравновешенным) грузом на нижнем конце вала. Передача вращения от редуктора электродвигателя к валу осуществляется через шарнирный шпindel, на верхнюю головку которого опирается стакан с дебалансом (одетый на нижний конец вала).

Помимо привода, конструкции дробилок различаются профилем рабочего пространства, конструкцией опорного устройства, конструкцией и принципом действия защитного устройства от поломок, способом регулирования разгрузочной щели.

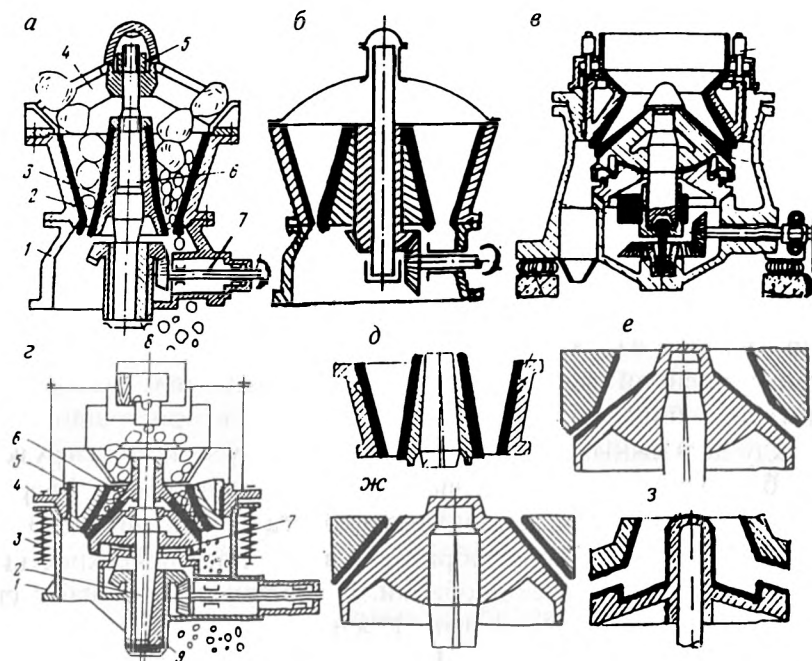


Рис. 4.5. Схемы устройства (а—г) и профилей рабочего пространства (д—з) конусных дробилок для крупного (а, б, д), среднего (в, г, е) и мелкого (г, ж, з) дробления

Главным различием конусных дробилок для крупного, среднего и мелкого дробления является профиль их рабочего пространства. У дробилок для крупного дробления (см. рис. 4.5, а, б, д) оно приспособлено к приему крупных кусков и кольцевое пространство между подвижным и неподвижным конусами расширяется в верхней части. Максимальный диаметр дробящего конуса примерно в 1,5 раза превышает ширину приемного отверстия дробилки, а ширина разгрузочной щели составляет около 0,1—0,2 от его размера. Криволинейные очертания футеровки в нижней ее части уменьшают возможность забивания дробилки (см. рис. 4.5, а, б). Профиль рабочего пространства конусных дробилок для среднего (см. рис. 4.5, в, г, е) и мелкого (см. рис. 4.5, г, ж, з) дробления предусматривает прием более мелкого материала и позволяет выдавать относительно равномерный по крупности кусков дробленый продукт. Дробилки мелкого дробления по сравнению с дробилками среднего дробления имеют большую длину «параллельной зоны» между конусами и меньшую высоту дробящего конуса, поэтому их называют еще короткоконусными. Производительность дробилок среднего и мелкого дробления пропорциональна площади разгрузочной щели. Учитывая небольшую ее ширину, стремятся увеличивать ее длину за счет применения пологих дробящих конусов.

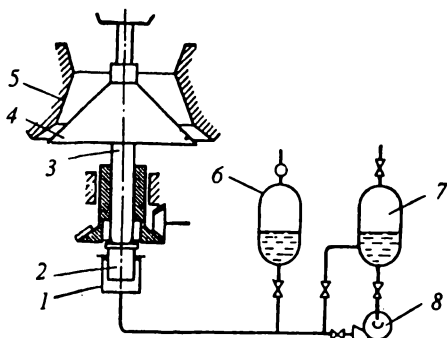
Разгрузке дробленого продукта при этом способствует увеличение эксцентриситета качания конуса. Если у дробилок крупного дробления эксцентриситет стакана меньше 25 мм, то у дробилок среднего и мелкого дробления его значение превышает 100 мм. Весьма пологий конус (диск) имеют дробилки «Жиродиск» (см. рис. 4.5, з) для весьма мелкого дробления (до 6 мм и мельче). Профиль футеровки диска и камеры дробления создают условия для самодробления материала. Конус-диск имеет высокую частоту качаний, и разрушение материала происходит в результате быстрого нажатия-удара и истирания в многослойной массе зерен. Зерна получают преимущественно изометрической (кубической) формы, что имеет важное значение для повышения качества песка, получаемого дроблением горных пород — гранита, базальта, известняка.

Дробилки для крупного дробления (ККД) имеют обычно подвесной вал, закрепленный на верхнем шарнире (см. рис. 4.5, а, б). Ширину разгрузочной щели (от 75 до 300 мм) и крупность дробленого продукта при этом регулируют (см. рис. 4.5, а) вручную навинчиванием специальной гайки 5 на резьбу верхнего конца вала б в шарнире, вызывающем подъем или опускание его вместе с дробящим конусом 3. Предотвращение поломок при попадании в дробилку недробимых (например, металлических) предметов достигается установкой на приводном валу 7 четырех пальцев (шпонок), которые при резком возрастании нагрузки на привод срезаются, что приводит к немедленной остановке дробилки.

Дробилки для среднего дробления или стандартные (КСД) и для мелкого дробления или короткоконусные (КМД) имеют консольный вал 2, опирающийся дробящим конусом внизу на сферический подпятник 7 (см. рис. 4.5, з). Регулирование ширины параллельной зоны разгрузочной щели дробилок производят поворотом наружного (неподвижного) конуса б с помощью домкратов по винтовой нарезке 5 между ним и установочным кольцом 4 дробилки 1, что приводит к уменьшению или увеличению зазора между конусами. Для предохранения дробилки от поломок при попадании в нее недробимых предметов болты, крепящие установочное кольцо к верхнему фланцу станины, снабжены системой амортизирующих пружин 3. В новых конструкциях дробилок Уралмашзавода прижатие конусов, амортизация и регулирование ширины разгрузочной щели осуществляются с помощью гидропневматической системы. Вместо пружин применяются пневматические цилиндры, наполненные азотом, а между установочным кольцом и неподвижным конусом расположена резиновая кольцевая камера, заполняемая жидкостью. Регулировка разгрузочной щели производится изменением давления жидкости в гидроцилиндрах, соединенных с кольцевой камерой.

В современных крупных конусных дробилках для крупного, среднего и мелкого дробления (например, КРД, КСД-ГРЦ, «Гидрокон» и др.) используют гидравлическую амортизацию и регулирование ширины разгрузочной щели. В этом случае (рис. 4.6) вал 3 опирается на плунжер 2, цилиндр 1, который заполнен маслом и соединен маслопроводом с газовым аккумулятором.

мулятором 6, насосом 8 и сборником масла 7. Регулирование разгрузочной щели осуществляется подъемом или опусканием дробящего конуса и при нагнетании в цилиндр 1 или выпуска из него масла.



При попадании в зону дробления недробящегося тела конус 4 опускается,

Рис. 4.6. Схема гидравлической амортизации и регулирования разгрузочной щели конусных дробилок

нажимая на плунжер 2, который будет передавливать масло из цилиндра 1 в газовый аккумулятор 6 до тех пор, пока между конусами 4 и 5 не образуется щель, по ширине достаточная для прохождения недробящегося тела. Поскольку под действием поступающего в аккумулятор 6 масла находящийся в нем газ сжимается, то как только зона дробления освободится от недробящегося тела, сжатый газ снова передавит масло из аккумулятора в цилиндр 1, плунжер 2 поднимется и конус 4 займет прежнее положение.

Дробилки с гидравлической амортизацией и регулированием разгрузочной щели пригодны для работы в автоматическом режиме.

Конусные дробилки характеризуются высокой производительностью, сравнительно низким удельным расходом электроэнергии и достаточно равномерным по крупности дробленным продуктом. Типоразмеры их определяются диаметром подвижного конуса, у дробилок типа КМД он может быть более 3000 мм. В зависимости от типоразмера дробилок, физических свойств (крепости, влажности, крупности) руды, степени дробления и других факторов производительность дробилок крупного дробления колеблется от 150 до 2300 м³/ч, дробилок среднего дробления — от 20 до 2000 т/ч, дробилок мелкого дробления — от 20 до 1000 т/ч. Степень дробления у конусных

дробилок крупного дробления составляет обычно 3—5, дробилок среднего и мелкого дробления — от 4 до 7. Ширина загрузочного отверстия у различных типоразмеров дробилок крупного дробления может быть от 500 до 1500 мм, что позволяет дробить материал с максимальной крупностью кусков 1200 мм.

К недостаткам конусных дробилок относится сложность конструкции, затрудняющая их ремонт и обслуживание, а также неудовлетворительная их работа при дроблении глинистых и вязких материалов, которые быстро забивают (запрессовывают) рабочую зону и разгрузочную щель дробилки.

4.3.3. Дробление в валковых дробилках

В валковых дробилках материал дробится между двумя валками, вращающимися навстречу друг другу (рис. 4.7, а). Один из них обычно вращается в неподвижно закрепленных подшипниках, другой — в подвижных, удерживаемых в направляющих спиральными амортизирующими пружинами, предохраняющими дробилку от поломки при попадании в нее недробимых предметов. Ширина щели между валками изменяется регулировочным болтом или специальными прокладками между корпусами подвижного и неподвижного подшипников валков.

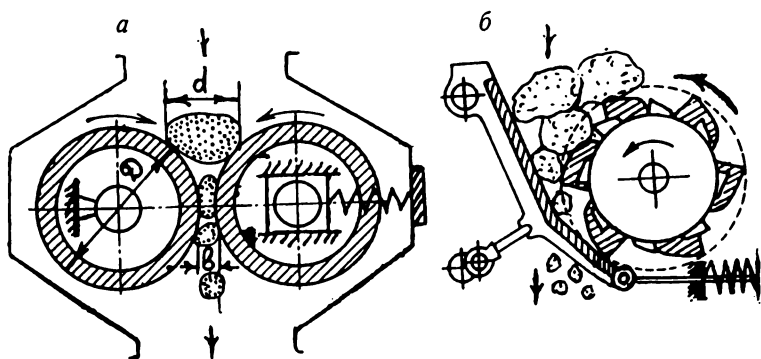


Рис. 4.7. Схемы двухвалковой (а) и одновалковой зубчатой (б) дробилок

Поверхность бандажей из специальной (марганцовистой или углеродистой) стали, насаживаемых на чугунные валки, может быть гладкой, зубчатой или рифленой. При гладкой поверхности валков дробление материала производится раздавливанием и частично истиранием (особенно при различных скоростях вращения валков), при зубчатой и рифленой поверхности — раскалыванием, разламыванием и раздавливанием.

Чтобы угол захвата в дробилках с гладкими валками не превышал двойного угла трения, диаметр валков должен быть примерно в 20 раз больше диаметра самого крупного куска загружаемого материала. Поскольку диаметр валков не превышает 1500—1800 мм, то максимальная крупность дробимого материала составляет 75 мм, поэтому дробилки с гладкими валками используют главным образом для среднего и мелкого дробления твердых пород или мелкого дробления угля и кокса при средней степени дробления 3—4. Однократность сжатия дробимого материала позволяет избежать переизмельчения полезных минералов, что является причиной широкого применения валковых дробилок с гладкими валками при дроблении твердых руд, содержащих хрупкие полезные минералы (например, оловянных, вольфрамовых и др.), перед их последующим обогащением гравитационными методами.

Дробление хрупких и мягких пород производят в валковых дробилках с зубчатой и рифленой поверхностью валков. Максимальная крупность кусков дробимого материала при этом может быть в 4—5 раз больше, чем при дроблении на гладковалковой дробилке, и достигать 300—400 мм. Дробилки применяют исключительно для крупного и среднего дробления таких материалов, как уголь, кокс, соль, высокоглинистые и влажные железные и марганцевые руды при степени дробления 4—6.

Для дробления антрацита, агломерата и угля могут использоваться одновалковые зубчатые дробилки (рис. 4.7, б), в которых дробимый материал подается в пространство между колосниковой решеткой и вращающимся зубчатым валком. Крупные куски придавливаются к решетке и раскалываются или раздавливаются зубьями. Дробленный продукт удаляется из дробилки через отверстия в колосниковой решетке.

Производительность валковых дробилок пропорциональна длине, диаметру, скорости вращения валков и ширине разгрузочной щели между ними. Длина валков обычно в 1,5—3,0 раза меньше диаметра. Окружная скорость у быстроходных валков составляет 4—6 м/с (40—180 об/мин), тихоходных — около 0,5 м/с (3,2—4,6 об/мин).

Достоинствами валковых дробилок являются простота и компактность конструкции, надежность в эксплуатации, незначительное переизмельчение материала; недостатками — малая единичная производительность и непригодность для дробления очень твердых руд.

4.3.4. Дробление в дробилках ударного действия

В дробилках ударного действия материал разрушается ударом стержней, молотков или бил вращающегося ротора. В зависимости от устройства основного дробящего органа они разделяются на дезинтеграторы, молотковые и роторные дробилки.

Дезинтегратор (рис. 4.8, а) состоит из двух входящих один в другой, но вращающихся в разные стороны стержневых роторов (корзин), каждый из которых насажен на отдельный вал. Свободные концы стержней для жесткости связаны кольцами. Дробимый материал подают в центральную часть дезинтегратора.

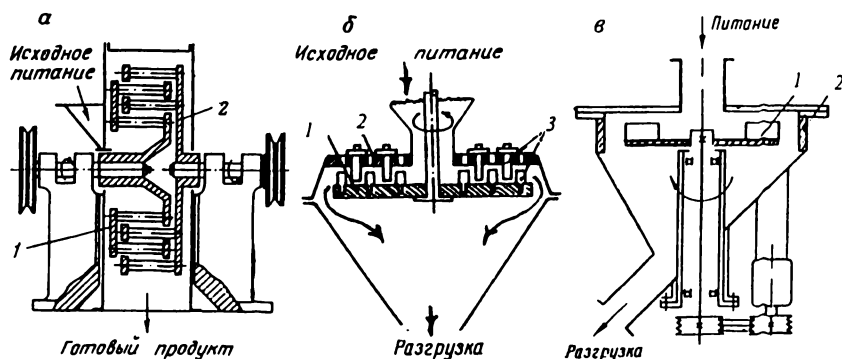


Рис. 4.8. Схемы дезинтегратора стержневого типа (а), дисмембратора с вертикальной осью (б) и дезинтегратора ДЦВ-800 (в)

Получив удар от внутреннего ряда стержней ротора, куски материала дробятся и отбрасываются на следующий ряд стержней второго ротора, вращающегося в противоположном направлении. Под ударами стержней второго ряда происходит дальнейшее дробление и отбрасывание кусков на третий ряд и т. д. Дробленный продукт разгружается вниз под дезинтегратор. Наряду с дроблением в дезинтеграторах происходит хорошее перемешивание всех компонентов дробимого материала; поэтому их часто используют для дробления угольной шихты перед коксованием.

В *дисмембраторах* с горизонтальным или вертикальным (рис. 4.8, б) расположением вала ротора вращается только один диск 1 с закрепленными на нем пальцами 3; другой диск 2 с пальцами 3 — неподвижный. Исходный материал подается в центральную часть вращающегося диска; дробленный продукт разгружается по периферии дисков.

Дезинтеграторы типа ДЦВ (рис. 4.8, в) представляют собой центробежное устройство с безударным разгонным ротором. Наиболее широко они используются для переработки слюдосодержащих руд крупностью менее 50 мм с целью расслоения слюды, которое достигается с помощью свободного удара ориентированных торцами кристаллов о неподвижную поверхность статора 2. Разгон и ориентирование плоских кусков руды осуществляется на плоском вращающемся роторе 1, снабженном радиальными лопастями. Угол встречи кусков материала и сила удара их о поверхность статора регулируются частотой вращения ротора и формой используемой футеровки рабочих поверхностей.

В молотковых и роторных дробилках ударный ротор вращается в рабочем пространстве корпуса, футерованного специальными броневыми плитами.

Удары по кускам материала в *молотковых дробилках* (рис. 4.9) наносятся молотками, укрепленными на роторе машины шарнирно. Ротор состоит из насаженных на вал дисков, по периферии которых через отверстия пропущены стержни, служащие осями дробящих молотков. Поскольку сила удара определяется массой молотка, то для крупного дробления устанавливается меньшее число рядов тяжелых молотков, а для

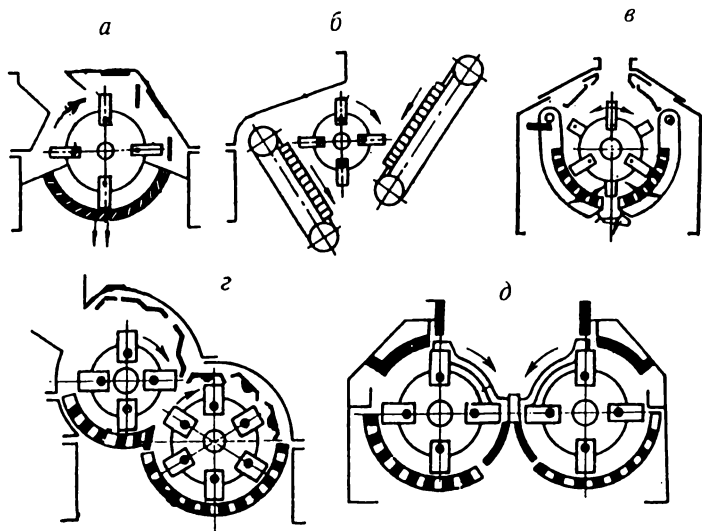


Рис. 4.9. Схемы однороторных (а—в) и двухроторных (z, d) молотковых дробилок

мелкого дробления — большее число рядов легких молотков. Наибольшая эффективность наблюдается при дроблении хрупких руд и материалов.

В роторных дробилках (рис. 4.10) удары по кускам дробимого материала производятся выступами ротора, или билами, жестко заделанными в роторе. Сила удара при этом определяется не только массой била, но и самого ротора. Это позволяет применять роторные дробилки для разрушения крупных кусков сравнительно прочных материалов.

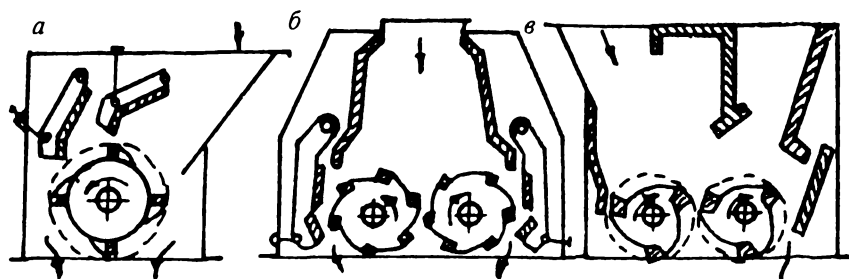


Рис. 4.10. Схемы роторных дробилок с одним (а) и двумя (б, в) роторами

Молотковые и роторные дробилки изготавливают с ротором диаметром до 2000 мм, длиной до 3000 мм и окружной скоростью до 117 м/с. Они пригодны для крупного, среднего и мелкого дробления.

Дробимый материал поступает в рабочее пространство дробилки через загрузочное отверстие. Разрушение кусков вызывается ударом молотков или бил, ударом кусков о специальные отбойные плиты или бронестержни и при взаимном их столкновении, раздавливанием и истиранием кусков молотками или билами на колосниковой решетке. Дробленый продукт разгружается вниз под дробилку.

Для предотвращения вылета кусков из приемного отверстия предусмотрены закрытые сверху коробки, вход материала в которые имеет штору из конвейерных лент или цепей. Эту же коробку используют и для отсоса пыли, образующейся при дроблении.

Отбойные плиты изготавливаются в виде массивных отливок волнистой или зубчатой формы, иногда с продольными или поперечными щелями. В молотковых дробилках они устанавливаются неподвижно, в роторных — или подвешиваются совершенно свободно, или снабжаются пружинными амортизаторами, что позволяет им поворачиваться вокруг своей оси, если сила удара превышает известную величину или при попадании в дробилку недробимого предмета.

В зависимости от назначения дробилок их изготавливают одно- и двухроторными, с колосниковыми решетками и без них, со встроенными в корпус тяжелыми конвейерами, реверсивными или неререверсивными.

Дробилки с колосниковой решеткой (см. рис. 4.9, *з, д*) предназначаются для окончательного мелкого дробления материала. Колосниковые решетки занимают от 80 до 180 нижней части окружности ротора и позволяют получить более равномерный по крупности дробленый продукт. Однако они часто забиваются, ломаются, и для дробления глинистых и вязких руд обычно применяются молотковые или роторные дробилки без колосниковых решеток. Получение равномерного по крупности дробленого продукта при этом обеспечивается повышенной скоростью вращения ротора, при которой куски

дробимого материала подвергаются многократному ударному воздействию молотков или бил за время их прохождения через дробилку.

Применение двухроторных дробилок с последовательным или параллельным расположением в них роторов (см. рис. 4.9, г, д) позволяет существенно увеличить производительность. Наличие двух вращающихся навстречу друг другу роторов обуславливает сокращение до минимума возможности залипания в дробилке материалов с критическим пределом влажности, равной 6—10 % для молотковых и 15 % для роторных дробилок.

Дробилки со встроенными в корпус тяжелыми пластинчатыми конвейерами (см. рис. 4.9, б), играющими роль подвижных отбойных плит, обеспечивающих самоочистку дробилки, применяют для дробления более влажных (до 30—40 % влажности), вязких глинистых, склонных к забиванию липких руд, например, бокситов и аналогичных им глинистых полезных ископаемых. Реверсивность дробилок, позволяющая менять направление вращения их ротора, обеспечивает двухстороннее использование молотков или бил без разборки дробилок для их поворота. Молотки и била для их износостойкости обычно наплавливают твердыми сплавами.

Используемый принцип дробления, простота, компактность и малая масса конструкции дробилок ударного действия определяют ряд их достоинств:

- *высокую степень дробления* в результате многократного ударного воздействия молотков, бил или стержней на куски материала при прохождении его через дробящее пространство. Степень дробления у однороторных дробилок достигает 15, у дезинтеграторов и двухроторных дробилок — 40. Вследствие заметного снижения производительности дробилок при большой степени дробления ее значение редко превышает 10. Регулировка степени дробления осуществляется изменением скорости вращения ротора, размера отверстий колосниковой решетки, величины зазора между ней и молотками или билами ротора;

- *высокую производительность* на единицу массы машины и занимаемого ею объема. Стоимость их на единицу производительности 1,5—2 и в 3,5—5,5 раза ниже, чем валковых и ще-

ковых дробилок, а масса соответственно в 4 и в 4,5—5 раз меньше. Общая производительность дробилок зависит от диаметра, длины и скорости вращения ротора, физических свойств руды, степени дробления, влажности, конструктивных особенностей и может достигать 500 т/г при дроблении руды средней твердости;

- *более низкий*, по сравнению со щековыми, конусными и валковыми дробилками, *удельный расход электроэнергии* при меньшей в 1,1—2,0 раза установочной мощности электродвигателей у дробилок ударного действия;

- возможность применения их для дробления вязкого глинистого материала с повышенной влажностью, который в дробилках с качающимися рабочими поверхностями прессуется;

- возможность осуществления в них избирательного дробления, например, алмаз- и изумрудсодержащих руд, углей и других полезных ископаемых.

Недостатком дробилок ударного действия, по сравнению со щековыми и конусными, является более высокий износ дробящих тел и футеровочных плит при дроблении абразивных и прочных материалов. Если при дроблении мягких известняков, углей, сланцев расход стали в молотковых и роторных дробилках составляет всего 1,5—15 г/т, то при дроблении материалов высокой крепости он возрастает до 150—200 г/т. Для конусных дробилок при той же степени дробления (в сумме по всем стадиям) расход стали, даже на более крепких рудах, обычно составляет от 30 до 70 г/т.

Преимущества ударных дробилок тем больше, чем меньше прочность дробимого материала, поскольку увеличение прочности материала, резко снижающее производительность и надежность работы ударных дробилок, оказывает значительно меньшее влияние на щековые и конусные дробилки, производительность которых в основном определяется скоростью разгрузки материала. Поэтому дробилки ударного действия применяют для дробления и измельчения материалов низкой и средней прочности: углей, известняков, доломитов, гипса, барита, мела, мергеля, асбестовых руд, каменных солей и т. п. Применение их в этих случаях, вместо более дорогих

конусных и щековых дробилок, может дать существенный экономический эффект, особенно по капитальным затратам.

Молотковые и роторные дробилки устанавливаются на фундаментах, масса которых примерно в три раза превышает массу дробилок. Между корпусом дробилки и фундаментом устанавливают амортизирующие прокладки из деревянных брусков и толстой резины. Большие скорости вращения роторов и значительные центробежные силы, возникающие при этом, требуют тщательной балансировки всех вращающихся деталей.

Во время работы дробилки следует обеспечивать: равномерное поступление дробимого материала и удаление дробленого продукта; улавливание недробимых тел из материала, поступающего на дробление; исправную работу системы смазки. При дроблении материалов с высокой влажностью или большим содержанием мелочи необходимо периодически проверять и очищать колосниковую решетку.

4.3.5. Электрогидравлическое и электроимпульсное дробление

В электрогидравлических дробилках (рис. 4.11) разрушение материала крупностью до 200 мм, поступающего по загрузочному устройству 4, происходит под действием ударной волны, образующейся между электродом 1 и решеткой-электродом 2 при кратковременном электрическом разряде с частотой примерно 5 имп/с. При этом осуществляется избирательное дробление преимущественно по плоскостям спайности минералов и трещинам в горной породе. Разрушенный материал до 5—25 мм проходит через отверстия решетки 2 и разгружается из нижней части дробилки устройством 3.

Электрическая схема дробилки включает, помимо электродов 1 и 2, катушку обратного тока 5 с элементами цепи задания частоты разрядов (R_1 , C_1 , l_1) и элементами цепи заряда-разряда (R , C , l). Частота включения рабочих электродов 1 и 2 дробилки регулируется параметрами специальной разрядной цепи R_1 , C_1 и разрядником l_1 . При включении разрядника l_1 вызывается пробой воздушного промежутка l , ограниченно электродами рогаобразной формы. Токи, протекающие по обратному проводнику, проложенному рядом с воздушным

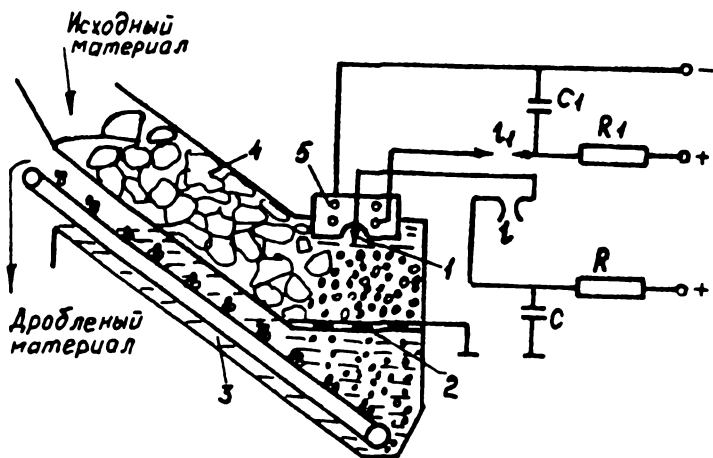


Рис. 4.11. Схема электрогидравлической дробилки

промежутком, выдувают из него плазму и прерывают тем самым процесс разряда. Особенностью электрогидравлических дробилок для проводящих материалов является отсутствие контакта одного или обоих электродов с дробимым материалом, чтобы исключить возможное замыкание цепи через материал.

Применение электрогидравлических дробилок затрудняется большим расходом электроэнергии, малым сроком службы электрооборудования и повышенной опасностью в связи с использованием высокого напряжения (до 40 кВ). Их применение является вполне эффективным в тех случаях, когда требуется полное исключение загрязнения материала примесями железа или высокая избирательность процесса раскрытия минералов (например, алмазов, изумрудов и др.) с минимальным переизмельчением хрупких ценных компонентов.

Электроимпульсное дробление (и измельчение) основано на разрушении материала путем использования электрических разрядов, пробивающихся находящиеся в жидкости зерна материала. Прохождение траектории канала разряда через твердое тело обеспечивается использованием импульсов электрического напряжения определенной продолжительности и формы. Образующаяся при этом ударная волна вызывает растягивающие напряжения и разрывает тело. По данным И.И. Ка-

ляцкого, В.И. Курца, Г.А. Финкельштейна и В.А. Цукермана, электроимпульсное дробление (и измельчение) обеспечивает более высокую избирательность раскрытия, по сравнению с механическим дроблением (и измельчением), при практически одинаковом расходе электроэнергии.

4.4. Характеристика процессов измельчения и конструкции аппаратов

К основным процессам измельчения относятся: измельчение в барабанных вращающихся и вибрационных мельницах, центробежных, струйных и взрывоструйных мельницах. Выбор типа измельчительного аппарата зависит от физических свойств (прочности, вязкости, хрупкости, трещиноватости и др.) и крупности исходного материала, требуемой степени его измельчения и раскрытия сростков, гранулометрического состава измельченного продукта, необходимой производительности.

4.4.1. Измельчение во вращающихся барабанных мельницах

Барабанная мельница (рис. 4.12, а) представляет собой обычно цилиндрический (иногда конический или цилиндроконический) барабан 1 с торцевыми крышками 2, 3 и пустотелыми цапфами 4, 5, опирающимися на подшипники 6, 7. Исходный материал загружается через одну цапфу, а измельченный продукт разгружается через другую. Движение материала вдоль оси барабана происходит за счет перепада уровней загрузки и разгрузки и напора в результате непрерывной загрузки исходного материала: при мокром измельчении материал транспортируется водой, а при сухом — воздушным потоком.

При вращении барабана измельчающая среда (стальные шары, стержни, куски руды или рудная галля) и измельчаемая руда благодаря трению поднимаются на некоторую высоту и затем сползают, скатываются или падают вниз. Измельчение происходит за счет удара падающей измельчающей среды, раздавливания и трения между частицами и перекатывающимися слоями содержимого мельницы. Вклад удара, трения и

раздавливания в работу измельчения зависит от режима работы мельницы, определяемого частотой вращения ее барабана, по отношению к критической $n_{кр}$, когда для частицы или дробящего тела, например шара, в наивысшей точке A (рис. 4.12, б) достигается равновесие двух основных действующих сил — центробежной силы F и силы тяжести P — и они уже не могут оторваться от поверхности вращающегося барабана.

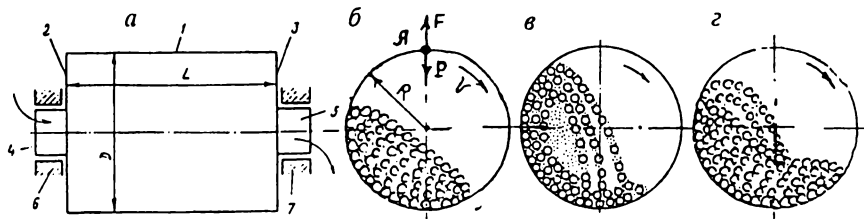


Рис. 4.12. Схема барабанной вращающейся мельницы (а) и движения в ней мелющих тел при каскадном (б), водопадном (в) и смешанном (г) режимах измельчения

Для этих условий:

$$P = F = mV^2/R = PV^2/(gR) = P(\pi D n_{кр}/60)^2/(gD/2) = P2\pi^2 D n_{кр}^2/60^2 g,$$

$$n_{кр} = \sqrt{60^2 g/(2\pi^2 D)} = \sqrt{60^2 \cdot 9,81/(2 \cdot 3,14^2 D)} = 42,4/\sqrt{D}, \text{ мин}^{-1},$$

где D — внутренний диаметр барабана мельницы.

В промышленных условиях мельницы работают при частоте вращения барабана, равной 50—88 % критической, в каскадном, водопадном или смешанных режимах измельчения в зависимости от характера измельчаемого сырья, его исходной и необходимой конечной крупности.

Каскадный (некатарактный, перекатный) режим (см. рис. 4.12, б) наблюдается при небольшой частоте вращения барабана, составляющей 50—60 % критической. Мелющие тела, например шары, поднимаясь на некоторую высоту, затем скатываются «каскадом» или сползают вниз, измельчая материал главным образом раздавливанием и истиранием. Режим используется с целью: получения однородного по крупности про-

дукта измельчения перед его, например, гравитационным обогащением; предотвращения ударных воздействий мелкощитов тел на материал и тем самым переизмельчения хрупких материалов или некрепких пород; разупрочнения сростков и улучшения степени их раскрытия при доизмельчении концентратов и промпродуктов обогащения. Разупрочнение сростков обусловлено множеством относительно слабых ударов, производимых мелкощитовыми телами при их каскадном перемещении относительно друг друга. Уменьшение диаметра шаров до 25—40 мм, но увеличение их количества, приводящее к уменьшению энергии ударов, но к увеличению их числа, повышает эффективность разупрочнения и раскрытия сростков при уменьшении энергозатрат на 25—30 % без снижения удельной производительности мельницы по готовому классу крупности. Положительным явлением при каскадном режиме измельчения является также внутримельничная классификация, благодаря которой в нижней части барабана концентрируются и подвергаются измельчению лишь наиболее крупные и тяжелые сростки; более тонкие частицы, находясь в пульпе выше зоны, заполненной мелкощитовыми телами, не измельчаются и выносятся из мельницы потоком. Для обеспечения этой классификации измельчение проводится на относительно разбавленных пульпах (40—50 % твердого), что необходимо также и для обеспечения достаточной интенсивности измельчения при перекачивании мелкощитовых тел, так как слишком густая пульпа чрезмерно смягчала бы их воздействие на измельчаемые зерна.

Водопадный (катарактный) режим (рис. 4.12, в) осуществляется при частоте вращения барабана 75—88 % критической, обеспечивающей переход всех или большинства слоев мелкощитовых тел с круговой на параболическую траекторию. Измельчение материала при этом происходит главным образом за счет удара падающих тел и лишь незначительно за счет раздавливания и истирания. Эффективность измельчения возрастает с увеличением плотности пульпы до 65—80 % твердого за счет уменьшения гасящего действия жидкой фазы на силу удара мелкощитового тела. Однако слишком большая плотность пульпы приводит к переизмельчению материала и может стать причиной забивки мельницы. Водопадный режим явля-

ется наиболее оптимальным при измельчении крупнодробленых и трудноизмельчаемых материалов и широко используется в настоящее время в промышленной практике.

Смешанный режим (рис. 4.12, з) является промежуточным между каскадным и водопадным режимами измельчения и наблюдается при частоте вращения барабана 60—75 % критической. При этом внешние слои мелющих тел падают на внутренние слои материала, скатывающегося по склону вниз.

Оптимальная частота вращения барабана при всех режимах измельчения зависит от степени или коэффициента заполнения его мелющими телами, которые изменяются от 30 до 50 %. Чем больше их значение, тем меньше оптимальная частота вращения барабана.

Технологическая и экономическая эффективность работы барабанных вращающихся мельниц зависит не только от режима измельчения, плотности пульпы и степени заполнения барабана мелющими телами. Существенное влияние на нее оказывают также характеристика измельчающей среды, профиль и качество футеровки барабана, исходная и конечная крупность измельчаемого материала, его измельчаемость, конструктивные особенности мельницы.

В качестве измельчающей среды наиболее часто используются стальные шары, стержни, куски руды или рудная галля. Максимальный размер мелющих тел, загружаемых в мельницу, в 13—33 раза больше максимального куска измельчаемого материала. Для измельчения крупных и твердых материалов применяются более крупные, а для измельчения мелких и мягких материалов — более мелкие мелющие тела. К примеру, размер загружаемых стальных шаров изменяется от 100—125 до 25—30 мм. С целью повышения эффективности воздействия мелющих тел на измельчение материала, раскрытие сростков и снижение энергозатрат:

- производят рационализацию гранулометрического состава измельчающей среды догрузкой мелющих тел (например шаров) разного размера с учетом гранулометрической характеристики измельчаемого материала;

- применяют барабаны цилиндрической и конической формы, способствующие рациональному распределению

мельющих тел и измельчаемого материала по их крупности вдоль барабана: там, где диаметр и окружная скорость барабана больше, т. е. в начале барабана, сосредотачиваются более крупные мелющие тела и куски руды; последующее уменьшение диаметра барабана в направлении движения материала сопровождается уменьшением крупности материала и мелющих тел;

- используют стальные тела нешарообразной формы, в том числе цельпечбс, представляющий собой тела в виде цилиндров или усеченных конусов, шары из материалов различной прочности или с изменяющейся твердостью по их радиусу.

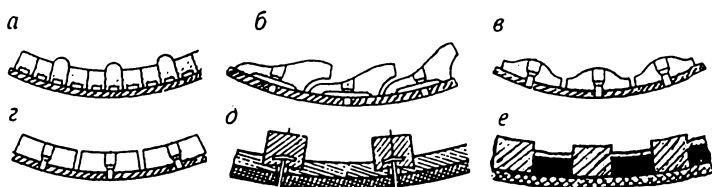


Рис. 4.13. Профили ступенчатой брусчатой (а), каскадной (б), волнистой (в), гладкой (г), резиновой (д) и магнитной (е) футеровок

Для защиты барабана мельницы от износа внутренняя поверхность его футеруется (через каждые 6—15 мес.) плитами из марганцовистой, хромистой стали или резины. Их профиль (рис. 4.13) существенно влияет на характер движения измельчающей среды. При ступенчатой, каскадной и волнистой футеровках (рис. 4.13, а — в) мелющие тела поднимаются выше и сила удара их больше, чем при гладкой (рис. 4.13, г) и резиновой (рис. 4.13, д), используемых обычно для измельчения более мелких или более мягких материалов. При этом применение резиновых футеровок является более эффективным, по сравнению с металлическими, так как позволяет увеличить срок их службы, уменьшить трудозатраты при перефутеровках барабана, а также энергозатраты и шум при работе мельницы. В последнее время начали применять магнитную футеровку, состоящую из керамических постоянных магнитов завулканизированных в резину (рис. 4.13, е). Магниты одной стороной прижимают футеровку к барабану, а другой — при-

тягивают магнитный материал (измельчаемую магнетитовую руду, стальные мелющие тела), образуя постоянно восстанавливаемый защитный слой.

Производительность Q и потребляемая полезная мощность N мельницы пропорциональны ее диаметру D в степени $2,5 \div 2,6$ и длине L , а удельная производительность q (приходящаяся на 1 м^3 объема барабана) пропорциональна диаметру барабана в степени $0,5 \div 0,6$:

$$Q = kN = k' D^{2,5+2,6}L; q = k' D^{2,5+2,6}L/(\pi D^2 L/4) = k'' D^{0,5+0,6},$$

где k, k', k'' — коэффициенты пропорциональности ($k' = 0,5—3$).

Значения Q и q возрастают с уменьшением исходной и увеличением конечной крупности измельчения, повышением эффективности классификации продукта измельчения, оптимизацией величины циркулирующей нагрузки и плотности пульпы.

Повышение эффективности классификации (применением, например, грохотов тонкого грохочения или эффективных режимов работы гидроциклонов) и оптимизация циркулирующей нагрузки, вызывающей увеличение скорости прохождения материала через мельницу, позволяют также резко снизить количество переизмельченного материала. Значение оптимальной циркулирующей нагрузки обычно возрастает с увеличением степени измельчения и падает с уменьшением длины барабана мельницы. Необходимость оптимизации плотности пульпы при этом обусловлено тем, что избыточное разжижение ее приводит к быстрому прохождению через мельницу и загрузлению помола, а избыточное уплотнение — наоборот, к переизмельчению материала и иногда к забивке мельницы.

Кроме производительности и качества измельчения руды, эффективность работы мельницы определяется стоимостью измельчения 1 т руды, которая складывается из стоимости расходуемой энергии ($15—40 \text{ кВт ч/т}$), шаров ($0,5—2,5 \text{ кг/т}$), стержней ($0,2—0,5 \text{ кг/т}$) и футеровки ($0,1—0,4 \text{ кг/т}$), износ которых возрастает с уменьшением собственной твердости и увеличением твердости измельчаемого материала исходной крупности, степени его измельчения.

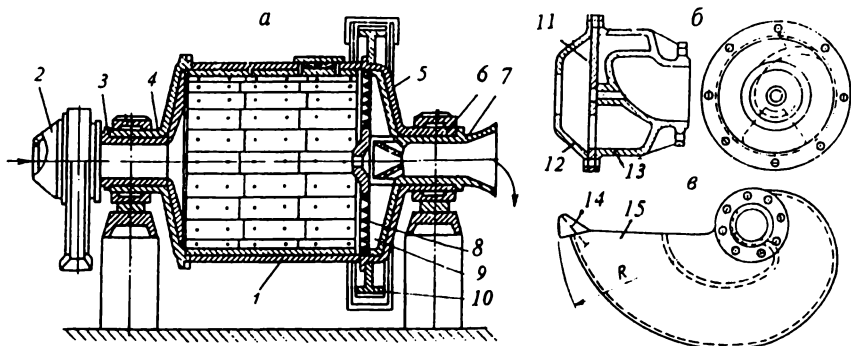


Рис. 4.14. Схема шаровой мельницы с решеткой (а) и конструкции питателей: б и в — питатели соответственно барабанный и улитковый

В зависимости от вида измельчающей среды различают мельницы шаровые, стержневые, галечные и рудногалечные, самоизмельчения и полусамоизмельчения, которые по способу разгрузки делят на мельницы с решеткой и с центральной разгрузкой.

Шаровые мельницы с решеткой (рис. 4.14, а) типа МШР диаметром 0,9—6 м, длиной 0,9—8 м и рабочим объемом барабана 0,45—208 м³ используются обычно для измельчения мелкодробленых (до 30—5 мм) материалов с целью получения равномерного по крупности продукта менее 0,15 мм с небольшим количеством шламов. Оптимальная частота вращения барабана l , осуществляемого через венцовую шестерню 10, составляет 75—80 % критической при степени заполнения его шарами диаметром 40—120 мм 40—50 %.

Исходный материал поступает через питатель 2, закрепленный на фланце патрубком 3 загрузочной цапфы 4. Если мельница работает в открытом цикле, то применяется барабанный питатель (рис. 4.14, б), состоящий из цилиндрической камеры 11, крышки 12 и диафрагмы с секторным затвором 13; если в замкнутом цикле — то улитковый или комбинированный питатель (рис. 4.14, в), представляющий собой комбинацию барабанного питателя, улиткового черпака 15 со сменным козырьком 14 и крышки.

Разгрузка измельченного продукта производится через решетку 8, установленную у разгрузочного конца мельницы. Пространство между решеткой 8 и торцевой крышкой 5 разделено перегородками — лифтерами 9 на секторные камеры, открытые в разгрузочную цапфу 6. Прошедшая через решетку пульпа зачерпывается лифтерами, поднимается до уровня разгрузочной цапфы, сливается в нее и удаляется самотеком через горловину 7.

Конструкция разгрузочного узла мельницы позволяет поддерживать в ней низкий уровень пульпы, что существенно повышает эффективность ударного воздействия мелющих тел на частицы материала и способствует более быстрому продвижению крупнозернистой пульпы вдоль оси барабана, но вызывает повышенный износ шаров и футеровки. Перекрывая отверстия решетки, можно регулировать уровень пульпы в барабане, изменяя тем самым крупность измельченного продукта, его гранулометрический состав и производительность мельницы.

Мельницы для сухого измельчения с разгрузкой через торцевую решетку типа ШБМ размером ($D \times L$) от 2070 × 2650 до 3700 × 8500 мм аналогичны по конструкции шаровым мельницам мокрого измельчения МШР. Их применяют в основном для измельчения углей на пылевидное топливо в замкнутом цикле с воздушными сепараторами.

К недостаткам мельниц с решеткой относятся: сложность конструкции разгрузочного узла, большая стоимость мельницы, возможность забивки отверстий решетки щепой, изношенными шарами и рудой.

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой типа МЦЦ диаметром 0,9—6 м, длиной 1,8—3,5 м и рабочим объемом барабана 0,9—221 м³ используются для измельчения дробленой руды (до 30—5 мм) и продуктов обогащения до 0,05 мм. По конструкции они аналогичны мельницам МШР и отличаются тем, что в них нет решеток. Разгрузка пульпы происходит путем свободного слива через отверстие в разгрузочной цапфе, диаметр которой несколько больше, чем загрузочной, чтобы создать необходимую для разгрузки разницу уровней пульпы у цапф. Для возврата в барабан случайно попавших в разгрузочную цапфу шаров и недоизмельченных кусков руды она снабжена спиралью с обратным вращению мельницы на-

правлением витков. Из-за более высокого уровня пульпы в барабане и меньшей скорости перемещения материала вдоль барабана производительность мельниц МШЦ на 10—15 % меньше, чем мельниц МШР.

Стержневые мельницы с центральной разгрузкой типа МСЦ диаметром 0,9—4,5 м, длиной 1,8—6 м и рабочим объемом барабана 0,9—85 м³ используются чаще всего для открыто-циклового измельчения дробленых (до 50—12 мм) материалов перед их последующим измельчением в шаровых мельницах или для замкнуто-циклового измельчения крупновкрапленных руд при подготовке их к гравитационному обогащению.

Конструктивно они отличаются от мельниц МШЦ только большим диаметром разгрузочной цапфы с целью более резкого снижения уровня пульпы по направлению ее движения и увеличения скорости прохождения материала через мельницу. Мелющими телами являются стержни диаметром от 40 до 125 мм и длиной на 25—50 мм короче внутренней длины барабана. При степени заполнения 35—40 % оптимальная частота вращения барабана составляет 65—70 % критической.

Стержневые мельницы обеспечивают получение более равномерного по крупности измельченного продукта, чем шаровые. Крупные куски, попадая между стержнями, измельчаются сами, предохраняя мелкие зерна от переизмельчения, которые просеиваются между ними. Этому способствует также то, что удар стержня воспринимается одновременно несколькими кусками, причем удар большей силы получают куски более крупные. Считают, что при измельчении в пределах от 13 до 0,8 мм стержневые мельницы расходуют энергии на 25 % меньше, чем шаровые. Однако на вязких и твердых рудах они менее эффективны.

Стержневые мельницы для сухого измельчения с разгрузкой через окна по периферии цилиндрической части барабана у разгрузочного конца (МСП) и с разгрузкой через окна на разгрузочной крышке применяют для измельчения в открытом цикле нерудных материалов вместо молотковых дробилок.

Галечные и рудногалечные мельницы с разгрузкой через решетку типа МГР или МШРГУ диаметром 4—6 м, длиной 6—12,5 м и рабочим объемом 83—320 м³ используются для тон-

кого измельчения золотосодержащих, полиметаллических, железных руд и продуктов обогащения других полезных ископаемых крупностью менее 3—1 мм, особенно в тех случаях, когда необходимо исключить загрязнение измельчаемого материала железом, образующимся в результате износа шаров и футеровки. Конструктивно они аналогичны шаровым мельницам МШР, несколько отличаясь от них только конструкцией решетки, формой и профилем футеровки, в связи с меньшей массой измельчающей среды, в качестве которой используется окатанная рудная галля (из мельниц самоизмельчения) или куски руды (после среднего дробления) крупностью от 20 до 120 мм. Оптимальная частота вращения барабана при степени его заполнения 45—50 % составляет 75—85 % критической. Применение галли и кусков руды плотностью около 3 г/см³ вместо стальных шаров плотностью 7,8 г/см³ приводит к снижению производительности мельницы в 2—2,5 раза и увеличению энергозатрат на каждую тонну измельченного материала, которые могут быть компенсированы исключением затрат на привозные стальные шары, повышением технологических показателей последующего обогащения и качества готовой продукции за счет улучшения раскрытия минералов при измельчении.

Мельницы самоизмельчения (рис. 4.15) предназначены для тонкого измельчения (до 0,3—0,07 мм) крупнокускового (от 300 до 600 мм) неклассифицированного или разделенного на

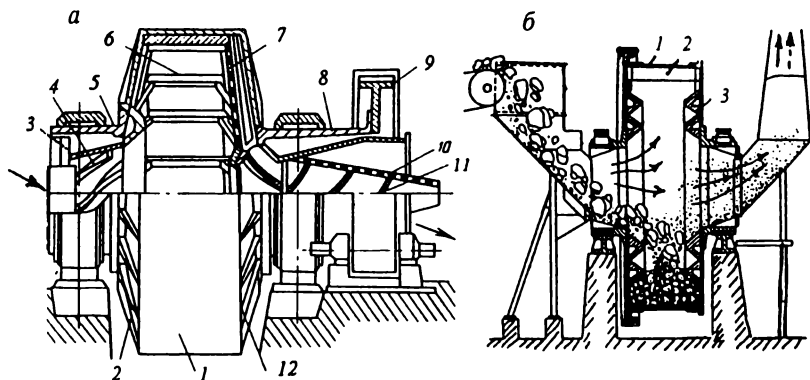


Рис. 4.15. Схемы мельниц мокрого (а) и сухого (б) самоизмельчения

два класса крупности (+100 и -100 мм) материала при переработке медно-молибденовых, железных, золотосодержащих и других типов руд. В процессе измельчения крупные куски измельчают более мелкие зерна руды и одновременно измельчаются сами. По своей конструкции мельницы подобны обычным; принципиальное отличие их состоит лишь в большом диаметре (до 11—13 м) при малой длине (0,3—0,5 диаметра). Большой диаметр обеспечивает необходимую силу удара кусков и увеличивает удельную производительность мельницы, которая растет пропорционально ее диаметру в степени 0,6.

Применение мельниц самоизмельчения позволяет заменить две-три стадии дробления, одну-две стадии измельчения и увеличить, следовательно, производительность труда, резко снизить расход стали шаров и футеровки, улучшить раскрытие руд и повысить технологические показатели обогащения. Недостатком процесса и мельниц самоизмельчения является большая чувствительность их к изменению физико-механических свойств измельчаемых руд и особенно соотношения в них крупных и мелких фракций, образование в некоторых случаях избыточного количества кусков «критической крупности», которые не могут служить ни мелющими телами, ни измельчаемым материалом, более высокие энергозатраты (примерно на 10 %, а при плотных рудах — на 30 %) по сравнению с измельчением стальной средой.

Недостаток крупных кусков в руде компенсируется добавкой стальных шаров (3—8 объема); изменение физико-механических свойств руды — предварительным разделением ее на крупную (+100 мм) и мелкую (-100 мм) фракции, дозируемые в мельницу системами автоматизации; избыток кусков «критической крупности» — выводом их из процесса для додрабливания (в дробилках КМД или КИД) или последующего использования в качестве мелющих тел в галечных или рудногалечных мельницах.

Мельницы самоизмельчения работают в режимах как мокрого, так и сухого измельчения. Несколько более высокая производительность мельниц мокрого измельчения сопрово-

ждается одновременным увеличением износа футеровки за счет более абразивного действия на нее пульпы.

Мельницы мокрого самоизмельчения (рис. 4.15, а) типа ММС (за рубежом — «Каскад») в цилиндрической части барабана 1 имеют лифтеры 6 для подачи руды, а на торцевых крышках 2 и 12 — выступы для уменьшения сегрегации материала. Горловина 3 загрузочной цапфы 5 имеет спирали 4 для ускорения подачи руды в мельницу. С разгрузочной стороны мельница снабжена решетками 7 и лифтерами-вычерпывателями. На разгрузочной цапфе 8 закреплена бутара 10 с обратной спиралью 11 для отделения и возврата в мельницу недоизмельченных кусков. На ее фланце монтируется зубчатый венец, получающий вращение от электродвигателя через редуктор. Оснащение мельниц больших размеров тихоходными низкочастотными электродвигателями и переход на безредукторный привод позволяют снизить капитальные затраты, повысить КПД установки на 6—8 % и обеспечить оптимальную частоту вращения барабана мельницы, составляющую 70—75 % критической при степени заполнения его 38—42 %.

Мельницы сухого самоизмельчения (рис. 4.15, б) типа МСС (за рубежом — «Аэрофол») по конструкции аналогичны мельницам ММС. Самоизмельчение руды происходит в результате подъема кусков под действием центробежной силы и с помощью лифтеров 2 на внутренней поверхности барабана 1 и падения их вниз. Отбойные кольца 3 на торцевых крышках направляют падающие куски руды в середину барабана, предотвращая сегрегацию материала. Измельченный продукт выносится через разгрузочную цапфу воздушным потоком, создаваемым вентилятором, и поступает в воздушный сепаратор, работающий в замкнутом цикле с мельницей. Оптимальная частота вращения барабана при степени заполнения его 35—42 % составляет 85—95 %.

4.4.2. Измельчение в вибрационных мельницах

Барабан или камера вибрационных мельниц (рис. 4.16), используемых для сухого измельчения, не совершают вращательного движения. Под действием дебалансного инерцион-

ного (рис. 4.16, *а*) или гирационного (рис. 4.16, *б*) вибратора возбуждаются круговые колебания их в плоскости, перпендикулярной к оси вибратора, и обратно направленное вращательное движение измельчающей среды, вызывающее измельчение материала в результате ударных и истирающих нагрузок. Меняя амплитуду колебаний (5—15 мм) и частоту вращения дебаланса (1000—3000 мин⁻¹), можно оказывать дозированное воздействие разрушающих сил на измельчаемый материал, что улучшает раскрытие сростков минералов. В качестве мелющих тел используются обычно шары или стержни из стали, высокохромистого сплава или карбида вольфрама. Внутренняя поверхность барабана или камеры мельницы футеруется износостойкой резиной или сталью. Степень заполнения их мелющими телами составляет 60—70 %, а вместе с измельчаемым материалом — около 80—90 %. Мельницы могут работать в условиях повышенного давления или вакуума, при нагревании или охлаждении.

Преимущества вибрационных мельниц, по сравнению с обычными шаровыми, проявляются при тонком и особенно сверхтонком измельчении, для которого они и используются при производстве строительных материалов, в химической и

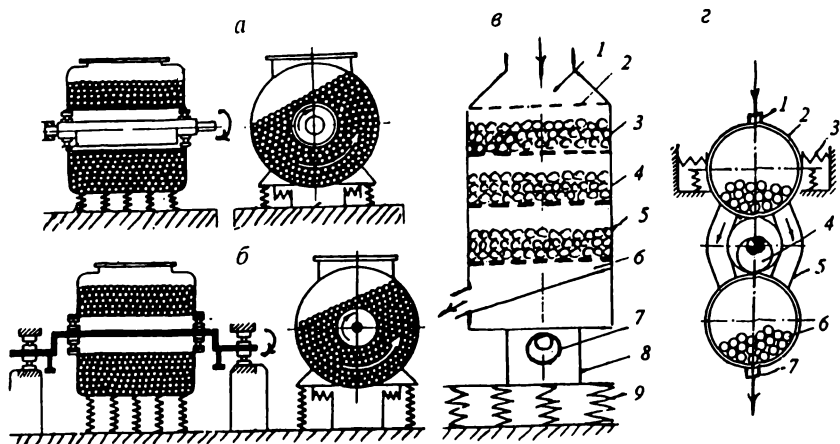


Рис. 4.16. Схемы вибрационных мельниц инерционного (*а*), гирационного (*б*) типов, вертикальной типа МВВ-2 (*в*) и типа «Палла-У» (*г*)

металлургической промышленности, при измельчении золотосодержащих руд, кварцевого песка, доизмельчения оловянных концентратов. Исходная крупность при этом составляет обычно 2—5 мм, достигая в редких случаях 12 мм.

Непрерывность процесса измельчения в вибрационных мельницах с внутренним вибратором (рис. 4.16, а, б) достигается в результате удаления измельченного продукта из барабана или камеры воздушным потоком при непрерывной подаче в зону измельчения исходного материала. Мельница работает в замкнутом цикле с воздушным сепаратором. Для подачи воздуха и вывода пылевоздушной смеси в корпусе мельницы имеются специальные штуцеры. Размещение вибратора внутри камеры или барабана является недостатком, затрудняющим как эффективную работу мелющих тел, так и эффективную «вентиляцию» мельницы с целью удаления измельченного продукта. Поэтому конструкции вибрационных мельниц с вынесенным вибратором (рис. 4.16, в, г) являются более перспективными.

В вертикальной вибрационной мельнице МВВ-2 (рис. 4.16, в) колебательные движения вдоль ее вертикальной оси обеспечиваются инерционным вибратором 7, размещенном в приводной секции 8, установленной на резиновых амортизаторах 9. Исходный материал поступает в камеру 1 на распределительное устройство 2 и подвергается последовательному измельчению в радиальных камерах 3—5. Готовый продукт разгружается через патрубок камеры 6.

Вибрационная мельница типа «Палла-У» (см. рис. 4.16, г) состоит из труб 2, 6 диаметром 0,55—0,65 м и длиной 2,1—4,3 м, расположенных на амортизаторах 3 горизонтально и заполненных примерно на 70 % мелющими телами (шарами или стержнями). Между ними точно по линии тяжести расположен вибратор 4 (дебалансовый вал). Исходный материал подается через штуцер 1 в начало верхней трубы 2, измельчается, проходит через отверстие решетки в конце ее и по переточным рукавам 5 попадает в начало нижней трубы 6, где доизмельчается и, проходя через заградительную решетку в конце ее, разгружается через штуцер 7. Мельницы изготавливают двух-, четырех- и шеститрубными, которые могут рабо-

тать как параллельно, так и последовательно, выдавая продукт крупностью менее 0,04 мм при производительности до 35—50 т/ч (для четырехтрубной мельницы) при таком же расходе электроэнергии, как и при обычном измельчении.

4.4.3. Измельчение в центробежных мельницах

Для центробежного измельчения предложено большое число разнообразных конструкций машин, основные из которых приведены на рис. 4.17.

В одно- или многокамерных центробежных барабанных мельницах (рис. 4.17, а), используемых в керамической и других отраслях промышленности, сухое или мокрое измельчение производится раздавливанием зерен мелющими телами, движущимися под действием центробежных сил по внутренней неподвижной поверхности вертикального барабана. Движение мелющими телам сообщается вращающимся внутри барабана ротором — валом с водилами для шарнирно закрепленных роликов или свободно размещенных металлических шаров. Для весьма тонкого сухого измельчения материалов химической промышленности применяется бисерная мельница аналогичной конструкции, в которой в качестве мелющих тел используется металлическая дробь, керамические или минеральные износостойкие частицы размером от 1 до 6 мм.

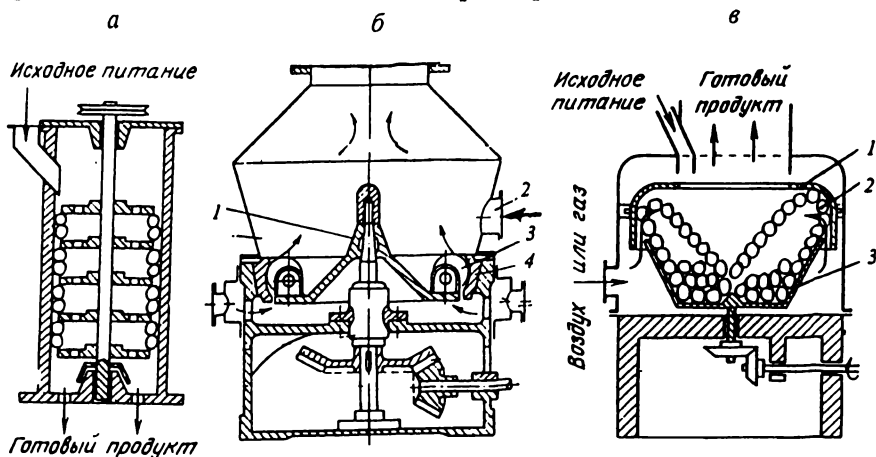


Рис. 4.17. Схемы центробежных барабанной (а), шарокольцевой (б) и центробежно-шаровой (в) мельниц

В центробежных шарокольцевых мельницах с горизонтальным расположением размольного кольца (рис. 4.17, б) исходный материал поступает через патрубок 2 на вращающееся водило 1, отбрасывается центробежной силой к размольному кольцу 4 и попадает под шары 3, где и измельчается. Снизу через кольцевую щель между размольным кольцом и водилом подается воздух, который выносит измельченный материал в воздушный сепаратор, работающий в замкнутом цикле с мельницей. Мельницы применяют для измельчения неабразивных материалов: мела, гипса, барита, угля, мрамора, клинкера, фосфатов и золотосодержащих руд. Производительность мельниц при крупности помола $-0,075$ мм колеблется от 3 до 12 т/ч. Аналогичные показатели работы имеют центробежные шарокольцевые мельницы с вертикальным расположением размольного кольца.

В центробежно-шаровых мельницах (рис. 4.17, в), используемых в химической промышленности, при вращении чаши 3 находящиеся в ней шары 2 и материал крупностью до 25—30 мм отбрасываются центробежными силами к размольному кольцу 1, ударяются о него и возвращаются обратно в чашу. Измельченный материал удаляется из мельницы воздушным потоком.

Конструкция центробежных мельниц позволяет оказывать дозированное воздействие разрушающих сил на измельчаемый материал и, следовательно, повысить эффективность и степень раскрытия сростков минералов. Недостатками их являются значительный расход электроэнергии, износ измельчающих поверхностей и малая производительность.

4.4.4. Измельчение в струйных мельницах

Струйные мельницы производительностью до 30 т/ч используются для сухого тонкого (до 20—80 мкм) измельчения твердых и абразивных материалов (руд, углей, известняка, барита, кварцевого песка и др.) исходной крупностью до 30 мм. Измельчение осуществляется в результате соударения частиц или их удара о твердую стенку, когда кинетическая энергия частиц превращается практически в энергию их разрушения;

поэтому измельчение эластичных и вязких материалов в струйных мельницах малоэффективно.

Кинетическая энергия измельчаемым частицам сообщается сжатым воздухом, перегретым паром или газом при расходе их 1—45 м³/мин под давлением 300—1000 кПа, температуре 200—540 °С и расходе электроэнергии 20—55 кВт·ч/т. Наиболее часто используются струйные мельницы, основанные на разрушении частиц ударом их об отбойную плиту (рис. 4.18, а) и измельчении в пересекающихся потоках в горизонтальных (рис. 4.19, а) или вертикальных (рис. 4.19, б) камерах. Они работают, как правило, в замкнутом цикле с воздушным сепаратором.

В высокоскоростной газоструйной мельнице (рис. 4.18, а) исходный материал, подаваемый через патрубок 9, подхватывается в разгонной трубке 3 потоком газа (поступающим из газопровода 1 через инжектор 2), разгоняется до необходимой

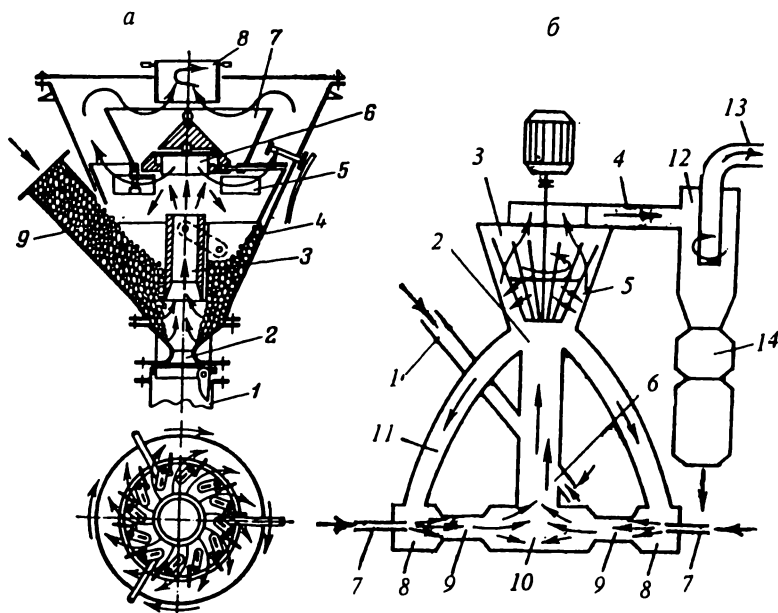


Рис. 4.18. Схемы высокоскоростной газоструйной мельницы (а) и струйной мельницы с противоточной измельчительной камерой (б)

скорости и ударяется о размольную плиту 6. Измельченный материал, проходя с газовым потоком через лопасти 5, разделяется в сепараторе под действием центробежных сил на тонкую фракцию, удаляемую через вытеснитель 7 и патрубок 8, и крупную фракцию зерен, которые опускаются по стенкам корпуса 4 и попадают снова в зону измельчения.

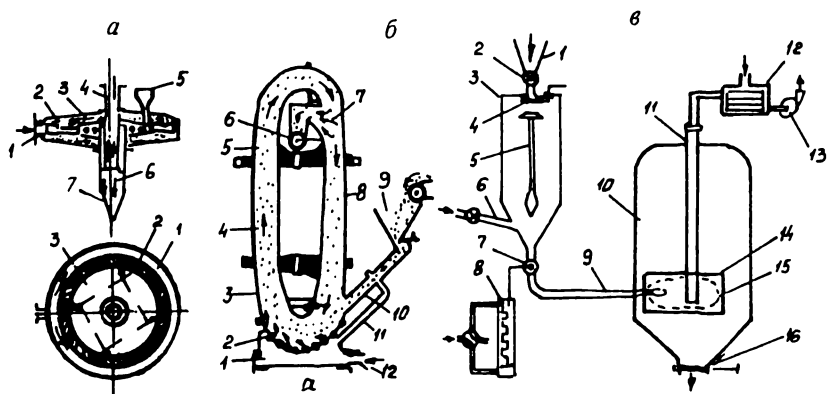


Рис. 4.19. Схемы струйных мельниц с плоской горизонтальной (а), вертикальной трубчатой (б) измельчительной камерой и установки взрывоструйного измельчения (в)

В струйных мельницах с противоточной измельчительной камерой (рис. 4.18, б) крупная фракция измельчаемого материала через трубы возврата 11, а пар через сопла 7 поступают в смесительные камеры двух эжекторов 8, направленных друг против друга. Проходя через разгонные трубы 9, частицы приобретают скорость 50—100 м/с и, сталкиваясь друг с другом в камере 10, измельчаются. Измельченный материал вместе с исходным материалом, подаваемым через трубу 1, подхватывается газовым потоком и по стояку 2, оснащенному патрубком 6 для подсоса воздуха, подается в сепаратор 3, из которого тонкая фракция удаляется через патрубок 4, а крупная — возвращается по трубам возврата 11 в смесительные камеры эжекторов 8.

В струйных мельницах с плоской горизонтальной измельчительной камерой (рис. 4.19, а) исходный материал подается специальным инжектором 5 в зону измельчения 3, куда из

распределительного кольца 1 через сопла 2 поступает также газ или пар. Сопла 2 направлены таким образом, что струи газа, несущие частицы, пересекаются внутри камеры, вызывая соударения и измельчение частиц. Поскольку струи газа входят в зону измельчения под некоторым углом, то вся масса пылегазовой смеси приобретает вращательное движение и частицы под действием центробежных сил разделяются в циклоне 7 на тонкую фракцию, удаляемую через отводную трубу 4, и крупную, разгружаемую через песковое отверстие циклона 7.

В струйных мельницах с вертикальной трубчатой измельчительной камерой (рис. 4.19, б) исходный материал из приемной воронки 9 вдувается под действием поступающего по трубе 11 через штуцер 10 энергоносителя (перегретого пара или сжатого воздуха) в зону измельчения, в которой расположены также сопла 2 для подачи энергоносителя, подводимого по трубе 12. Классификация измельченного материала обеспечивается замедлением скорости движения частиц в трубе 4 и действием на них центробежных сил в сепарационной трубе 5, в результате которых крупные частицы прижимаются к внешней ее стенке и по трубе 8 возвращаются в зону измельчения, а тонкие — проходят жалюзи 7 и выводятся через патрубок 6.

4.4.5. Взрывоструйное измельчение

Процесс взрывоструйного измельчения (процесс Снайде-ра) основан на распаде кусков руды под действием внутренних сил растяжения при мгновенном снятии с них внешнего давления. Он наиболее эффективен для руд, минеральные компоненты которых отличаются по своим упругим свойствам. Его специфической областью использования является раскрытие пористых, волокнистых, а также пластичных (вязких) руд и материалов, для которых механические методы дробления и измельчения вообще малопригодны. Принципиальная схема установки взрывоструйного измельчения изображена на рис. 4.19, в.

Исходный материал из воронки 1 с помощью клапана 2 подается через затвор 4 в камеру сжатия 3, оснащенную меха-

низмом 5 для предотвращения зависания в ней материала. После заполнения 0,6—0,8 объема камеры 3 затвор 4 плотно закрывается и по трубе 6 подается в течение 5—10 с пар или газ для создания в камере давления около 60 кг/см² (16 МПа). Затем автоматическим устройством 8 открывается быстродействующий (со временем срабатывания $15 \cdot 10^{-6}$ с) клапан 7, и материал из камеры почти со скоростью звука выбрасывается по трубопроводу 9 в камеру низкого давления 10, объем которой примерно в 50 раз больше, чем у камеры 3, а разрежение (около 0,6 кг/см²) создается эксгаустером 13. При выходе из сопла в зону пониженного давления 15 частицы оказываются в состоянии взрыва: под действием внутренних сил, вызывающих расширение зерен до максимального размера, они начинают разрушаться по наиболее ослабленным плоскостям срастания минералов в сростках и другим местам концентрации дефектов кристаллической решетки минералов. Разрушению частиц способствуют также ударные волны, возникающие при столкновении их с отражательной плитой 14. Измельченный материал разгружается через затвор 16, отработанный пар удаляется по выхлопной трубе 11 в конденсатор 12 и затем в эксгаустер 13.

4.5. Характеристика вспомогательного оборудования при дроблении и измельчении

Регулярное и равномерное питание дробильно-измельчительных машин, обеспечивающее максимальную производительность и эффективность их работы, достигается применением питателей разнообразной конструкции. Наиболее широкое распространение из них на обогатительных фабриках получили цепные, пластинчатые, ленточные, тарельчатые, электровибрационные лотковые и барабанные питатели.

Ценные питатели (рис. 4.20, а) производительностью до 2400 т/ч используют для равномерной подачи крупно- и среднекускового материала (максимальной крупностью до 1100 мм). Материал из бункера 2 поступает на лоток 1 питателя,

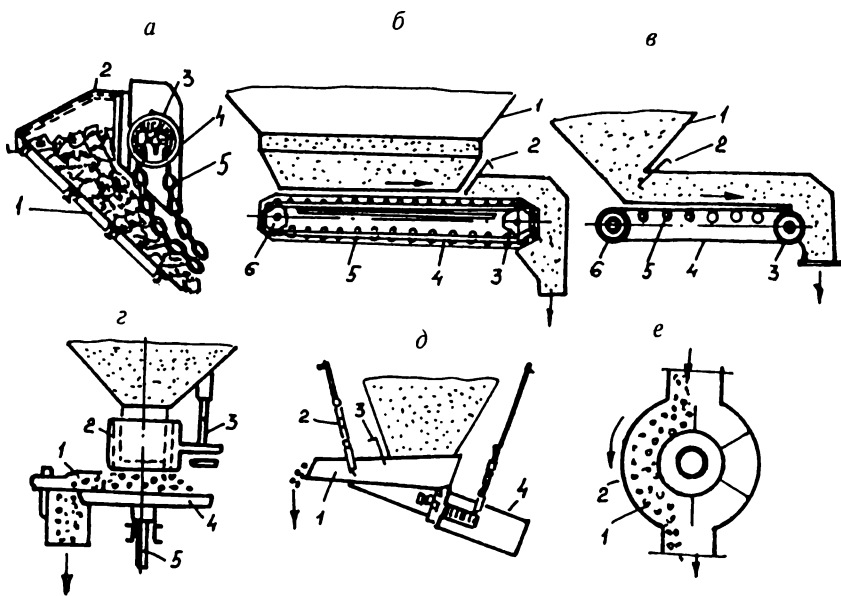


Рис. 4.20. Схемы питателей:

а — цепного; *б* — пластинчатого; *в* — ленточного; *г* — тарельчатого; *д* — электровибрационного лоткового; *е* — барабанного

устанавливаемого с углом наклона, близким к углу трения материала, и удерживается на нем тяжестью свисающего конца бесконечных цепей 5, надетых на барабан 3 с цепными звездочками 4. При вращении барабана цепное полотно приводится в движение и своим нижним ручьем придвигает материал к выходу.

Пластинчатые питатели (рис. 4.20, б) производительно-стью до 1200 т/ч используются для равномерной подачи крупнокускового материала (до 1300 мм — питателями тяжелого типа и до 300—400 мм — питателями облегченного типа). Они представляют собой сплошную ленту (шириной до 2,4 м и длиной до 15 м) из стальных пластин, закрепленных на боковых цепях таким образом, что край одной пластины накладывается на край другой. Цепи натянуты на пару натяжных 6 и пару приводных 3 звездочек, вращение которых осуществляется от электродвигателя через редуктор. Между звездочками цепи опираются своими роликами на рельсы рамы 4, устанавливаемой горизонтально или с наклоном до 20°. Количе-

ство материала, поступающего из бункера 1 на ленту питателя, регулируют с помощью шибера 2 или посредством изменения скорости движения ленты.

Ленточные питатели (рис. 4.20, в) с шириной ленты до 400 мм и производительностью до 175 т/ч по своему устройству близки к пластинчатым. Мелкодробленый материал из бункера 1, снабженного шиберами 2, поступает на прорезиненную ленту 4, натянутую на барабаны приводной 3 и натяжной 6 станций и поддерживаемую между ними роликами 5. Производительность питателя регулируется подъемом и опусканием шибера 2 или изменением скорости движения ленты с помощью коробки скоростей, встроенной в приводной механизм.

Тарельчатые питатели (рис. 4.20, г) производительностью до 130 м³/ч предназначены для подачи мелкозернистых материалов. Они представляют собой горизонтально расположенную тарель 4 диаметром до 2500 мм, вращающуюся с частотой 4—16 мин⁻¹ на вертикальном валу 5. Материал на нее поступает через патрубок 2, надетый на горловину бункера и разгружается косо поставленным ножом 1. Количество материала регулируют опусканием или поднятием патрубка 2 с помощью винтов 3, а также изменением угла наклона ножа 1 и частоты вращения тарели 4. Питатели отличаются простотой конструкции и надежностью в работе, но не пригодны для подачи влажных, глинистых и слеживающихся материалов.

Электровибрационные лотковые питатели (рис. 4.20, д) производительностью до 750 м/ч предназначены для подачи мелкокусовых и зернистых материалов. Они состоят из наклонного лотка 1 и жестко связанного с ним электромагнитного вибровозбудителя 4, подвешенных к бункеру или перекрытию на пружинных подвесках 2. Материал перемещается по лотку под действием вибраций, получаемых от якоря электромагнита. Производительность питателя регулируют изменением угла наклона лотка (от 0 до 20°) или амплитуды (от 1,4 до 2,5 мм) и частоты (до 3000 мин⁻¹) колебаний, а также положением шибера 3. Достоинствами вибропитателя является высокая производительность, отсутствие вращающихся частей и малый удельный расход электроэнергии; недостатком —

забивание лотка при работе на влажных, слипающихся и глинистых материалах.

Барабанные питатели (рис. 4.20, е) производительностью от 6 до 25 м³/ч применяют для равномерной подачи и выгрузки из бункера мягких сыпучих материалов с крупностью кусков до 30 мм. Они состоят из литого или сварного корпуса 1, ячейкового барабана 2 (диаметром до 250 мм и длиной до 400 мм) и приводного механизма, обеспечивающего его вращение с частотой 7—30 мин⁻¹ в зависимости от необходимой производительности питателя.

5.1. Термохимические процессы

Изменение физических, физико-химических свойств и химического состава материала в процессе различных видов обжига достигается за счет термической диссоциации (разложения) минералов, окисления или восстановления металлов, входящих в их состав, сульфатизации, хлорирования, сульфидизации и сплавления (спекания) минералов, сегрегации восстановленных соединений до металла.

5.1.1. Обжиг с термической диссоциацией извлекаемых минералов

Обжиг с термической диссоциацией извлекаемых минералов в настоящее время используется:

- при переработке карбонатных редкометалльных, магнетитовых и бедных фосфатных руд. Целью процесса является разложение карбонатов MeCO_3 кальция и магния до их водорастворимых окисей MeO и углекислого газа CO_2 по реакции: $\text{MeCO}_3 \rightarrow \text{MeO} + \text{CO}_2$, которые затем можно удалить простой промывкой материала водой. Это достигается обжигом в течение 2—3 ч крупного материала (более 5 мм) в трубчатых вращающихся печах, а мелкого (менее 5 мм) — в печах кипящего слоя при температуре 1170—1320 К, не вызывающей изменения технологических свойств других минералов. Удаление карбонатов кальция и магния промывкой обеспечивает эффективное последующее обогащение материала;

- при переработке труднообогатимых окисленных и карбонатных марганцевых руд и продуктов. Обжиг их в трубчатых вращающихся и шахтных печах в атмосфере воздуха при температуре 870—1270 К позволяет перевести и сконцентрировать практически весь марганец в виде кристаллов крупностью 30—50 мкм химически и термически устойчивого оксида марганца — гаусманита, обладающего хорошей флотуруемостью, что обеспечивает получение высококачественных концентратов с высоким извлечением в них марганца при последующей флотации материала;

- при переработке пиритсодержащего сырья цветной металлургии с целью термического разложения немагнитного пирита на магнитный пирротин и элементарную серу. При пирротинизирующем обжиге без доступа воздуха в шахтной ступенчатой печи в течение 30—60 мин при температуре 970—1270 К образуются сульфиды железа (состава Fe_7S_6 — Fe_8S_9), которые в поле напряженностью 95,5—119,4 кА/м полностью переходят в магнитную фракцию при последующей магнитной сепарации, значительно облегчая разделение оставшихся сульфидов цветных или окислов и силикатов редких металлов другими методами обогащения. Резкому улучшению показателей обогащения способствует при этом также сульфидизация окисленных минералов цветных металлов выделяющейся при обжиге парообразной серой, что позволяет повысить общее извлечение их из руды, происходящая декрипитация сростков минералов, снижение механической их прочности и энергетических затрат на раскрытие минералов.

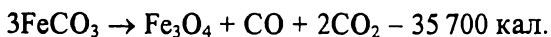
5.1.2. Окислительный обжиг

Окислительный обжиг используется:

- при переработке труднообогатимых сульфидных руд, коллективных концентратов или промпродуктов цветных металлов с целью перевода извлекаемых металлов из труднорастворимых сульфидов в водорастворимые сульфаты, а железа

пирита — в нерастворимые в воде окислы. Обжиг называется *сульфатизирующим* и осуществляется обычно в печах кипящего слоя при температуре от 850 до 1100 К;

- при переработке сидеритовых железных руд с целью перевода немагнитного сидерита FeCO_3 в магнетит Fe_3O_4 , легко извлекаемый в концентрат при последующей магнитной сепарации. *Магнетизирующий* окислительный обжиг сидеритовых руд осуществляется при температуре 1020—1170 К в шахтных вращающихся печах в результате протекания реакции:



5.1.3. Восстановительный обжиг

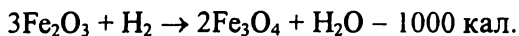
Восстановительный обжиг широко используется для решения следующих задач:

- сульфидизации трудноизвлекаемых окисленных минералов цветных металлов (особенно никеля и кобальта) и превращения их в сульфиды, которые затем легко извлекаются из измельченной обожженной руды флотацией, как из природных сульфидных руд. Обжиг называется *сульфидизирующим* и осуществляется при температуре 1120—1370 К в присутствии сульфидизатора (пирита, серы, сульфата натрия, высокосернистого угля или кокса, гипса, сернистого газа) в восстановительной атмосфере с добавками угля;

- перевода немагнитных и слабомагнитных окислов и соединений железа в сильномагнитный искусственный магнетит Fe_3O_4 или ферромагнитную окись железа $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$ (маггемит), легко извлекаемый в концентрат из обожженной руды или материала магнитной сепарацией. Обжиг называется *магнетизирующим*.

При переработке труднообогатимых бурожелезняковых, лимонитовых и гидрогетитовых руд и других железосодержащих материалов он осуществляется в трубчатых вращающихся или шахтных печах, печах ступенчато-взвешенного или кипящего слоя при температуре от 873 до 1373 К в присутствии

газообразного (оксида углерода, водорода, метана) или твердого (бурого или каменного угля, коксовой мелочи и др.) восстановителя в результате протекания следующих основных реакций:



В качестве топлива при этом используется обычно природный газ. Предварительный магнетирующий обжиг обеспечивает: высокое извлечение железа (до 80 %) при последующей магнитной сепарации даже из «упорных» руд в концентраты, содержащие 50—65 % железа; эффективное удаление железосодержащих минералов (в виде магнетита, маггемита или металлического железа) магнитной сепарацией из черновых и коллективных редкометалльных (ниобиевых, цирконовых, ильменитовых) концентратов, необходимое для последующего их разделения методами обогащения; эффективную переработку высокожелезистых бокситов после магнитной сепарации (при напряженности поля 80—100 кА/м) обогащенного и выщелоченного красного шлама и удаления из него железа, перешедшего в процессе обжига в маггемит; восстановление свободных и связанных окислов металлов в труднообогатимых рудах, промпродуктах или черновых концентратах до металла или его нижших окислов. Обжиг при этом может быть *металлизирующим*, как, например, при переработке медных, железных и никелевых руд, или *дистилляционным*, например, при переработке сурьмяных и ртутных руд.

Металлизирующий обжиг окисленных медных руд осуществляется в печах кипящего слоя при температуре 1120 К, окисленных бедных железных руд — в трубчатых вращающихся печах при температуре от 1270 до 1620 К, окисленных никельсодержащих латеритовых и серпентитовых руд — в многоподовых печах при температуре до 1020 К в сильно восстановительной среде.

Образующиеся корольки металлической меди крупностью от 0,01 до 0,3 мм извлекают (на 75—80 %) по гравитационно-флотационной схеме, корольки железа — магнитной сепарацией с получением концентратов, содержащих 80—90 % железа. Для извлечения металлического никеля из руд используется аммиачное выщелачивание.

Дистилляционный обжиг руд, содержащих сурьму, осуществляется при 970—1770 К в трубчатых вращающихся или шахтных печах в присутствии коксика или древесного угля (примерно 12 % массы руды), а ртутных руд — при температуре от 670—1170 К в трубчатых вращающихся, многоподовых, туфельных печах и печах кипящего слоя в течение 25—90 мин. В процессе обжига сурьма возгоняется (на 80—86 %) в виде летучей трехоксида, а ртуть — (на 96—98 %) в виде металлической, которые улавливаются специальными фильтрами.

5.1.4. Хлорплавильный обжиг

Хлорирующий обжиг используется:

- для удаления меди из никелевых концентратов путем перевода ее в легкорастворимые в воде хлориды и оксихлориды при сохранении никеля, кобальта и железа в виде нерастворимых оксидов. Обжигу подвергается никелевый огарок (продукт окислительного обжига) при температуре 970—820 К с добавлением поваренной соли или сильвинита (10—12 % массы огарка) в трубчатом реакторе;

- для хлорирования трудноизвлекаемых из окисленных и смешанных руд соединений и минералов цветных металлов и одновременного восстановления их до металла, образующего при этом зерна и частицы, легко извлекаемые методами обогащения. Обжиг называется *сегрегационным*. Он проводится с добавкой твердых хлоридов (NaCl, CaCl₂ и др.) до 60 % массы руды и твердого восстановителя до 4 % массы руды при 1170—1270 К и выше (вплоть до температуры начала спекания руды). Высокое извлечение меди (до 80 %) в 50%-ный кон-

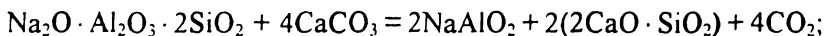
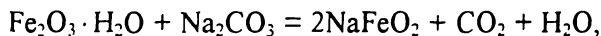
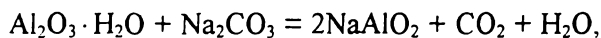
центрат из продукта сегрегационного обжига окисленных медных руд обеспечивается флотацией.

Для выделения ферроникеля из огарка сегрегационного обжига окисленных никелевых руд наряду с флотацией успешно может быть применена магнитная сепарация. Сегрегационный обжиг труднообогатимых сульфидных руд и продуктов проводится после их окислительного обжига. Применение его, например, к никельсодержащим пирротиновым концентратам позволяет получить: 17—23%-ный никелевый концентрат с извлечением в него 85—93 % никеля (в виде флотационного концентрата), железный концентрат (хвосты флотации), серную кислоту или элементарную серу (из газов предварительного окислительного обжига).

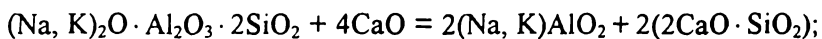
5.1.5. Спекающий обжиг

Спекающий обжиг используется для перевода извлекаемых металлов в водорастворимые формы их соединений, которые затем выщелачиваются из спека водой или технологическими обратными растворами. Наиболее широкое применение он получил:

- при производстве глинозема из бокситов, нефелинов и другого алюминийсодержащего сырья, измельченного до 0,088 мм, с целью получения водорастворимого алюмината натрия NaAlO_2 по реакциям:



- при спекании боксито-содо-известняковой шихты при температуре 1420—1520 К или по реакции:



- при спекании нефелино-известняковой шихты при температуре 1520—1570 К;

- при переработке труднообогатимых вольфрамсодержащих продуктов с целью перевода труднорастворимых вольф-

раматы кальция, железа и марганца в легко растворимый в воде вольфрамат натрия Na_2WO_4 путем спекания их с содой при температуре 1170—1220 К. Аналогичный процесс используется в технологии извлечения ванадия из железных руд, а также селена, теллура, тантала, ниобия в раствор в виде растворимых солей натрия.

5.2. Процессы подготовки минеральных частиц к разделению

Процессы подготовки минеральных частиц к разделению с целью усиления разницы в свойствах разделяемых компонентов используются при осуществлении основных процессов обогащения и могут включать следующие операции:

- промывку, обдирку, удаление шламовых и загрязняющих покрытий с поверхности минералов перед фотометрической, люминесцентной сепарацией и некоторыми другими методами обогащения с применением вибрационных и ультразвуковых воздействий, добавок реагентов-пептизаторов и абразивных веществ (например, кварцевого песка);

- обработку химическими реагентами при флотации, электрической и магнитной сепарации. Для повышения избирательности адсорбции (закрепления) реагентов на минералах используют электрические, термические, радиационные, ультразвуковые и магнитные методы обработки минералов, пульпы и растворов реагентов. Обработка реагентами перед флотацией может сопровождаться кондиционированием пульпы с использованием аэрации для избирательного окисления некоторых (например, сульфидных) минералов и твердых сорбентов (активированного угля, цеолитов и др.) для удаления из жидкой фазы пульпы нежелательных ионов и молекул;

- электростатическую зарядку поверхности частиц перед их разделением электрическим, трибоадгезионным и термоэлектронным методами;

- радиоактивацию частиц под действием рентгеновских и ультрафиолетовых лучей, γ - и β -излучений электронов, нейтронного излучения перед радиометрической сортировкой, а также иногда перед флотацией и электрической сепарацией;

- термическую обработку методами обжига, декрипитации, пропарки, а также токами высокой частоты и инфракрасным облучением перед основными процессами обогащения;

- обработку кислотами, щелочами, комплексообразователями перед электрической сепарацией, флотацией и в процессах химического обогащения.

Часть 3

**ПРОЦЕССЫ
И АППАРАТЫ
ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ
И ОБОГАЩЕНИЯ
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**

**6.1. Общая характеристика
и классификация
гравитационных методов обогащения**

Гравитационные методы обогащения, широко используемые при первичной переработке руд, углей и строительных горных пород, основаны на различиях в плотности, крупности и форме разделяемых минералов, вызывающих различный характер их движения в среде под действием сил тяжести или центробежных и сил сопротивления среды.

В качестве сред гравитационного обогащения полезных ископаемых используются вода, воздух, тяжелые жидкости, суспензии и жидкий электролит, помещенный в скрещенные электрическое и магнитное поля. Среды характеризуются различными реологическими параметрами (плотностью, вязкостью, предельным сопротивлением сдвигу, устойчивостью), которые влияют на скорость перемещения разделяемых частиц, эффективность их разделения и используются в обогатительных аппаратах. Расслоение зерен достигается по одному из разделительных признаков путем гидро- и аэродинамических воздействий на минеральную смесь. В качестве разделительных признаков могут служить: реологические параметры среды разделения; реологические параметры среды, подверженной одновременно действию электрических и магнитных полей; скорости движения зерен в пульсирующем потоке жидкости; скорости движения зерен в струе жидкости, текущей по наклонной плоскости; скорости движения зерен в центробежном поле потока жидкости.

При классификации гравитационных методов обогащения различают следующие процессы обогащения:

- в тяжелых средах: тяжелых жидкостях, тяжелых суспензиях, аэросуспензиях, магнитных жидкостях;
- в потоках постоянного и переменного направления: отсадка, противоточная сепарация и обогащение в центробежных концентраторах;
- в потоках на наклонной плоскости: стационарных и подвижных механизированных шлюзах, струйных желобах и концентраторах, винтовых сепараторах и шлюзах, концентрационных столах и пневматических сепараторах, орбитальных шлюзах и концентраторах.

6.2. Обогащение в тяжелых средах

Процесс обогащения в тяжелых средах заключается в разделении полезных ископаемых по плотности в гравитационном или центробежном поле в среде, плотность δ_c которой является промежуточной между плотностями разделяемых компонентов δ_1 и δ_2 . Условием разделения является $\delta_1 < \delta_c < \delta_2$. Зерна, плотность которых меньше плотности среды, всплывают и удаляются в виде легкой фракции, а зерна большей плотности тонут в ней, опускаются и разгружаются в виде тяжелой фракции. В качестве тяжелых сред используют тяжелые жидкости, водно-минеральные суспензии, аэросуспензии и растворы некоторых солей в магнитных и электрических полях.

6.2.1. Обогащение в тяжелых жидкостях

В качестве тяжелых жидкостей могут быть использованы галоидзамещенные углеводороды (тетрабромэтан, полихлориды этана или метана и др.) плотностью 1,2—3,3 г/см³, водные растворы солей (хлористого кальция или цинка, азотно-кислого кальция и др.) плотностью 1,0—4,3 г/см³, соли с низкой температурой плавления плотностью до 4,7 г/см³.

Обогащение материала крупнее 3 мм в тяжелых жидкостях производят в статических условиях. В качестве сепараторов применяют аппараты с мелкой ванной при ограниченном объеме циркулирующей жидкости. Для обогащения мелких классов (–3,0 +0,074 мм) используют центробежные сепараторы, гидроциклоны и центрифуги. Тяжелая жидкость отделя-

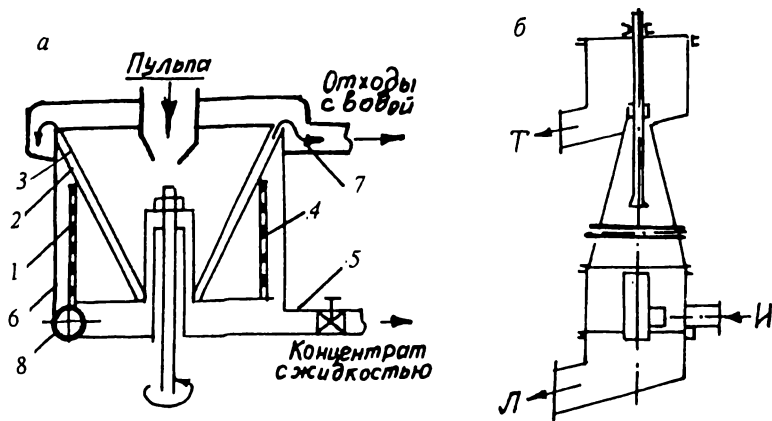


Рис. 6.1. Схемы центробежного сепаратора (а) и вихревого гидроциклона (б): И — питание; Т — тяжелая фракция; Л — легкая фракция

ется от продуктов обогащения, регенерируется и направляется для повторного использования.

Широкое распространение в США получило обогащение углей в растворах хлористого кальция. При центробежном обогащении в гидроциклонах удается получать концентраты с зольностью до 2—3 % и ниже. Регенерация и повторное использование растворов хлористого кальция обеспечиваются сгущением и фильтрацией легкой и тяжелой фракций.

Органические жидкости вследствие высокой стоимости и сложности их регенерации могут применяться пока только при переработке руд и черновых концентратов редких и благородных металлов.

В качестве тяжелой жидкости обычно используют тетрабромэтан (плотность 2,94 г/см³), не смешивающийся с водой, в качестве основного аппарата — центробежный сепаратор (рис. 6.1), рабочим элементом которого является вертикальный вращающийся ротор 1. Тяжелая жидкость вступает в ротор через патрубок 8 и под действием центробежной силы и силы тяжести образует в нем свободно вращающуюся поверхность 2. Тяжелые зерна из пульпы, подаваемой сверху и растекающейся по этой поверхности слоем 3, проходят через тяжелую жидкость отверстия 4 в стенках ротора и, разгружаясь через нижний патрубок 5 корпуса 6 сепаратора, поступают на

обезвоживание в испаритель, пары которого сжижаются, конденсируются и в виде регенерированной жидкости направляются на повторное использование. Легкие зерна вместе с восходящим потоком воды удаляются с поверхности вращения тяжелой жидкости через верхний патрубок 7 сепаратора. Производительность сепаратора с диаметром ротора 0,3—0,7 м и частотой его вращения 1500—3000 мин⁻¹ составляет 18—22 м³/ч при расходе электроэнергии до 21 кВт·ч/м³.

Тяжелые среды из солей с низкой температурой плавления пока не нашли промышленного применения.

6.2.2. Обогащение в тяжелых суспензиях

Тяжелая суспензия представляет собой механическую взвесь измельченного до (100—150)μ материала, называемого утяжелителем или суспензидом, в воде.

Утяжелитель должен обладать достаточно высокой плотностью и обеспечивать необходимые реологические свойства суспензии, легко отделяться от продуктов обогащения и поддаваться регенерации. Кроме того, он должен быть недорогим, недефицитным и не содержать вредных компонентов, ухудшающих качество концентрата. На практике в качестве утяжелителя обычно используются гранулированный ферросилиций (сплав железа с кремнием), позволяющий создавать плотность до 3,15—3,25 г/см³, магнетит или его смесь с ферросилицием (обычно в соотношении 1 : 1), реже барий, пирит, песок и др.

Необходимая плотность суспензии Δ_c , г/см³, определяется по формуле

$$\Delta_c = C(\delta_t - \delta_j) + \delta_j,$$

где C — объемная концентрация (в долях единицы); δ_t — плотность утяжелителя; δ_j — плотность воды.

Плотность суспензии обычно регулируется автоматически с точностью от 0,02 до 0,0025 г/см³.

Основным сопротивлением движению зерен в тяжелой суспензии является ее сопротивление сдвигу, возрастающее с увеличением вязкости суспензии, поэтому максимальная эффективность обогащения наблюдается при минимальной вяз-

кости суспензии. Поскольку вязкость суспензии и ее сопротивление сдвигу возрастают с увеличением концентрации и степени дисперсности зерен утяжелителя, то объемное содержание его в суспензии обычно не превышает 20—25 %, а содержание тонких классов (-10μ) — $7\div 16$ %. При дальнейшем их увеличении структурирование суспензии, ее вязкость и сопротивление сдвигу возрастают настолько, что она теряет текучесть и разделение минералов в ней становится невозможным.

Качество суспензии на практике оценивают по ее полному удельному сопротивлению — величине силы, которую нужно приложить к единице объема тела, чтобы оно тонуло или всплывало в суспензии с заданной скоростью. Оптимальное значение его при плотности тяжелых суспензий $2,6—3,0$ г/см³ составляет $0,10—0,13$ г/см³. Оно обеспечивается уменьшением структурирования и вязкости суспензии, правильным выбором утяжелителя, применением смеси утяжелителей, добавками реагентов-пептизаторов или поверхностно-активных веществ, вибрационным или ультразвуковым воздействием на суспензию.

Добавками реагентов-пептизаторов (жидкого стекла, фосфатов, полимеров и др.) и поверхностно-активных веществ достигается обычно не только снижение вязкости суспензии и ее сопротивления сдвигу, но и повышение эффективности отмывки и регенерации утяжелителя, уменьшение безвозвратных потерь его с продуктами обогащения.

Влияние наложения поля низкочастотных колебаний ($5—8$ Гц) с амплитудой $6—10$ мм на свойства тяжелой среды проявляется в значительной аномалии вязкости и частичном разрушении структуры в слое суспензии, непосредственно прилегающем к разделяемым частицам, вызывая повышение скорости их падения или всплывания при разделении. В результате этого возрастает селективность разделения и уменьшается взаимное загрязнение легкой и тяжелой фракций.

Важным условием эффективного обогащения в тяжелой суспензии является ее устойчивость, обеспечивающая постоянство концентрации утяжелителя в различных по высоте слоях. Устойчивость суспензии можно увеличить добавками тонких классов утяжелителя или рудных глинистых шламов, пока они не начнут вызывать резкого увеличения вязкости суспен-

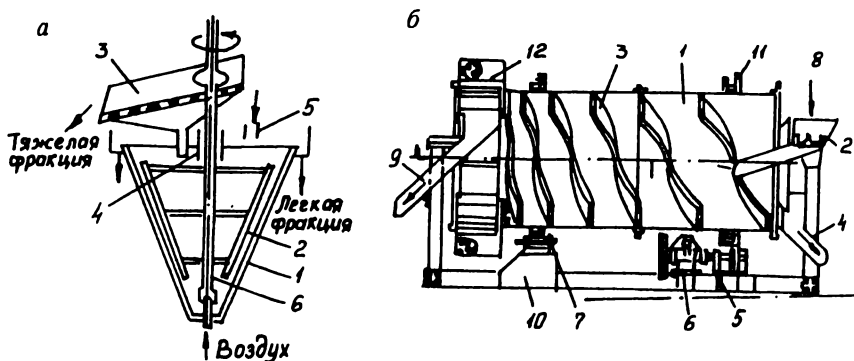


Рис. 6.2. Схемы конусного (а) и барабанного (б) тяжелосредних сепараторов

зии. Для стабилизации суспензии используют механическое перемешивание, создают циркулирующие восходящие и горизонтальные потоки в ванне сепаратора.

Обогащение материала крупностью от 3 до 100 мм (при обогащении руд) или до 300 мм (при обогащении углей) производят в сепараторах, принцип действия которых основан на использовании гравитационных сил. Из большого числа их конструкций наиболее часто при обогащении руд применяют конусные и барабанные сепараторы, а при обогащении каменных углей и сланцев — сепараторы колесного типа.

Конусные сепараторы типа СК (рис. 6.2, а) диаметром до 6 м и высотой до 12 м имеют производительность до 700 т/ч. В конусном корпусе 1 сепаратора на полом валу 6 вращается мешалка 2. Исходная руда подается по загрузочному лотку 5 и подвергается расслоению в суспензии, поступающей через осевую воронку 4. Тяжелая фракция руды погружается в нижнюю часть конуса и с помощью сжатого воздуха аэролифтом выгружается на желоб, в днище которого установлены дуговые грохоты 3 для сброса и возврата в сепаратор части кондиционной тяжелой суспензии. Легкая фракция удаляется из сепаратора через регулируемый порог на борту конуса переливом вместе с частью суспензии и направляется для отделения и отмывки ее на грохотах.

Барабанный сепаратор с элеваторной разгрузкой типа СБЭ (рис. 6.2, б) производительностью до 120 т/ч представляет собой вращающийся барабан диаметром и длиной до 2,5 м. Барабан 1 устанавливается на опорных роликах 7 рамы 10 с наклоном около 3° в сторону разгрузки легкой фракции и приводится во вращение (3—6 об/мин) электродвигателем через редуктор 6, шестерню 5 и большую венцовую шестерню 11, закрепленную на барабане. Исходный материал 8 и суспензия подаются в барабан по лотку 2. Легкая фракция с частью суспензии разгружается переливом через отверстие в торцевой стенке барабана в желоб 4, а тяжелая фракция транспортируется спиралью 3 и выгружается элеваторным колесом 12 с перфорированными лопастями в желоб 9.

В сепараторах типа СКВ (рис. 6.3) с вертикальным элеваторным колесом (производительностью 160—380 т/ч) исходный материал 11 в ванну сепаратора поступает по желобу 8, а тяжелая суспензия — через нижний патрубок и распределительное устройство 7. Легкая фракция 12 разгружается гребковым механизмом 4 в желоб 6. Тяжелая фракция 13 оседает в ковшах 10 элеваторного колеса 2 и удаляется из сепаратора при его вращении (2—3 мин⁻¹) приводом 3. Внутренней частью своего кольца колесо 2 опирается на опорные катки 5, закрепленные на корпусе 1. Решетки 9, шарнирно соединенные

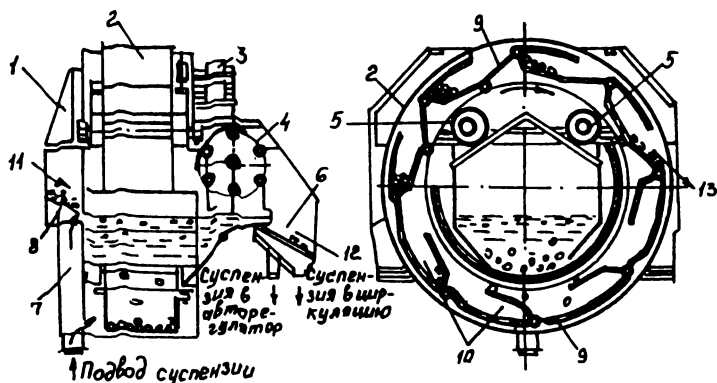


Рис. 6.3. Тяжелосредний сепаратор с элеваторным колесом СКВ

с ковшами, позволяют зернам тяжелой фракции загрузаться в эти ковши с внутренней стороны элеваторного колеса, а выгружаться — с наружной.

Разновидностью процесса разделения в тяжелых суспензиях является *разделение на виброжелобах* в крупнозернистых минеральных взвесах (*процесс Стрипа*). Процесс используется для обогащения железных руд крупностью $-75 +6$ мм. В качестве утяжелителя применяют обычно получаемый железный концентрат, содержащий 15 % класса $+2$ мм и 3 % класса $-0,1$ мм. Суспензия плотностью $2,15$ г/см³ расслаивается в желобе, образуя нижний слой плотностью $2,95$ г/см³, в котором и происходит разделение материала на легкую и тяжелую фракции.

Обогащение мелкозернистого материала (менее $10-15$ мм) осуществляется в *центробежных сепараторах*: гидроциклонах и центрифугах. Для обогащения материала крупностью $-25 +0,5$ мм применяют *вихревые гидроциклоны* (см. рис. 6.1, б), отличающиеся тем, что вершина конической части расположена вверх. Песковая насадка имеет большой диаметр; в ее центре расположена полая труба, соединяющая воздушный столб с атмосферой. Особенностью «*вихревого процесса Дайна*», осуществляемого в аппарате цилиндрического типа, является *раздельный ввод* в аппарат исходного материала крупностью $-50 +0,2$ мм (через загрузочный конец цилиндра) и тяжелой суспензии (через тангенциальный патрубок под давлением). Наличие центробежного поля в этих аппаратах позволяет применять суспензии меньшей плотности с использованием более дешевых утяжелителей, так как плотность суспензии в центробежном поле возрастает на $0,5-0,6$ г/см³.

Преимуществом обогащения в тяжелых суспензиях в центробежном поле является возможность более четкого разделения тонкого материала, поскольку большие скорости потоков вызывают разрушение структурной вязкости и повышают стабильность суспензии при точности регулировки ее плотности до $0,0025$ г/см³. Поэтому при обогащении в тяжелосредних гидроциклонах крупность материала может быть снижена до $0,5$ мм, в «*вихревом процессе Дайна*» — до $0,2$ мм, тяжелосредних центрифугах — до 50 мкм.

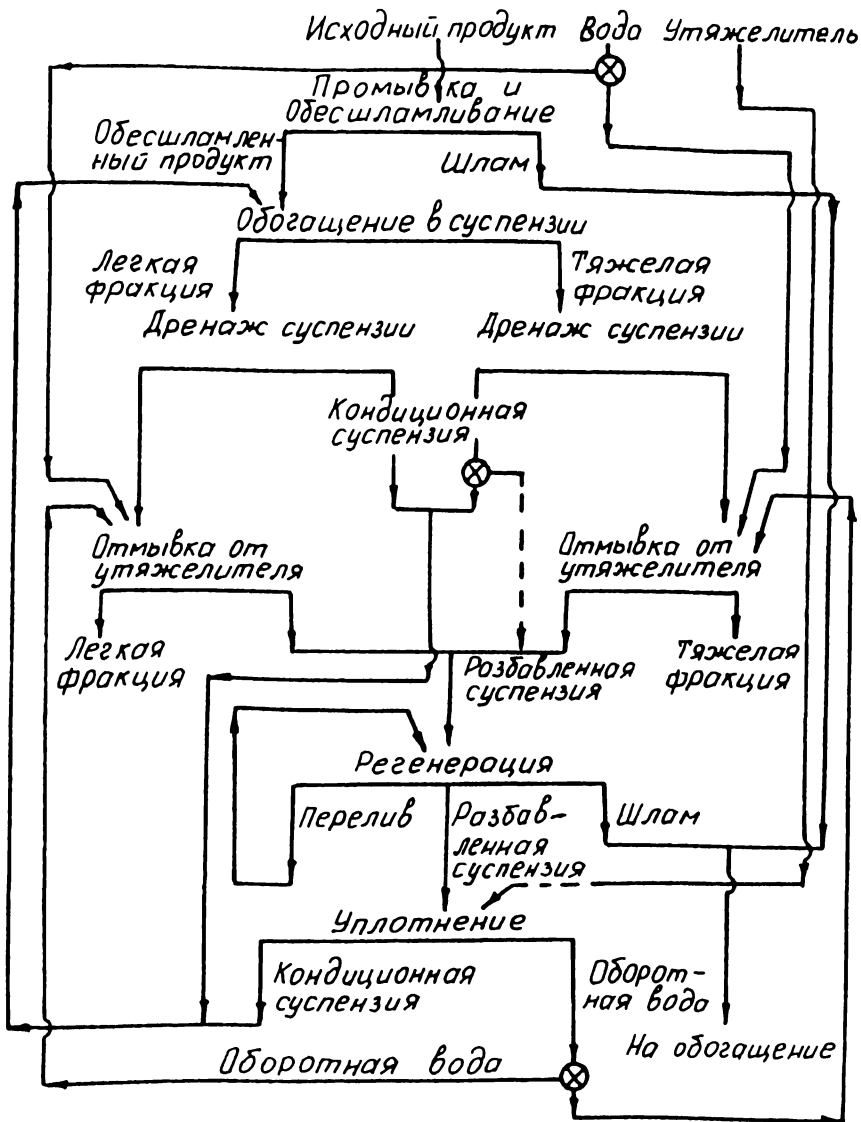


Рис. 6.4. Типовая схема разделения в тяжелой суспензии

Технологическая схема обогащения в тяжелых суспензиях является практически типовой. Она включает (рис. 6.4) грохочение и промывку исходного материала, разделение в тяжелой суспензии на тяжелую и легкую фракции, дренаж и отмывку тяжелой суспензии от продуктов обогащения, регенерацию утяжелителя.

Операции промывки и грохочения совмещают на одном грохоте. Для крупного материала чаще применяют горизонтальные самобалансные грохоты, для мелкого — высокочастотные (до 3600 мин^{-1}) вибрационные грохоты с малой амплитудой вибраций. Отрицательное влияние мелочи и шламов обусловлено тем, что мелкие зерна из-за повышенной вязкости среды в присутствии шламов не успевают расслаиваться и загрязняют продукты обогащения. Для повышения эффективности промывки используют брызгала циклонного типа при расходе воды от 0,2 до 0,9 м³/т.

Дренаж рабочей суспензии производится на первой половине грохота (обычно самобалансного вибрационного). Суспензия собирается в зумпф и возвращается в процесс. На второй половине грохота по его длине производят отмывку утяжелителя с поверхности кусков водой при расходе ее 0,3—1,5 м³/т. Получаемая разбавленная суспензия содержит также большое количество тонких минеральных частиц и направляется на регенерацию. Потери утяжелителя вследствие неполноты отмывки составляют 100—750 т/т. Они могут быть сокращены на 25—40 % применением реагентов-пептизаторов.

Способ регенерации определяется свойствами утяжелителя и обогащаемого материала. Для регенерации ферросилиция, магнетита и пирротина при обогащении немагнитных материалов используют магнитную сепарацию (при извлечении утяжелителя до 99,5—99,9 %), для регенерации галенита и арсенипирита — флотацию, для регенерации барита — концентрацию на столах. Регенерированный утяжелитель поступает на приготовление свежей суспензии и затем возвращается в процесс. Контроль и регулирование плотности тяжелой суспензии в процессе ее приготовления и при обогащении осуществляются автоматически добавками воды или утяжелителя.

Преимуществами обогащения в тяжелых суспензиях по сравнению с другими гравитационными методами являются:

- высокая точность разделения в аппаратах, сравнительно простых по конструкции и техническому обслуживанию;
- возможность эффективно перерабатывать большие объемы минерального сырья широкого диапазона крупности при незначительной разности в плотности разделяемых минералов (с точностью $\pm 0,003$ г/см³);
- невысокие капитальные затраты и эксплуатационные расходы, обусловленные незначительным расходом электроэнергии, воды, утяжелителя;
- легкость автоматизации технологического процесса.

Наиболее широко процесс обогащения в тяжелых суспензиях используют для целей предконцентрации полезных ископаемых.

6.2.3. Обогащение в аэросуспензиях

Аэросуспензия представляет собой псевдооживленный (кипящий) слой утяжелителя, образующийся под действием вертикальных воздушных потоков. Степень псевдооживления слоя и его внутренняя структура определяются скоростью воздушного потока (0,093—0,140 м/с) и распределением частиц утяжелителя по крупности.

В качестве утяжелителей аэросуспензий применяются песок, магнетит, ферросилиций, другие материалы и минералы и их смесь. При использовании в качестве утяжелителя трехкомпонентной смеси (песок, магнетит, ферросилиций) крупностью $-0,15 +0,05$ возможно образование аэросуспензий с плотностью разделения от 1100 до 3300 кг/м³, пригодных для обогащения углей, сланцев и некоторых руд, например асбестовых.

Для приготовления аэросуспензий используют утяжелители, подвергнутые предварительной классификации по шкале, равной 2. При более широкой шкале их классификации наблюдается расслаивание утяжелителя по высоте рабочего слоя аэросуспензий. Кроме того, должно соблюдаться вполне определенное соотношение между размерами частиц легких фракций d_1 и зерен утяжелителя d_2 и их плотностями (соответственно δ_1 и δ_2), например при обогащении углей:

$$\lg(d_1/d_2) = 3/2 \lg(\delta_1/\delta_2).$$

Аэросуспензионный сепаратор, например СКС-1 (рис. 6.5), представляет собой закрытую зонтом 8 прямоугольную ванну с плоской пористой перегородкой 7, в которой смонтированы элеваторное колесо 3 для разгрузки тяжелой фракции на дренажный грохот 4, подвижное сито 6 с эксцентриковым приводом 9 для перемещения тяжелой фракции к элеваторному колесу, скребковый конвейер 2 для разгрузки легкой фракции на дренажный грохот 5 и приемное устройство в виде бункера 1 с секторным питателем.

Обогащение в аэросуспензиях используется главным образом для обогащения углей в районах с ограниченными водными ресурсами и суровыми климатическими условиями. Процесс характеризуется удобством в эксплуатации, отсутствием необходимости в очистке воды, обезвоживании продуктов обогащения и сушке концентратов, простотой регенерации утяжелителя, но обладает меньшей точностью разделения по сравнению с обогащением в тяжелых суспензиях.

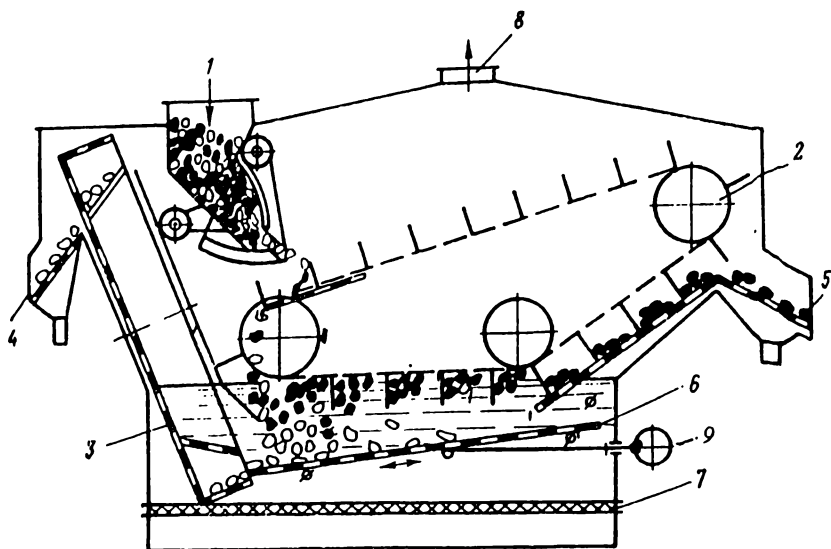


Рис. 6.5. Аэросуспензионный сепаратор СКС-1

6.2.4. Магнитогидростатическая (МГС) и Феррогидростатическая (ФГС) сепарации

При МГС и ФГС сепарациях разделение минералов осуществляется в объеме магнитной жидкости, помещенной в неоднородное магнитное поле.

В качестве магнитной жидкости при МГС сепарации используются растворы парамагнитных солей (железа, марганца, никеля и др.), при ФГС сепарации — ферромагнитная жидкость (ФМЖ), представляющая собой коллоидную дисперсию мелких частичек магнетита в керосине с добавками олеиновой кислоты в качестве стабилизатора. Магнитная восприимчивость ФМЖ в 10—15 раз больше, чем у растворов парамагнитных солей. В результате воздействия магнитного поля на магнитную жидкость эффективная (кажущаяся) плотность ее меняется в широких пределах (от 1 до 20 г/см³).

Разделение минеральных зерен производится по плотности с учетом их магнитной восприимчивости. На каждую минеральную частицу, помещенную в магнитную жидкость между полюсами магнита, действует удельная сила

$$f = (\delta_{\tau} + \delta_{\text{ж}})g + (\chi_{\tau} + \chi_{\text{ж}})H \text{ grad } H,$$

где δ_{τ} и $\delta_{\text{ж}}$ — плотность частицы и жидкости; χ_{τ} и $\chi_{\text{ж}}$ — магнитная восприимчивость частицы и жидкости; g — ускорение свободного падения; H — напряженность магнитного поля.

Разделение будет проходить не по истинной, а по эффективной (кажущейся) плотности жидкости $\delta_{\text{э}}$:

$$\delta_{\text{э}} = \delta_{\tau} + \chi_{\tau} H \text{ grad } H.$$

В существующих конструкциях МГС и ФГС сепараторов (рис. 6.6) разделение материала, подаваемого из бункера 1 питателем 2, осуществляется в слое жидкости 3, утяжеленной до необходимой плотности между полюсами 4 магнитов гиперболического профиля. Сепаратор — своеобразное «гравитационное решето», на поверхности которого остаются легкие минералы, а тяжелые погружаются, проходят через слой жид-

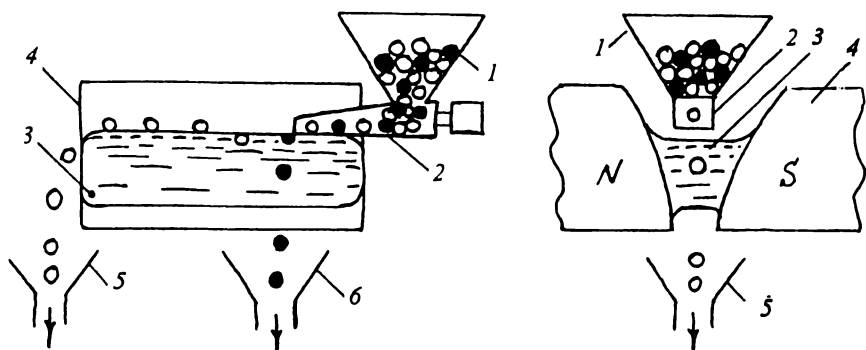


Рис. 6.6. Принципиальная схема МГС и ФГС сепараторов

кости и разгружаются в приемник 6. Небольшой градиент поля или наклон аппарата, создаваемый в горизонтальном направлении, обеспечивает разгрузку зерен легкой фракции в приемник 5.

Перед разделением из материала удаляются все магнитные минералы (магнетит, пирротин и др.), поскольку разделение происходит в магнитном поле, градиент напряженности которого направлен вниз, и наличие таких минералов приведет к загрязнению тяжелой фракции.

Для материалов крупностью 1—2 мм и более эффективное разделение может быть осуществлено при разнице в плотностях у разделяемых зерен всего $0,05 \text{ г/см}^3$. Увеличение этой разницы позволяет уменьшить нижний предел крупности обогащаемого материала, составляющий около 0,5 мм в обычных условиях. Он может быть снижен также до 0,1 мм при использовании в процессе сепарации центробежных и вибрационных сил.

Процессы МГС и ФГС сепарации перспективны для доводки гравитационных концентратов редких, благородных металлов, алмазосодержащих материалов и других полезных ископаемых. Недостатком их является сложность конструктивного оформления аппаратов, особенно при большой производительности.

6.3. Обогащение в потоках постоянного и переменного направления

Разделение минеральных зерен по плотности в потоках постоянного и переменного направления осуществляется в поле сил тяжести и гидро- или аэродинамического воздействия среды. Обогащение в вертикальных потоках переменного направления получило название *отсадки*, в горизонтальных, наклонных и вертикальных потоках постоянного направления — *противоточной сепарации* и в криволинейных потоках высокой интенсивности — *обогащения в центробежных концентраторах*.

6.3.1. Отсадка

Отсадка основана на различии скоростей движения минеральных зерен в пульсирующей среде разделения, в качестве которой используется обычно вода и гораздо реже воздух.

Исходный материал 1 поступает на решето 2 обычно двухступенчатой 8 отсадочной машины (рис. 6.7, а) и распределяется на нем равномерным слоем. Через отверстия решета циркулируют восходящий и нисходящий потоки среды, под воздействием которых формируются слои тяжелых 3, легких 5 зерен и их сростков 4. Послойная разгрузка происходит в каждой ступени 6. Тяжелая фракция разгружается через специальные шибберные устройства 7 (горизонтальные или вертикальные щели с затворами разной конструкции) и решето 2, легкая — через порог в конце отсадочной машины. Режимом ее работы предусмотрено, чтобы слои 3, 4 не выходили за пределы соответствующей ступени отсадки.

Закономерности расслоения материала по плотности в стесненных условиях при отсадке обусловлены явлениями не только разделения зерен во взвешенном слое, но и их сегрегации. При этом на движение минеральных зерен оказывают влияние их вес в разделительной среде, гидростатические силы сопротивления и инерции среды, механические силы трения и ударов зерен как друг о друга, так и о стенки аппарата.

Под действием восходящего потока среды смесь разделяемых зерен разрыхляется и легкие зерна, скорость паде-

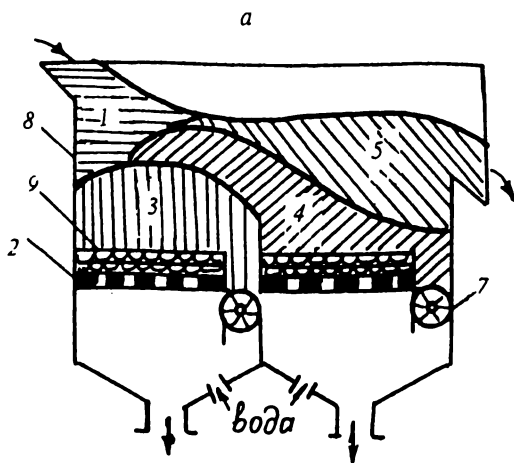
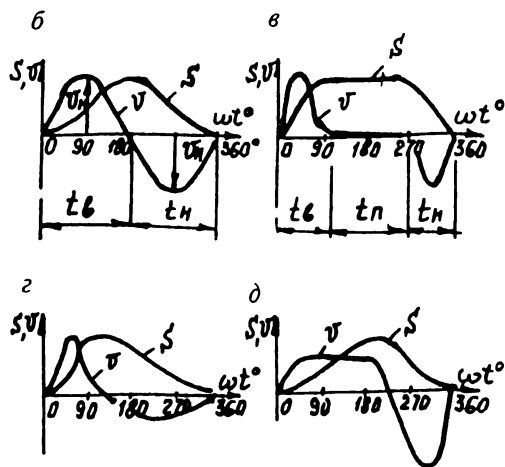


Рис. 6.7. Схема процесса отсадки (а) и ее циклы:

б — гармонический; в — Майера; г — Берда; д — Томаса; S — перемещение среды; V — скорость перемещения



ния которых меньше скорости потока, движутся вверх; а тяжелые зерна лишь взвешиваются. При нисходящем потоке среды, наоборот, тяжелые зерна извлекаются потоком вниз с большей скоростью, чем легкие, и слой минеральных зерен на решетке уплотняется.

В результате многократного воздействия восходяще-нисходящих потоков материал расслаивается: зерна легких ми-

нералов выносятся в верхние слои, а тяжелые зерна, преодолевая сопротивление среды, концентрируются в нижних слоях. При этом за счет всасывающего действия нисходящего потока мелкие зерна тяжелых минералов проходят через каналы между крупными тяжелыми зернами и располагаются под ними или разгружаются через отверстия решета в камеры отсадочной машины.

Мелкие зерна легких минералов также просачиваются между более крупными легкими зернами, но не успевают пройти по каналам между зернами тяжелых минералов в связи с уп-

лотнением слоя зерен на решетке, остаются под слоем крупных зерен легких минералов. В результате минеральные зерна располагаются над решетом в последовательности: мелкие, затем крупные зерна тяжелых минералов, над ними — мелкие зерна легких минералов и сверху — более крупные зерна легких минералов. Такому распределению зерен по плотности и крупности способствует также сегрегация материала, возникающая в результате периодически повторяющихся пульсаций слоя минеральных зерен.

Слой материала 9, находящийся на решетке при отсадке крупного материала (более 3—5 мм при обогащении руд и более 10—13 мм — углей), называют *естественной постелью* (см. рис. 6.7, а). Оптимальная толщина ее равна 5—10 диаметрам максимальных зерен в питании. Ухудшение четкости разделения при большей толщине постели обусловлено недостаточной ее разрыхленностью (из-за чрезмерного возрастания гидростатического сопротивления), а при меньшей толщине постели — образованием прорывов (из-за недостаточного гидростатического ее сопротивления), вызывающих местные увеличения скорости потоков, перемешивание материала и увеличение взаимных засорений продуктов обогащения.

При обогащении более мелкого рудного материала (мельче 3—5 мм) и углей (мельче 10—13 мм) на решетку укладывают слой 9 *искусственной постели* из полевого шпата, гематита, магнетита, ферросилиция, металлической дроби и других материалов плотностью не менее чем у зерен тяжелых минералов обогащаемого сырья и крупностью, в 2,5—6 раз превышающей максимальную разделяемых частиц. Искусственная постель является не только своеобразным «решетом», но и средством разделения зерен. Она пропускает частицы тяжелых минералов и задерживает легкие. Чем больше толщина и плотность искусственной постели и менее правильна форма ее зерен, тем меньше пропускная способность постели, особенно по отношению к крупным зернам. Изменяя ее параметры, можно управлять процессом отсадки. Высота постели должна быть меньше при большом и больше при малом содержании тяжелых зерен в исходном питании. Обычно толщина искусствен-

ной постели составляет не менее трех максимальных диаметров ее зерен, а толщина обогащаемого *надпостельного* слоя в 20 раз больше максимальной крупности частиц в питании.

Закономерности вертикального перемещения S среды и изменения ее скорости V во времени характеризуются *циклом отсадки* (рис. 6.7, б—д), включающим подъем t_b , паузу t_n и опускание t_n среды. Основные циклы, применяемые на практике, характеризуются: гармонический (см. рис. 6.7, б) — равенством скоростей восходящего (V_b) и нисходящего (V_n) потоков и периодов их действия ($t_b = t_n$); цикл Майера (см. рис. 6.7, в) — кратковременностью подъема и опускания среды и большой паузой; цикл Берда (см. рис. 6.7, г) — большой скоростью подъема и меньшей скоростью опускания при отсутствии паузы; цикл Томаса (см. рис. 6.7, д) — малой скоростью подъема и большой скоростью опускания среды. Изменение продолжительности элементов цикла позволяет управлять процессом расслоения материала.

Например, чтобы предотвратить попадание легких мелких зерен в слой тяжелых при обогащении неклассифицированных углей, применяют циклы с кратковременным действием нисходящего потока среды. Характер цикла оказывает существенное влияние на результаты отсадки только при небольшой частоте колебаний среды — меньше 100 мин^{-1} , применяемой при отсадке крупного материала.

Частота и амплитуда колебаний среды при отсадке определяются не только крупностью, но и плотностью обогащаемого материала. Чем больше максимальный размер и плотность частиц, тем больше амплитуда, но меньше частота колебаний среды. При малых значениях числа пульсаций обеспечиваются более высокие скорости восходящего потока, увеличивается амплитуда колебаний, достигаются максимальный подъем постели и степень ее разрыхления. Однако при этом процесс отсадки становится менее устойчивым и более чувствительным к изменениям производительности, крупности и фракционного состава исходного материала. При большом числе пульсаций устойчивость процесса увеличивается, но снижается степень разрыхления постели. Необходимую частоту пульсаций можно определить из условия достаточности ско-

рости восходящего потока для взвешивания наиболее крупных тяжелых зерен в стесненных условиях, когда ускорение среды еще не превышает ускорения силы тяжести.

Средством регулирования процесса отсадки в водной среде является подача *подрешетной* воды. Она увеличивает скорость восходящего потока и разрыхленность постели, уменьшает скорость нисходящего потока и засасывание мелких классов под решето, способствует перемещению легкой фракции к сливному порогу отсадочной машины. Увеличение расхода подрешетной воды вызывает, как правило, уменьшение выхода подрешетного продукта и повышение его качества, но сопровождается выносом в слив тонких частиц тяжелых минералов; уменьшение расхода приводит к обратным результатам. Скорость движения подрешетной воды в отсадочных машинах возрастает с увеличением крупности материала, но обычно не превышает 0,6 см/с.

Разжижение исходного питания не должно превышать соотношения $J/T = 2-1$ (по массе). В противном случае в отсадочной машине создается горизонтальный поток большой скорости, который взмучивает надпостельный слой, нарушая процесс расслоения частиц по плотности. Общий расход воды возрастает при увеличении крупности обогащаемого материала и при отсадке руд изменяется от 3,5 до 8,0 м³/т, а при отсадке углей — от 2,3 до 6,0 м³/т. Доля подрешетной воды в общем ее расходе составляет от 40 до 70 %. Исключение ее подачи существенно затрудняет получение удовлетворительных показателей разделения.

Отсадке подвергаются руды крупностью от 0,25 до 50 мм и угли крупностью от 0,4—0,9 до 100—150 мм. Необходимость обесшламливания материала по нижнему пределу крупности обусловлена плохим разделением тонких частиц по плотности при отсадке и тем, что они снижают эффективность обогащения более крупных классов. Верхний предел крупности ограничен не технологическими возможностями процесса, а конструктивными особенностями отсадочных машин, главным образом конструкцией разгрузочных устройств.

Для повышения эффективности обогащения исходный материал подвергается грохочению на классы крупности, каж-

дый класс обогащают на отдельной отсадочной машине. Для определения диапазона крупности зерен в каждом классе используют значение коэффициента равнопадаемости разделяемых зерен в стесненных условиях. При обогащении руд предварительному грохочению подвергается обычно только крупнозернистый материал крупнее 5—6 мм. Более мелкий материал обогащают с применением искусственной постели, как правило, без предварительного разделения его на классы крупности. Уголь перед обогащением разделяют на два машинных класса, обычно по граничному размеру 13 или 10 мм, с последующими их обесшламливанием и раздельным обогащением. Отсадка необесшламленного материала технологически нецелесообразна и в проектах новых фабрик не предусматривается.

Эффективность отсадки тем выше, чем крупнее зерна разделяемого материала и чем больше различаются они по плотности. Поэтому отсадка получила широкое распространение при обогащении крупно- и средневкрапленных, например железных и марганцевых руд, не требующих тонкого измельчения, а также полезных ископаемых, разделяемые компоненты в которых значительно различаются по плотности (уголь, пески россыпных месторождений и др.).

С уменьшением крупности материала точность разделения частиц по плотности ухудшается, поскольку влияние возрастающей при этом вязкости среды, повышения турбулентности потоков и соударения частиц различной плотности в значительно большей степени сказывается на мелких частицах, чем на крупных. Взаимозасоряемость продуктов обогащения возрастает также с ухудшением обогатимости материала.

Увеличение нагрузки на машину приводит к увеличению скорости прохождения материала, уменьшению выхода подрешетного продукта и повышению его качества. При уменьшении нагрузки выход подрешетного продукта, наоборот, повышается, а качество его снижается. Максимальная эффективность обогащения достигается при определенной удельной производительности машин, которая в зависимости от крупности материала, требований к качеству продуктов обогаще-

ния и конструктивных особенностей машины колеблется от 5 до 30 т/(ч·м²) при обогащении углей и от 2 до 16 т/(ч·м²) при обогащении руд. Удельный расход электроэнергии при этом изменяется от 0,3 до 0,7 кВт·ч/т. Производительность отсадочной машины пропорциональна площади ее постели и удельной производительности для данного обогащаемого материала.

К настоящему времени известно более 90 разновидностей конструкций отсадочных машин. Колебания разделительной среды в них создаются движениями поршня, решета, диафрагмы или пульсирующей подачей сжатого воздуха.

Поршневые отсадочные машины (рис. 6.8, а) производительною 1,0—8,5 т/ч применяют для отсадки крупных и средних классов крупности руды или углей. Они имеют две, три или четыре камеры 4, каждая из которых разделена не доходящей до дна перегородкой 5 на два сообщающихся между собой отделения. В концентрационном отделении укреплено решето 1, на котором происходит разделение зерен по плотности. Колебания воды (100—300 мин⁻¹) создаются движением поршня 2 в поршневом отделении. Возвратно-поступательное движение поршня и, следовательно, амплитуда колебания воды (40—80 мм) регулируются эксцентриковым механизмом 3.

Отсадочные машины с *подвижным решетом* (рис. 6.8, б) производительною до 25 т/ч применяют для отсадки круп-

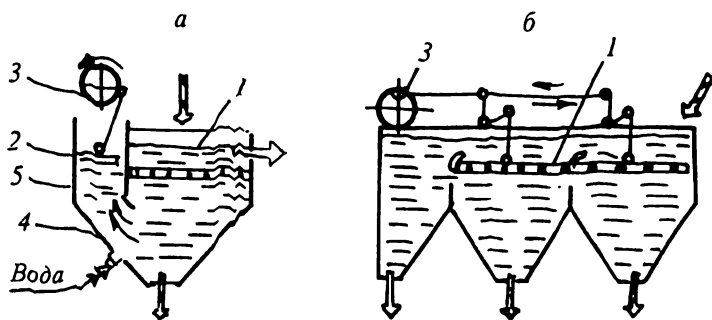


Рис. 6.8. Принципиальные схемы отсадочных машин:
а — поршневой; б — с подвижным решетом

ных и средних классов (3—40 мм) мытых марганцевых и железных руд. Они имеют обычно двух-, трех- и четырехсекционные решета *1* (рабочей площадью 2,9—4,0 м²), движение которых (10—80 мм) от эксцентрикового привода *3* создает восходящие и нисходящие потоки воды (с частотой до 180 мин⁻¹). Продвижению материала вдоль решета способствуют небольшой уклон короба (около 5°) и ступенчатое расположение секций решета.

В настоящее время отсадочные машины поршневого типа и с подвижным решетом серийно не изготавливаются и заменяются на фабриках на беспоршневые или воздушно-пульсационные и диафрагмовые, имеющие более высокую удельную производительность, меньший расход воды и электроэнергии.

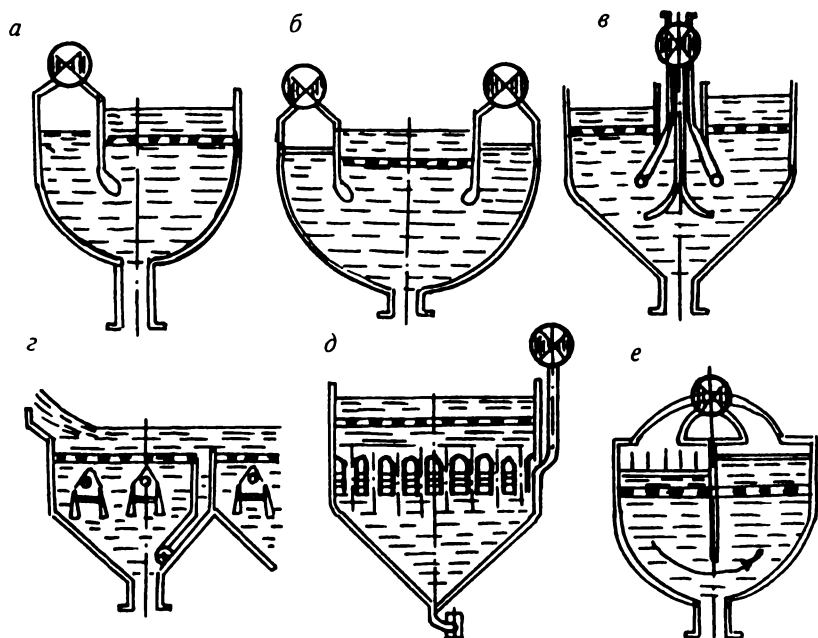


Рис. 6.9. Принципиальные схемы отсадочных машин с воздушным приводом:

a — с боковым расположением воздушной камеры; *б* — с двусторонним боковым расположением воздушных камер; *в* — со двоянными центральными камерами; *г* — с подрешетными воздушными камерами; *д* — с патрубочными подрешетными камерами; *е* — машины двойного действия с надрешетным расположением воздушных камер

Беспоршневые или воздушно-пульсационные машины (рис. 6.9) широко применяются при обогащении углей, железных и марганцевых руд. Восходящие и нисходящие потоки воды в этих машинах создают при помощи сжатого воздуха, периодически подаваемого в воздушное отделение машины через специальные золотниковые устройства роторного или клапанного типа, позволяющие реализовать любой цикл отсадки, регулировать частоту циклов и амплитуду колебаний среды. Избыточное давление воздуха, необходимое для создания пульсаций, колеблется в пределах 0,025—0,06 МПа. Для регулирования процесса расслоения материала во всех беспоршневых машинах используется также подрешетная вода.

Отсадочные машины разделяют на беспоршневые с боковым (рис. 6.9, *а*—*в*), подрешетным (рис. 6.9, *г*, *д*) и надрешетным (рис. 6.9, *е*) расположением воздушных камер. В первых из них для обеспечения равномерного распределения поля скоростей пульсирующего потока по площади отсадочного решета применяют гидравлические обтекатели на конце перегородки между воздушным и отсадочным отделениями, во вторых разделяют проточную часть машины на отдельные каналы различного сечения.

Современные отсадочные машины выпускаются прямоточными, двух- и трехступенчатыми. Они снабжены загрузочным устройством для равномерного распределения исходного питания по ширине машины, обесшламливанию углей по классу 0,5 мм и сброса части транспортной воды (через щелевидные плоские и дуговые сита), а также автоматическим устройством для разгрузки тяжелых продуктов. Для обогащения углей принят параметрический ряд отсадочных машин с площадью отсадки 8, 12, 18, 24 м² и производительностью до 650 т/ч.

Наиболее совершенными из отечественных моделей машин с боковым расположением воздушных камер (рис. 6.9, *а*, *б*) являются машины типа ОМК (отсадочная машина с комбинированной системой разгрузки для мелких углей) производительностью 120—300 т/ч, ОМШ (отсадочная машина для широко классифицированных и крупных углей) производительностью 160—240 т/ч и ОПМ22—ОПМ25 для отсадки мелко (до 4 мм) рудного материала производительностью 40—75 т/ч;

за рубежом — машины фирмы «Пик» (Франция) производительностью до 100 т/ч, для отсадки материала крупностью $-10 + 0,5$ мм. Основным их недостатком (как и машин с изолированным воздушным отделением между двумя отсадочными, см. рис. 6.9, в, например фирм «Ведаг» и «Клекнер-Гумбольдт-Дейц» (ФРГ)) является неравномерное распределение пульсаций по ширине отсадочного решета, приводящее к снижению эффективности процесса отсадки.

Более равномерное поле скоростей по ширине машины и более высокая точность разделения материала по плотности, сокращение расхода подрешетной воды и воздуха, уменьшение массы колеблющейся воды и динамической нагрузки на строительные конструкции, значительное увеличение рабочей площади отсадки и производительности отсадочной машины достигаются *при подрешетном расположении воздушных камер* (см. рис. 6.9, г, д). Такие машины являются основными на современных обогатительных фабриках. При обогащении коксующихся, энергетических углей и антрацитов используются главным образом машины типа ОМ (рис. 6.10, а); при обогащении руд — машины типа МОБ (рис. 6.10, б).

Отсадочная машина ОМ-8 состоит из двух, а машины ОМ-12, ОМ-18, ОМ-24 — из трех ступеней с общей площадью решет 8, 12, 18 и 24 м² соответственно и производительностью по исходному питанию от 80—120 до 240—650 т/ч. В зависимости от содержания породных и промпродуктовых фракций для выделения каждой из них используется одна или две ступени. В случае необходимости промпродукт можно направлять в питание машины в качестве циркулирующего без предварительного его дробления или после додрабливания до необходимой крупности.

Машины типа ОМ (см. рис. 6.10, а) работают как с естественной, так и с искусственной постелью на отсадочных решетах 1, под которыми расположены водовоздушные камеры 2 дуговой формы, каждая из которых соединена с одним воздушным пульсатором 3. Для подвода подрешетной воды на корпусе 4 отсадочной машины имеется коллектор 5. В конце каждой ступени помещена разгрузочная камера 6 с поворотным 7 и вертикальным 8 шиберами. В камерах установлены роторные разгрузочные устройства 9. Частота вращения ро-

тора в них регулируется автоматически в зависимости от уровня постели тяжелых фракций, измеряемого датчиком 10 поплавкового типа. Если разгрузка тяжелых фракций производится через искусственную постель, то интенсивность разгрузки регулируется автоматически изменением количества воздуха, подаваемого в воздушные камеры, приводящего к изменению амплитуды колебаний (до 130 мм) и степени разрыхления постели. Порода и промпродуктовая фракция из разгрузочных воронок 11 удаляются обезвоживающими элеваторами.

Машины ОМ дают хорошие результаты при обогащении углей различной крупности (от 0,5 до 125 мм). Засорение концентрата породными фракциями составляет 0,2—0,5 %; потери легких фракций в отходах не превышают 0,3—0,5 %.

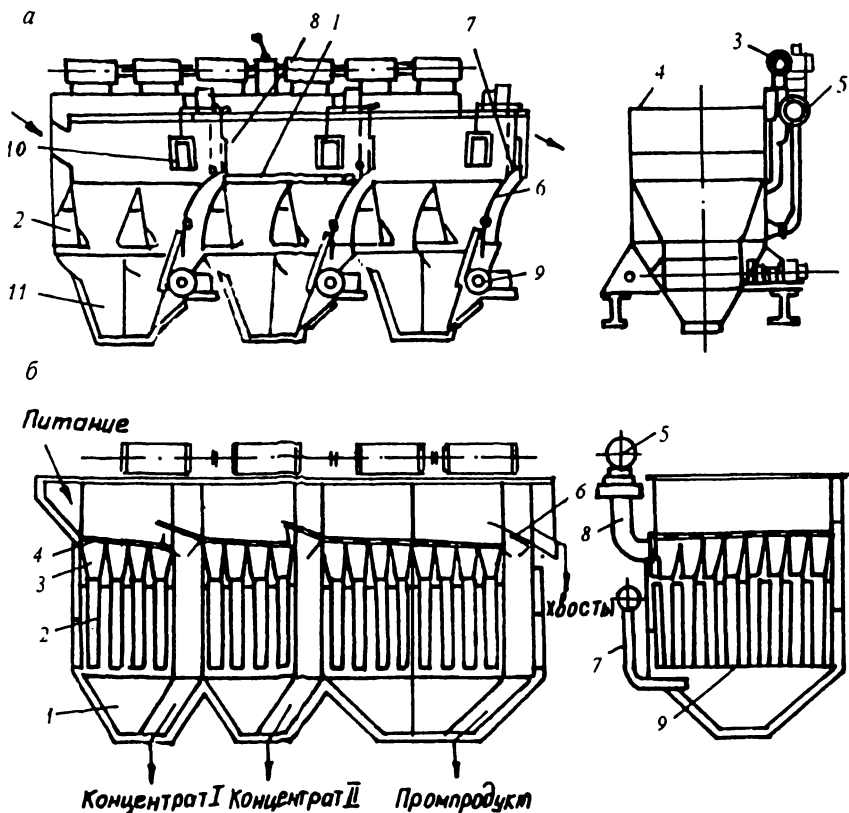


Рис. 6.10. Отсадочные машины ОМ-12 (а) и МОБК-8С (б)

Для обогащения руд серийно выпускаются машины для отсадки мелкого (до 4 мм) материала (ОПМ-13) и средней (до 30 мм) крупности (ОПС-13) с воздушным устройством сотовой конструкции.

Для отсадки материала крупностью от 4 до 60 мм выпускается машина МОБК-8С (см. рис. 6.10, б) производительностью 70—120 т/ч с многоструйными проточными камерами. Она состоит из трех рабочих камер 1 с решетками 4. В камерах равномерно расположены вертикальные трубы 2 с диффузорами 3, представляющими собой усеченные конусы. Диффузоры примыкают к решетке машины. У основания диффузоров трубы соединены горизонтальным листом с отверстиями по диаметру патрубков. Воздух под давлением поступает через пульсаторы 5 и патрубки 8 в межтрубное пространство 9, образующее воздушную камеру. Под действием сжатого воздуха вода в межтрубном пространстве опускается и поднимается по трубам, создавая восходящий поток на решетке. При выпуске воздуха из межтрубного пространства в атмосферу происходит обратный ход воды. Подрешетная вода подается в камеры из коллектора по патрубкам 7.

Руда на решетке отсадочной машины подается по наклонному желобу. Тяжелые продукты разгружаются через щель б. Разгрузочная щель перекрывается автоматически по мере накопления на решетке тяжелых продуктов. Легкая фракция вместе со сливом удаляется через сливной порог. Тяжелые и промпродуктовые фракции выгружаются из машины ковшовыми обезвоживающими элеваторами.

Машина двустороннего действия (см. рис. 6.9, е) с надрешетным расположением воздушной камеры имеет два герметически закрытых отделения, выполняющих одновременно роль отсадочного и воздушного. Машина сложна в эксплуатации и не нашла пока широкого распространения.

Диафрагмовые отсадочные машины широко применяются при обогащении руд черных и редких металлов крупностью до 30 мм. Наиболее распространенными являются машины с вертикальной диафрагмой в перегородке между двумя последовательными ступенями (рис. 6.11, а), как в машине ОВМ-1, или в наружных стенках (рис. 6.11, б), как в машине

МОД-4, а также машины с подвижными коническими днищами (рис. 6.11, в), как в машинах МОД-1, МОД-2, МОД-3 и МОД-6, с числом камер соответственно 1, 2, 3 и 6 производительностью от 6 до 30—39 т/ч. Машины отличаются компактностью, простотой конструкции и регулировки, жесткостью режима пульсации, зависящего от хода диафрагмы (3—50 мм), приводимой в движение эксцентриковым механизмом. Однако из-за ограниченной производительности (не более 40 т/ч) они используются только на драгах или фабриках сравнительно небольшой мощности. Увеличение площади отсадочного отделения с целью повышения производительности диафрагмовых машин приводит к нарушению равномерности пульсаций по всей площади, а также увеличению числа диафрагм и усложнению конструкции машины.

Отсадочная высокочастотная машина ОВМ-1 (см. рис. 6.11, а) с вертикальной диафрагмой в перегородке применяется обычно для обогащения мелкозернистых руд и россыпей редких и благородных металлов крупностью $-3(8) + 0,1$ мм в режимах

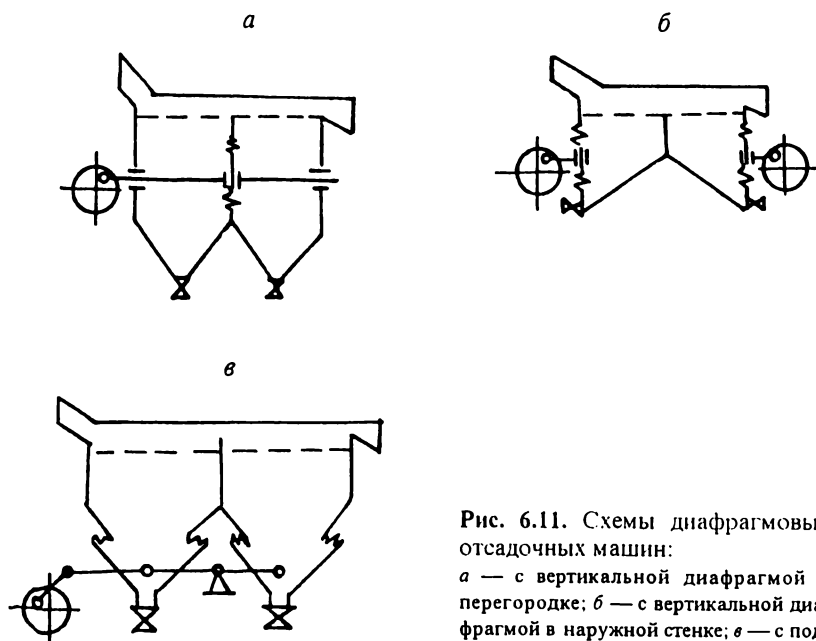


Рис. 6.11. Схемы диафрагмовых отсадочных машин:

а — с вертикальной диафрагмой в перегородке; б — с вертикальной диафрагмой в наружной стенке; в — с подвижными коническими днищами

высоких частот колебаний среды (до 850 мин^{-1}) с небольшой амплитудой (до 16 мм) и производительностью (до 4 т/ч).

Диафрагмовая отсадочная машина МОД-4 (см. рис. 6.11, б) с вертикальными диафрагмами в наружных стенках используется для обогащения более крупного материала (до 30 мм) при меньшем числе пульсаций ($130\text{—}350 \text{ мин}^{-1}$), но большей амплитуде (до 50 мм) колебаний при производительности до 17 т/ч.

Отсадочная машина с подвижными коническими днищами МОД-2 (рис. 6.12), как и машины МОД-1, МОД-3, применяется для отсадки руд крупностью до 15 мм. Она состоит из двух камер в корпусе 7. Низ корпуса каждой камеры соединен при помощи резиновой кольцевой диафрагмы 6 и цилиндрической обечайки 4 с подвижной конической воронкой 3. Эти воронки шарнирно закреплены на раме-коромысле 2 и соединены между собой пружинящей рессорой 1. Рама-коромысло получает качательное движение ($130\text{—}236 \text{ мин}^{-1}$) от электродвигателя 9 через клиноременную передачу и вертикальный шатунно-эксцентриковый механизм 8 с амплитудой до 40 мм. Величину амплитуды регулируют изменением эксцентриситета эксцентрикового механизма (в пределах 2—18 мм), частоту вращения эксцентрикового механизма — сменой шкива на валу двигателя. В рабочих камерах между трафаретными решетками установлены решета 5, на которые загружается постель толщиной, зависящей от крупности обогащаемого материала. Подрешетная вода в камеры подается через коллектор 10. Руда поступает на слой постели. Тяжелые зерна разгружаются из конической части первой камеры, промпродукт — из конической части второй камеры, легкие зерна уходят в слив через регулируемый порог. Производительность машины МОД-2 составляет 25 т/ч.

Вибрационный концентратор ВК-2М предназначен для отсадки редкометалльных песков крупностью $-3 + 0,074 \text{ мм}$, состоит из двух труб (диаметром 324 мм), подвешенных к раме на пружинах и снабженных вибратором круговых гармонических колебаний с частотой $1000\text{—}1800 \text{ мин}^{-1}$ и амплитудой в вертикальной плоскости 0,2—0,7 мм.

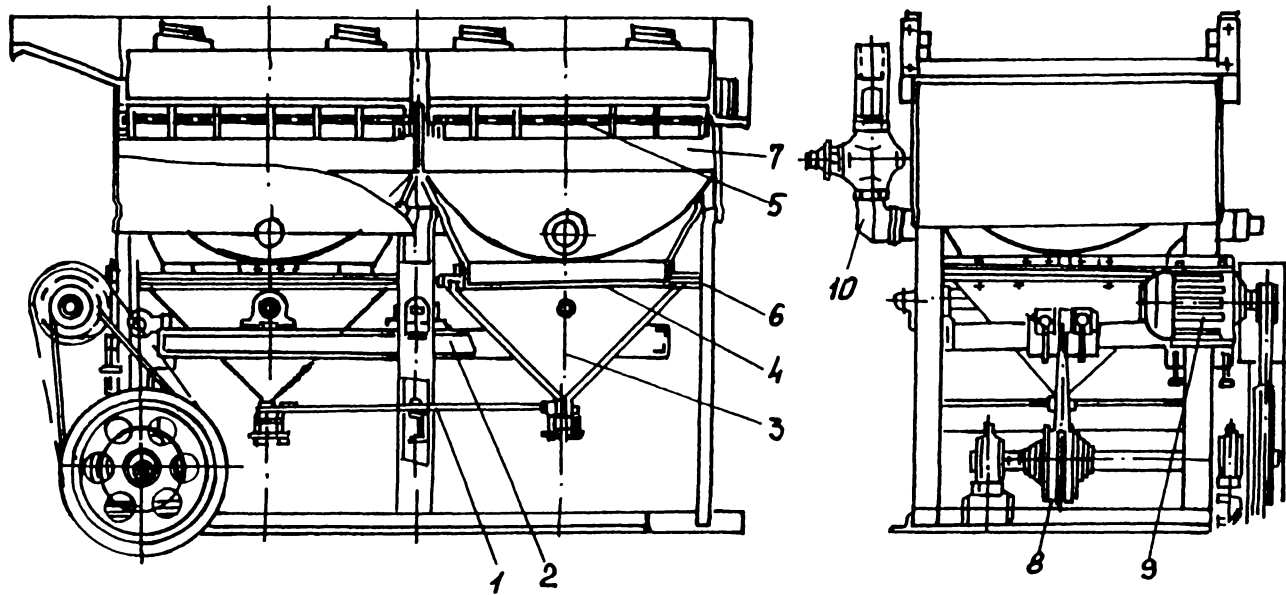


Рис. 6.12. Диафрагмовая отсадочная машина МОД-2

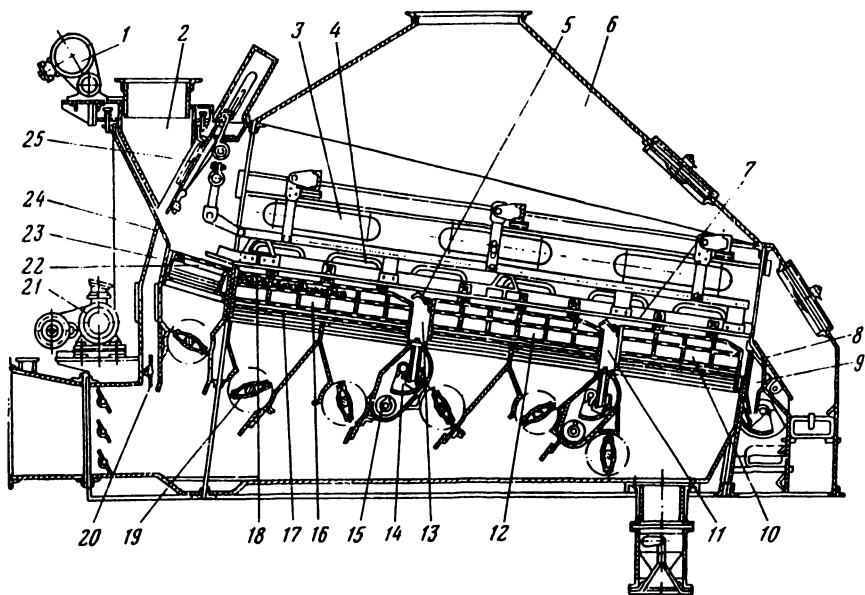


Рис. 6.13. Пневматическая отсадочная машина ПОМ-2А

Под действием вибраций и напорной воды, подаваемой снизу, материал, непрерывно поступающий на разрыхленную постель, разделяется по плотности. Зерна тяжелых минералов и их сростки проходят через подвижную постель и разгружаются через регулируемые насадки; легкие зерна выносятся поверхностным потоком. Производительность концентратора на 1 м^2 площади пола в несколько раз выше, чем концентрационного стола.

Пневматические отсадочные машины типа ПОМ с площадью решета от $2,6$ (ПОМ-1) до $4,4 \text{ м}^2$ (ПОМ-2А) и производительностью до 100 т/ч используются для обогащения в воздушной среде мелких ($0,5\text{—}13 \text{ мм}$) и средних ($0,5\text{—}25 \text{ мм}$) классов легко- и среднеобогатимых углей с внешней влажностью не более $4\text{—}5 \%$. По принципу действия они аналогичны отсадочным машинам для разделения в водной среде. В этих машинах (рис. 6.13) исходный материал из бункера 2, снабженного вибратором 1, через регулируемый шибер 25 поступа-

ет в зону 24 для предварительного разрыхления подаваемым по каналу 23 потоком воздуха, регулируемым дросселем 20, а затем на перфорированную (с отверстиями 1,2 мм) рабочую поверхность двух полудек, состоящих из поля предварительного разделения 22, породного 16, промпродуктового 12 и концентратного 10 полей. Равномерность подачи воздуха по всей площади поля обеспечивается размещением в специальных отсеках 18 по ситам полудек слоя фарфоровых шариков диаметром 14 мм. Подача воздуха в каждый отсек регулируется шторными заслонками 17. Пульсирующий поток воздуха создается с помощью пульсаторов 19, находящихся под полями полудек, разделенных породным 13 и промпродуктовым 11 карманами, за которыми установлены пороги 5. В конце концентратного поля установлен шибер 8 для послойного разделения материала на концентрат и промежуточный продукт, который удаляется в расположенный под шиберам карман 9. Разгрузка каждого продукта через соответствующий карман регулируется изменением частоты качаний клапана 14. Отходы и промпродукт удаляются из машины шнеками 15, расположенными под клапанами. Разравнивание постели материала и равномерное распределение его по всей площади каждой полудеки осуществляется качающимися на шарнирных подвесках перфорированными стальными решетками 7, приводимыми в движение приводом 21. Сверху машина закрыта зонтом 6 для отсоса запыленного воздуха, по бокам — быстросъемными стеклянными панелями 4 и герметичными люками 3 для осмотра, чистки, ремонта дек и наблюдения за состоянием постели.

Недостатками пневматической отсадки являются зависимость результатов разделения от внешней влажности и обогатимости исходного угля, более низкая по сравнению с обычной отсадкой технологическая эффективность процесса. Вследствие этого она получила применение только в безводных районах и районах с суровым климатом для обогащения бурых и легкообогатимых каменных углей.

Благодаря достаточно высокой эффективности при небольших капитальных и эксплуатационных расходах отсадка является в настоящее время одним из наиболее распростра-

ненных гравитационных методов обогащения. Она применяется для обогащения выветренных железных и марганцевых руд, золотоносных, платиновых, алмазных, оловосодержащих и других россыпей, титаноциркониевых песков, некоторых коренных руд цветных и редких металлов и особенно широко для обогащения ископаемых углей, антрацитов и строительных материалов. При этом отсадка используется как основная операция с получением конечных продуктов обогащения, так и вспомогательная в комбинации с другими методами обогащения: концентрацией на столах, обогащением на шлюзах, магнитной сепарацией, флотацией.

6.3.2. Противоточная сепарация

Противоточная сепарация осуществляется в закрытых каналах, конструкция которых обеспечивает образование определенной системы течений и вихрей, резко уменьшающих эффект классификации частиц по крупности и увеличивающих роль разделения их по плотности. При этом поток частиц легкой фракции является попутным потоку разделительной среды, а поток частиц тяжелой фракции — встречным.

Материал разделяется по плотности, превосходящей плотность разделительной среды. Этому способствует накапливание тяжелых зерен в рабочей зоне сепаратора и образование в ней естественной тяжелой суспензии. Благодаря наличию взаимопроникающих встречных потоков зерен легкой и тяжелой фракций естественная суспензия хорошо разрыхлена и ее протяженность в направлении сегрегации обогащаемого материала достаточно велика. Для противоточной сепарации материала используются крутонаклонные и центробежно-гравитационные противоточные сепараторы (рис. 6.14).

В *крутонаклонных сепараторах* КНС (рис. 6.14, а) производительностью 25—250 т/ч разделение по плотности осуществляется в основном под действием гравитационных сил в наклонном канале l прямоугольного сечения, в котором создаются турбулентные возмущения потока установкой на винтовых регуляторах 4 двух специальных дек 2 , снабженных зигзагообразными поперечными перегородками. Чем больше задаваемая интенсивность турбулентности, тем больше сопротив-

ление турбулентного потока и кажущаяся дополнительная плотность среды $\Delta\rho_c$:

$$\Delta\rho_c = KN\rho_c (V_{\max}^2 - V^2)/2g,$$

где K — коэффициент полноты турбулизации потока; N — число перегородок на единицу длины канала; V_{\max} и V — максимальная и средняя скорости потока на уровне перегородок.

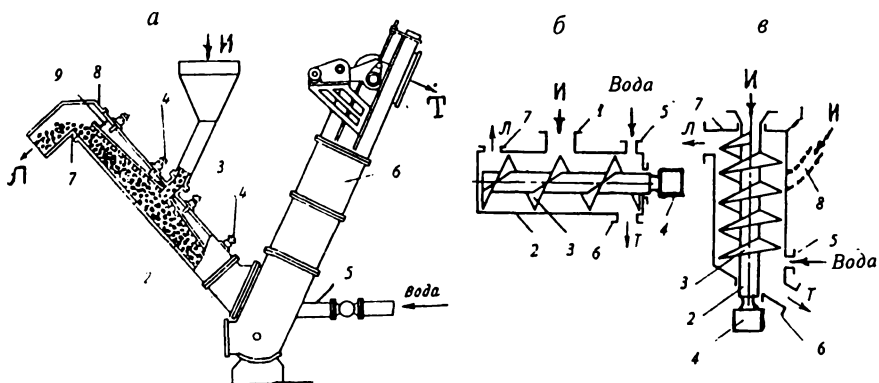


Рис. 6.14. Противоточные сепараторы:

a — крутонаклонный типа КНС; *б* — горизонтальный шнековый типа СШ; *в* — вертикальный шнековый типа СВШ; *Л* — легкие фракции; *Т* — тяжелые фракции; *И* — исходное питание

Исходный материал крупностью от 3,5—5,0 до 40—150 мм подается по загрузочной течке 3 в центральную часть канала, вода с заданной скоростью — через патрубок 5 в нижнюю его часть. Тяжелые зерна выпадают в придонный слой, движущийся навстречу потоку воды, и из нижней части сепаратора удаляются обезвоживающим элеватором 6. Легкие зерна выносятся потоком вверх через сливной порог 7 сепаратора. Чтобы предотвратить попадание материала и потока в нерабочее пространство между деками 2 и крышкой 8, последние соединены резиновыми манжетами 9.

Эффективность процесса разделения зависит от угла наклона корпуса сепаратора (46—54° к горизонту), определяющего степень разрыхленности материала в рабочей зоне /

При обогащении крупных классов и углей, классифицированных по узкой шкале, угол наклона должен быть больше, чем при обогащении неклассифицированных и необесшламленных углей. Положение подвижных дек 2 определяет проходное сечение рабочего канала и производительность сепаратора, качественные показатели процесса разделения и расход воды при оптимальной нагрузке аппарата. Объем воды, определяющий поле скоростей в различных сечениях рабочего канала, должен соответствовать его пропускной способности и поддерживать заданную плотность разделения на постоянном уровне в пределах рабочей зоны. При оптимальном режиме сепарации он отвечает эквивалентности гидравлического сопротивления в зоне осаждения тяжелых частиц перепаду давления в зоне перегородок. Рабочие скорости потока в сепараторе при обогащении крупных классов составляют 0,5—0,7 м/с, при обогащении мелких классов — 0,2—0,3.

В *центробежно-гравитационных* противоточных шнековых сепараторах горизонтального (рис. 6.14, б) и вертикального (рис. 6.14, в) типов разделение зерен материала по плотности происходит под действием соизмеримых по своей величине центробежных сил и сил тяжести. Повышение эффективной плотности разделения δ_3 при этом обусловлено отставанием движения частиц обогащаемого материала от движения разделительной среды плотностью $\delta_ж$, а также действием дополнительного градиента давления, возникающего от несовпадения векторов окружных скоростей частиц V_T и среды $V_ж$:

$$\delta_3 = \delta_ж V_ж^2 / V_T^2$$

При этом в зоне разделения возникает дополнительная объемная сила, направленная к центру кривизны винтового потока и определяющая в конечном счете эффективность разделения зерен различной плотности.

В *горизонтальных шнековых сепараторах* (см. рис. 6.14, б) типа СШ производительностью 120—200 т/ч исходный материал (обычно уголь) крупностью 3—150 мм подается через загрузочную воронку 1 в центральную часть цилиндрического корпуса 2 диаметром до 1500 мм, снабженного шнеком 3, приводимым во вращение (10—35 мин⁻¹) приводом 4.

Разделительная среда (вода) поступает в сепаратор через тангенциальный патрубок 5 и движется по винтовому каналу, образованному внутренней стенкой корпуса и шнеком, вращающимся в направлении движения водного потока. Вращение шнека существенно перераспределяет профиль скоростей потока и приводит к расслоению его на два коаксиальных слоя, движущихся в осевом направлении навстречу друг другу, обеспечивая разделение исходного материала по плотности во всех зонах винтового канала сепаратора. Крупные и тяжелые частицы выпадают из потока на внутреннюю стенку и транспортируются шнеком навстречу потоку к месту разгрузки 6, легкие — увлекаются потоком и, вращаясь с ним вокруг оси шнека, достигают места их разгрузки 7. Плотность разделения можно регулировать изменением расхода воды и скоростью вращения шнека, определяющей также степень массообмена между двумя транспортными потоками, интенсивность заброса части материала в направлении, обратном движению основного потока, и существование «застойных» зон. Плотность разделения повышается с увеличением расхода воды. Выбор оптимальной скорости вращения шнека позволяет сократить расход воды на 20—30 %.

В вертикальном шнековом сепараторе (см. рис. 6.14, в) типа СВШ производительностью до 150 т/ч исходный материал (уголь) крупностью 6—150 мм подается в центральную часть сепаратора 1 через полый вал шнека 3 или внешнее устройство 2. Привод 4 шнека и патрубок 5 подачи воды расположены снизу. Подаваемый материал в центральной части сепаратора разделяется на движущиеся в противоположных направлениях два потока: тяжелые частицы преодолевающие встречный поток разделительной среды и движущиеся (под действием гравитационной и центробежной сил) по лопасти шнека вниз к разгрузочной точке 6, и легкие частицы, переходящие в слив 7 вместе с разделительной средой. Параметрами регулирования процесса являются расход воды и частота вращения шнека. При обогащении углей для получения концентрата с минимальным засорением применяют режимы с большей частотой вращения шнека, для получения более «чистых» отходов — с пониженной частотой его вращения.

Вертикальный вибрационный шнековый сепаратор типа СВВ представляет собой модификацию сепаратора, в которой вращение шнека заменено его возвратно-колебательными движениями вокруг вертикальной оси (50—80 об/мин) от низкочастотного вибропривода. При этом шнек сепаратора перемещается относительно неподвижного корпуса на 60—100 мм. В противоточном вертикальном винтовом сепараторе типа ПВС полностью исключено движение шнека, выполненного в виде сплошной ленточной винтовой поверхности, наклоненной к центральной оси сепаратора. Необходимая турбулентность потока обеспечивается плоскими гранями элементов корпуса и спирали. Отсутствие вала в рабочей зоне значительно увеличивает пропускную способность, благодаря большому живому сечению аппарата.

Воздушный противоточный сепаратор типа СВП производительностью до 5 т/ч при обогащении бурых, каменных углей и антрацитов крупностью 0—25 мм является аналогом вертикального шнекового сепаратора типа СВШ (см. рис. 6.14, в), в котором разделительной средой служит воздух. Легкая фракция материала уносится потоком воздуха в верхнюю разгрузочную точку, а тяжелая фракция по лопасти шнека перемещается вниз к месту выгрузки. Процесс разделения по плотности может проводиться в режимах нагнетания и отсоса воздуха. Предпочтительнее второй вариант, обеспечивающий меньшее пылеобразование и упрощающий компоновку оборудования.

В настоящее время противоточные сепараторы применяются в основном для обогащения энергетических углей и антрацитов, разубоженной горной массы открытых разработок, механизированного удаления породы из горной массы на шахтах и разрезах.

6.3.3. Обогащение в центробежных концентраторах

В криволинейных потоках центробежных концентраторов — гидроциклонов и центрифуг (рис. 6.15) — разделение материала по плотности происходит в основном под действием центробежных сил, которые во много раз превышают силы

тяжести разделяемых частиц. В неподвижных концентраторах циклонного типа (рис. 6.15, а, б) центробежное поле создается тангенциальной подачей потока под давлением, во вращающихся центрифугах (рис. 6.15, в) — закручиванием свободно подаваемого потока при их вращении. Несовпадение направления потока с вектором силы центробежного поля является условием разделения частиц по плотности. Эффективность разделения при этом зависит от соотношения угловой скорости вращения потока, скорости его продольного перемещения и гидравлической крупности разделяемых зерен.

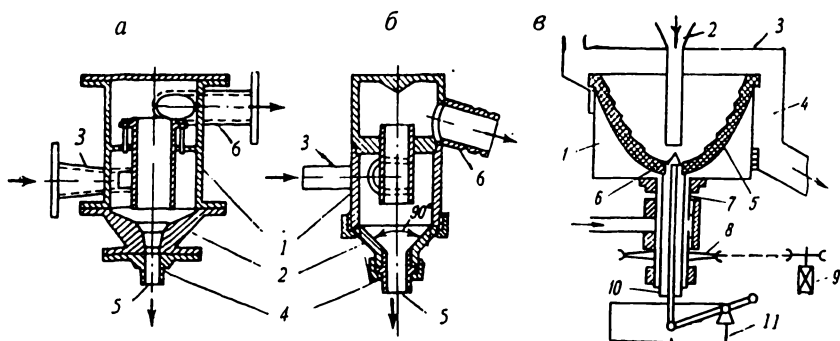


Рис. 6.15. Центробежные концентраторы гидроциклонного типа (а, б) и концентратор-центрифуга (в)

Центробежные концентраторы гидроциклонного типа (см. рис. 6.15, а, б) состоят из короткой верхней цилиндрической части 1 и нижней конической 2 в виде одноступенчатого конуса, комбинации конусов с различными углами конусности или полусферы, внутренние поверхности которых футеруются резиной или каменным литьем. Исходный материал подается по патрубку 3 под напором тангенциально к стенке цилиндрической части аппарата. Тяжелая фракция разгружается через насадку 4 пескового отверстия 5, легкая — через сливную трубу патрубка б. Отношение диаметров пескового и сливного отверстий является основным регулируемым параметром при работе аппарата и в зависимости от крупности исходного материала и содержания в нем тяжелой фракции изменяется от 0,15—0,2 до 0,3—0,4.

За рубежом наибольшее распространение получил концентратор «Трикон» (см. рис. 6.15, а) с диаметром цилиндрической части 100—500 мм и конической частью из трех усеченных конусов с углами конусности 120, 75 и 20°, а в России — коротко-конусный гидроциклон (см. рис. 6.15, б) диаметром от 50 до 750 мм конструкции ВНИИПрозолота, позволяющей регулировать площадь сливного сечения патрубка с помощью специального клапана и размер отверстия в песковой насадке 4 поворотом диска-кассеты без остановки работы аппарата.

В цилиндрической части концентратора происходит распределение зерен по радиусу в соответствии с их гидродинамическими характеристиками и образование слоев с нарастающей плотностью в направлении стенки. Однако заметного разделения материала по плотности не наблюдается. Оно происходит в основном в конической (или сферической) части аппарата. При этом концентрация тяжелых зерен у стенки возрастает по мере продвижения материала к разгрузочному отверстию. Разделению зерен по плотности способствуют повышенные скорости оттока жидкости от стенок конической части аппарата и разрыхление минеральной постели в пристенном слое. Между содержанием тяжелых зерен β_T в пристенном слое (%) и его пористостью θ (доли ед.) существует функциональная зависимость:

$$\beta_T = A(\theta)^{-n},$$

где A — коэффициент; n — показатель степени, зависящий от условий разделения.

Условия разделения по плотности улучшаются, а по крупности ухудшаются при увеличении угла конусности нижней части аппарата от 20—22°, оптимальных при классификации, до 90—140°, оптимальных при обогащении. Максимальная эффективность разделения по плотности достигается при одноступенчатом конусе с углом конусности 120—140° при обогащении грубозернистых смесей (–18 мм для углей и –0,5 мм для рудных продуктов) и 90—120° при обогащении мелко- и тонкозернистых (–74 и –44 мкм) материалов. Обогащать крупный материал в аппаратах малого диаметра не рекомендуется. В

отличие от классифицирующих гидроциклонов эффективность разделения по плотности в короткокonusных гидроциклонах мелких материалов может возрастать с увеличением их диаметра. Она увеличивается также с уменьшением плотности пульпы, поскольку повышение содержания твердого вызывает возрастание вязкости пульпы и сплоченности ее зерен, препятствующих не только центробежному, но и сегрегационному расслоению материала.

Центробежные концентраторы циклонного типа являются высокопроизводительными аппаратами для первичного обогащения тонкоизмельченных золото- и оловосодержащих руд и продуктов, переработки песков морских россыпей и повторной переработки хвостов фабрик, выделения породы из угольной мелочи. Эффективная их работа при сравнительно низких давлениях пульпы (10^4 — 10^5 Па) позволяет избежать подачи материала с помощью насосов и запитывать их из напорных емкостей.

Центробежные концентраторы — центрифуги (см. рис. 6.15, в) — представляют собой футерованную рифленой резиной полусферическую чашу-ротор 5 диаметром 300—400 мм, приводимый во вращение (320—260 об/мин) электродвигателем 9 через клиноремennую передачу и привод 8, насаженный на полый вал 7. Поступающий сверху через питающую воронку 2 поток пульпы закручивается вращающейся стенкой чаши и, двигаясь вверх к ее сливному краю, образует параболоид вращения. Легкие зерна при этом выносятся потоком вверх и попадают в сливной лоток 4, а тяжелые зерна разгружаются в приемник 11 через полый вал 7, величина отверстия в котором регулируется устройством 10.

Оптимальные условия разделения по плотности достигаются только при определенном соотношении угловой скорости ротора и производительности центрифуги, обеспечивающем необходимое соотношение силы смывного потока и «прижимающей» центробежной силы по высоте чаши-ротора. В нижней части его все зерна, за исключением самых тяжелых, испытывая сильное действие смывного потока и слабое действие центробежных сил, уносятся потоком вверх. По мере

продвижения вдоль образующей параболоида вращения динамическое давление потока ослабевает, центробежные силы растут и тяжелые зерна, выпадая из потока на стенку, движутся по ней к разгрузке в центре ротора, а легкие зерна уходят с потоком через сливной порог. Образующийся при этом у стенки полувзвешенный слой частиц выполняет роль улавливающего покрытия для тяжелых зерен.

Максимальная крупность обогащаемого материала для концентраторов с диаметром ротора 300—400 мм и окружной скоростью его вращения на срезе слива 4,5—5 м/с составляет 4—8 мм. Оптимальное соотношение J T изменяется от 20 l до 10 l при уменьшении крупности исходного материала от -4 до -0,5 мм.

Область применения центробежных концентраторов — центрифуг, примерно та же, что и концентраторов циклонного типа, однако их производительность, по сравнению с последними, в 10—12 раз меньше.

6.4. Обогащение в потоках на наклонной плоскости

6.4.1. Процесс разделения частиц в потоке на наклонной плоскости

Обогащению в потоках на наклонной плоскости подвергается, как правило, мелкий материал (-3 мм), а глубина потока не превышает размера 10-кратного максимального зерна обогащаемой смеси. Движение пульпы по наклонной плоскости происходит под действием силы тяжести. При этом углы наклона поверхности гравитационных аппаратов (2—18°) значительно меньше углов трения минеральных зерен в воде о поверхность (30—40°), транспортировка зерен осуществляется обычно за счет гидродинамической силы турбулентного потока.

Распределение продольных скоростей в основной части потока подчиняется логарифмическому закону, однако параметры кривой (рис. 6.16, а) зависят от концентрации и крупности частиц, глубины потока, уклона и шероховатости поверхности дна. На каждую частицу при этом будут действовать силы

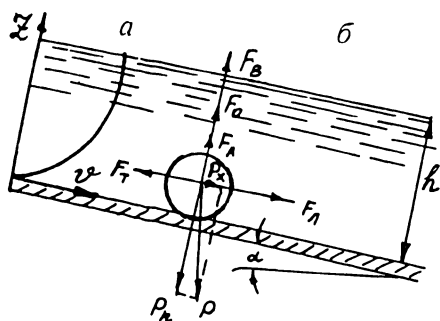


Рис. 6.16. Распределение продольных скоростей жидкости V по нормали к поверхности Z в потоке (а) и схема сил, действующих на частицу в жидкости, текущей по наклонной плоскости (б)

тяжести P , трения F_T при соприкосновении с дном, лобового сопротивления F_N и подъемные силы, обусловленные изменением гидростатического давления по глубине потока (Архимедова сила — F_A), градиентом скорости жидкости и частиц по нормали к поверхности дна F_C , движениями турбулентных вихрей F_B . Соотношение значений этих сил будет определять характер распределения частиц различной плотности и крупности по высоте потока и способ перемещения по наклонной плоскости: скольжением и перекатыванием, скачкообразным движением с периодическим касанием дна (сальтацией) или полностью во взвешенном состоянии.

В общей подъемной силе, определяющей взвешивание и разрыхление слоя движущихся частиц, сила F_C имеет особое значение в нижних слоях потока, характеризующихся резким изменением скорости (см. рис. 6.16, а) по высоте потока. Наличие градиента скорости жидкости вызывает создание перепада давления между верхней и нижней гранями частиц в соответствии с уравнением Бернулли. В случае вращения частиц вокруг горизонтальной оси, перпендикулярной к направлению потока, действует дополнительная сила, обусловленная сложением полей скоростей при обтекании частицы и ее вращении (эффект Мангуса).

При объемном содержании твердого в пульпе свыше 10—15 % значение этой силы повышается вследствие непосредственных ударов частиц, находящихся в различных по высоте расположения слоях, перемещающихся с различной скоростью. Резкое увеличение силы F_C созданием значительного

градиента скорости путем сообщения поверхности аппарата вибраций может оказать существенное влияние на взвешивание частиц и их разделение. Другая подъемная сила — F_v , вызываемая турбулентными вихрями, определяется нормальной к направлению потока пульсационной составляющей скорости и достигает максимального значения в объеме потока при значении $Z/h \approx 0,3$ (см. рис. 6.16, а). Чем меньше гидравлическая крупность частиц, тем выше они взвешиваются вихревыми импульсами.

В результате одновременного действия всех сил на каждую из частиц они распределяются таким образом, что содержание гидравлически крупных частиц в нижних слоях становится выше, чем в исходном питании. При большом объемном содержании твердого в питании (свыше 20 %) концентрация его в нижних слоях может достигать значительной величины (40—50 %) и вызывать сегрегацию частиц, приводящую к дополнительному повышению содержания в нижнем слое мелких частиц большей плотности.

Степень концентрации при обогащении в потоках на наклонной плоскости является небольшой, не превышающей обычно 2,5—4. Для ее повышения используют, помимо многократных перечисток продуктов разделения, дополнительные воздействия на пульпу через колебания, вибрацию поверхности аппарата или созданием центробежных ускорений.

Принцип разделения частиц различной плотности в потоках на наклонной плоскости используется в настоящее время при обогащении на шлюзах, струйных желобах и концентраторах, концентрационных столах и винтовых сепараторах.

6.4.2. Обогащение на стационарных и подвижных механизированных шлюзах

Стационарный шлюз представляет собой слабонаклонный (80—120 мм/м) прямоугольный желоб шириной 0,4—1,5 м и минимальной длиной 6—30 м, на дно которого укладывают жесткие трафареты или шероховатые коврики. Такие покрытия не только задерживают опустившиеся тяжелые зерна, но и, способствуя вихреобразованию, взмучивают движущуюся

по дну шлюза постель, обеспечивая расслаивание материала по плотности.

Стационарные шлюзы (гидравлические, дражные и др.) используют для обогащения обычно неклассифицированных бедных материалов крупностью до 100 мм при переработке с высокой производительностью руд и песков россыпных месторождений редких и благородных металлов, минералы которых обладают гораздо более высокой плотностью δ_t , чем минералы породы δ_l . Для эффективного обогащения на шлюзах необходимо, чтобы значение соотношения $(\delta_t - 1)/(\delta_l - 1)$ было больше 3,5; в этом случае шлюз характеризуется высокой степенью концентрации.

Технологические и конструктивные параметры шлюзов определяются в первую очередь максимальной крупностью d_{\max} кусков в перерабатываемом материале. При увеличении ее с 6 до 100 мм скорость потока возрастает с 1,2—1,6 до 2,0—2,5 м/с, а разжижение пульпы (Ж Т по объему) — с 8—10 до 16—20. Минимальная высота потока не превышает 1,3 d_{\max} для самого крупного и 10 d_{\max} для самого тонкого материала. Шлюзы *глубокого* наполнения (с высотой потока более 30—40 мм) применяют для обогащения материала крупнее 20(16) мм; шлюзы *мелкого* наполнения (с высотой потока менее 30—40 мм) — для более мелкого материала. При крупном питании ($d_{\max} > 20(16)$ мм) и необходимости дополнительной дезинтеграции материала трафаретом в шлюзах служат деревянные торцы, камни или рельсы, укладываемые поперек потока; при средней крупности питания ($d_{\max} < 20(16)$ мм) — металлические и деревянные решетчатые конструкции с высотой поперечных планок 25—55 мм и расстоянием между ними 25—150 мм. При обогащении мелких песков (–3 мм) и тонкоизмельченных руд применяют ворсистые покрытия из войлока, грубошерстного сукна, плюша, холста, рифленой резины и других материалов; пульпа на шлюзы в этом случае подается слоем 3—5 мм.

Производительность шлюзов с трафаретным покрытием составляет 0,4—1,5 м³/м²·ч, с ворсистым — от 0,1 до 0,3 м³/м²·ч. Она может быть увеличена примерно в 2 раза за счет интенсификации

фикации разрыхления материала потока вибрацией всего шлюза (при оборудовании его амортизаторами и вибраторами, например С-414).

Материал на шлюз подают непрерывно до тех пор, пока ячейки трафарета или покрытия не заполнятся тяжелыми зернами, после чего загрузку прекращают и производится сполоск шлюза, т. е. смыв концентрата со дна шлюза или с покрытия в отдельный приемник. Высокое извлечение частиц золота обеспечивается при крупности их более 0,2—0,3 мм, а зерен касситерита и вольфрама — если они крупнее 1 мм.

Подвижные механизированные шлюзы: поворачивающиеся, опрокидывающиеся или с движущейся рабочей поверхностью, обеспечивают возможность сполоска концентрата без снятия улавливающего покрытия. Это позволяет сократить затраты труда, повысить за счет уменьшения времени на сполоск производительность шлюзов и за счет более частого сполоска эффективность их работы.

Металлический подвижной шлюз (ШМС) и шлюз с подвижным резиновым покрытием (ШПРП), или ленточный шлюз (рис. 6.17, а), представляют собой слабонаклонную бесконечную цепь стационарных металлических шлюзов или коробчатую резиновую ленту, движущуюся навстречу загружаемому материалу. Легкая фракция смывается водой и разгружается у нижнего барабана, а тяжелая смывается с подвижной поверхности шлюза у верхнего барабана. Недостатками являются сложность конструкции и небольшая производительность шлюзов.

Барабанный концентратор или цилиндрический вращающийся шлюз (рис. 6.17, б) диаметром 800 мм и длиной 3600 мм имеет на внутренней поверхности резиновое покрытие 1 с нарифлениями зубчатой формы высотой 2—4 мм и предназначен для улавливания зерен свободного золота в цикле измельчения из материала крупностью — 5 мм при плотности пульпы 25—60 % твердого. Тяжелые мелкие зерна, захватываемые улавливающим рифленным покрытием, транспортируются вверх при вращении барабана (2—6 об/мин), где смываются верхним оросителем 3 в желоб для концентрата 2. Расслоению материалов в нижней части барабана способствует подача воды через боковой ороситель 4.

В автоматических многодечных шлюзах типа ША (рис. 6.17, в), предназначенных для извлечения зерен тяжелых минералов из тонкоизмельченных руд или материалов, исходная пульпа из емкости 12 подается насосом 10 через распределитель 8 по трубам и лоткам 9 на пять параллельных рабочих деки 13 в течение 4 мин. Затем вращающиеся профилированные кулаки привода 5 нажимают на ролик 4 и системой тяг подвижный желоб 7 отводит исходное питание в отводной бачок 6 и далее по трубопроводу в емкость 12. Одновременно кулак 1 нажимает на ролик 3 и с помощью подъемного рычага 2 поворачивает деки 13, ставя их под углом 45° к горизонту на сполоск (см. рис. 1.17, в — штриховые линии). При этом открывается кран, подающий на деки воду для смыва концентрата в емкость 11 в течение 1 мин. Затем кулаки 5 и 1 выходят из зацепления, деки 13 и желоб 7 под действием собственного веса возвращаются в исходное положение и цикл работы шлюза повторяется. Эффективность его работы улучшается при предварительном обесшламливании исходного материала по (10—12) μ и раздельной переработке отдельных классов крупности.

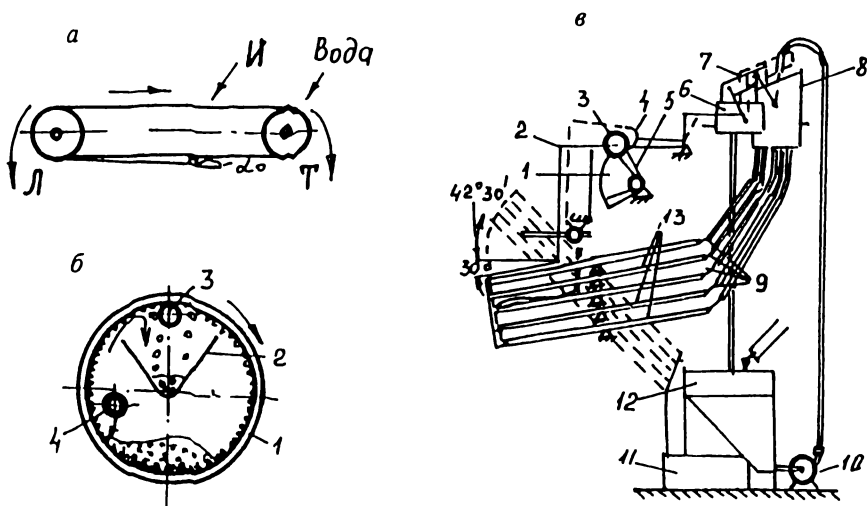


Рис. 6.17. Схемы шлюзов:

а — ленточного; б — цилиндрического вращающегося; в — автоматического многодечного типа ША

6.4.3. Обогащение на струйных желобах и концентраторах

Струйный или суживающийся желоб (рис. 6.18, а), имеющий плоское дно 3 и сходящиеся под некоторым углом боковые стенки 2, устанавливается с минимальным уклоном ($15\text{--}20^\circ$), обеспечивающим прохождение подаваемой питателем 1 пульпы плотностью $50\text{--}60\%$ твердого по желобу без заиливания (со средней скоростью $0,3\text{--}1,0$ м/с). Благодаря сужению желоба высота потока увеличивается от $1,5\text{--}2$ мм у загрузочного конца до $7\text{--}8$ мм у разгрузочного, а характер движения потока изменяется от ламинарного в начале желоба к турбулентному в конце его. При движении пульпы по желобу происходит расслоение материала по плотности и крупности. Основным процессом разделения частиц, вследствие высокого содержания твердого в питании, является сегрегация, которая дополняется процессом взмучивания частиц турбулентными вихрями, выносящими вверх из придонного слоя крупные легкие частицы и частицы малой гидравлической крупности. В результате взаимодействия этих процессов в нижних слоях (у дна желоба) концентрируются зерна тяжелых минералов, а в верхних слоях — зерна легких минералов. Пульпа сходит с желоба в виде веера 4, в котором плотность минеральных зерен возрастает сверху вниз. При помощи делительных перегородок или отсекаелей 5 продукты различной плотности направляют в соответствующие приемники.

На обогащение поступает материал крупностью от $-2(2,5)$ до $+0,05$ мм. Частицы мельче $0,05$ мм взмучиваются турбулентными вихрями и в значительной мере теряются с легкими фракциями. Поэтому производительность струйных концентраторов и эффективность разделения в них понижаются при уменьшении крупности обогащаемого материала. Некоторое повышение их может быть достигнуто при наложении вибрационных колебаний на желоб за счет увеличения подвижности зерен и улучшения условий их сегрегации, что ускоряет расслаивание материала и увеличивает скорость передвижения его по желобу.

Струйные концентраторы (Гиредмета, «Кеннона», «Рейхерта» и др.) состоят из набора отдельных желобов в различ-

ных компоновочных решениях. Наиболее широкое распространение из них получили *конусные* сепараторы (рис. 6.18, б) диаметром 2 или 3 м, представляющие собой набор радиально установленных суживающихся желобов с общим днищем. Все узлы сепаратора крепятся на раме 11. Исходное питание равномерно распределяется вращающимися патрубками питателя 1 (типа сегнера колеса) по коническому кольцу 2 и, пройдя через отверстия перфорированной кольцевой перегородки 3 для гашения начальной скорости пульпы, поступает на поверхность рабочего конуса 4 струйных желобов, где происходит разделение зерен по их плотности и крупности. Войдя в зону радиально расположенных клиньев 5, пульпа рассекается на ряд струй, которые сходят с поверхности конуса веером. Кольцевыми отсекателями 7 веер делится на концентрат, хвосты и промпродукт, направляемые соответственно в приемные емкости 10, 9 и 8. Для регулирования их выхода служит винтовое устройства 6.

Конусные сепараторы изготовляют одно-, двух-, трех- и шестиярусными. Основную концентрацию производят на верхнем конусе, пересортировки продуктов обогащения — на нижних конусах.

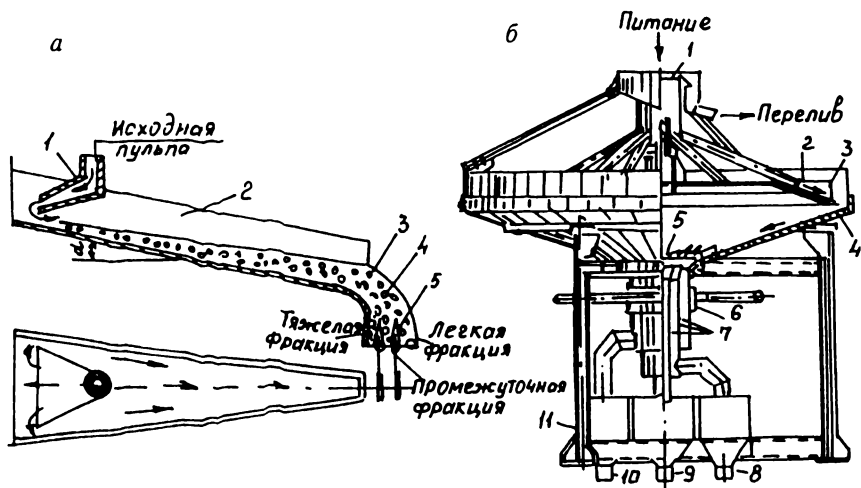


Рис. 6.18. Схемы суживающегося желоба (а) и конусного сепаратора (б) конструкции Верхнеднепровского горно-металлургического комбината

Струйные желоба и концентраторы широко применяют для получения черновых концентратов при обогащении песков россыпных месторождений титана, циркония, олова и других редких металлов, извлекаемые минералы которых значительно отличаются по плотности от минералов породы, гораздо реже при переработке коренных руд олова, обогащении мелких классов железных, вольфрамитовых и хромитовых руд.

Преимуществами их, по сравнению с другими аппаратами гравитационного обогащения, являются высокая удельная производительность ($0,9—5,5 \text{ т/ч} \cdot \text{м}^2$), низкие капитальные затраты, отсутствие движущихся частей; недостатками — небольшая степень концентрации (около 2—3), возможность работы только на плотной (50—60 % твердого) пульпе, резкое ухудшение показателей работы при колебаниях объема и плотности питания. Наиболее выгодно их применять для первичной концентрации руд и песков на фабриках большой производительности.

6.4.4. Обогащение на винтовых сепараторах и шлюзах

Винтовые сепараторы и шлюзы (рис. 6.19, а) представляют собой вертикальный неподвижный винтообразный желоб 1, укрепленный на колонке 4. Пульпа подается в верхнюю часть желоба и стекает по нему вниз в виде тонкого (6—15 мм) слоя. При движении в потоке помимо обычных гравитационных и гидродинамических сил, действующих на зерна, развиваются центробежные силы, вызывающие различие в скоростях не только по глубине потока, но и по радиусу. Скорости возрастают по мере удаления от дна к поверхности и внутреннего борта к внешнему, что приводит к поперечной циркуляции потока (рис. 6.19, б): верхние слои 1 удаляются от оси вращения к внешнему борту желоба, а внутренние слои 2 — к его внутреннему борту.

Попав на винтовой желоб, частицы начинают распределяться по глубине потока в соответствии с их гидравлической крупностью и одновременно в поперечном направлении: находящиеся в верхних слоях зерна легких минералов сносятся к внешнему борту, а находящиеся в нижних слоях зерна тяже-

лых минералов — к внутреннему. После прохождения пульпой двух-трех витков разделение частиц по плотности и крупности в основном заканчивается и они перемещаются по траекториям, близким к винтовым линиям на постоянном расстоянии от оси сепаратора или шлюза.

Перераспределению частиц, попавших в «чужую» зону, способствует подача дополнительной воды 2 (см. рис. 6.19, а) у внутреннего борта желоба. Разделение веера частиц в конце желоба на концентрат 5, промпродукт 6 и хвосты 7 производится отсекателями 3. При желании и необходимости через отверстия в днище желоба с помощью отсекателей концентрат можно выводить с верхних витков, промпродукт — со средних витков, хвосты — с последнего нижнего витка в конце желоба.

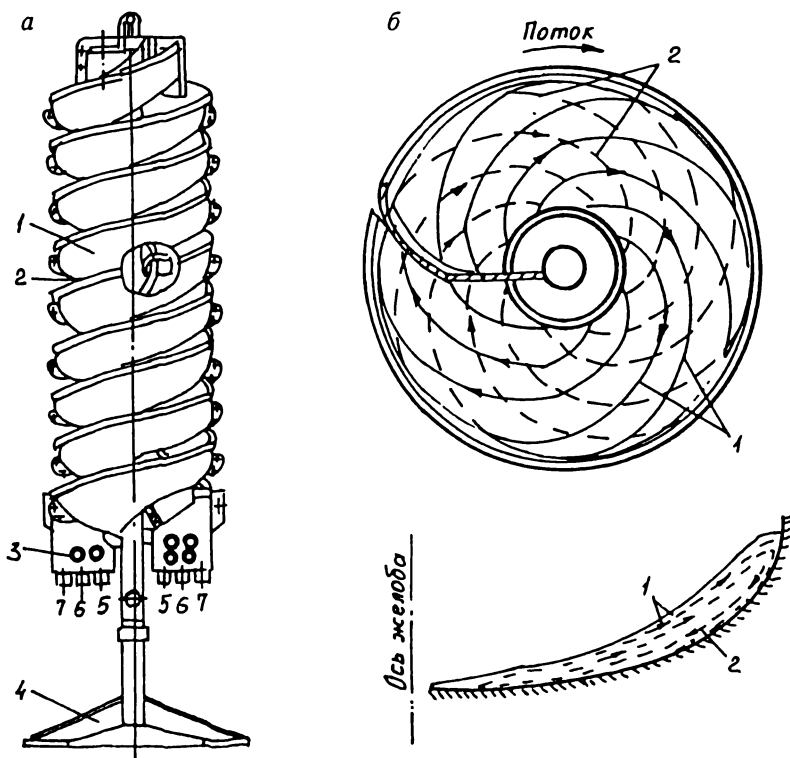


Рис. 6.19. Схема винтового сепаратора двухжелобчатого типа СВ2-1000 (а) и циркуляции струй пульпы в желобе винтового сепаратора (б)

Желоб сепаратора или шлюза диаметром от 600 до 1200 мм изготавливают из чугунного или стального литья, листовой стали, алюминиевых сплавов, стекловолокна или фиброгласса. Рабочую поверхность желоба футеруют морозостойкой резиной, неопреном, пластмассой. В зависимости от исполнения винтовые сепараторы и шлюзы могут состоять из 2—4 винтовых желобов на одной колонне, работающих одновременно. Производительность их в зависимости от типоразмера, характера и крупности обогащаемого материала изменяется от 0,5 до 10 т/ч.

Наиболее эффективно обогащается на винтовых сепараторах материал крупностью от -3 до $+0,2$ мм, на винтовых шлюзах — от $-0,5$ до $+0,02(0,03)$ мм. Оптимальным профилем желоба винтового сепаратора при этом является горизонтальный эллипс (с соотношением большой и малой полуосей 2 : 1 и длиной большой полуоси, равной $1/3$ диаметра винтового желоба), а для винтового шлюза — прямолинейная форма более широкого желоба под углом 5° к горизонту, позволяющая за счет снижения интенсивности турбулентных пульсаций при уменьшении скорости и толщины потока повысить эффективность выделения тонких частиц тяжелых минералов в концентрат. Лучшие результаты разделения получаются, когда зерна тяжелых минералов хорошо окатаны.

Эффективность извлечения тяжелых зерен увеличивается для крупных с увеличением диаметра сепаратора (до 1200 мм и более), для мелких с уменьшением диаметра шлюза (до 500 — 750 мм). Оптимальное соотношение между крупностью зерен и глубиной потока при обогащении материала $-3 +0,2$ мм достигается в промышленном сепараторе при значении отношения шага винтового желоба к его диаметру, равном 0,4—0,6, а при обогащении материала $-0,5 +0,02(0,03)$ мм в винтовом шлюзе — при значении равном 0,5—0,6.

С уменьшением разницы в плотностях и крупности разделяемых зерен число витков желоба увеличивается с 4 до 6. При большом содержании в исходном материале глины и тонких шламов процесс разделения на винтовых сепараторах и шлюзах сильно нарушается. Поэтому материал в таких слу-

чаях подвергается, как правило, предварительному обесшламливанию на ситах или гидравлических классификаторах. Оптимальная плотность питания составляет 10—35 % твердого. Ухудшение процесса разделения при большей плотности обусловлено чрезмерным увеличением вязкости, при меньшей — сносом тяжелых зерен в область промежуточного продукта, как и при избытке смывной воды. Недостаток смывной воды приводит к получению бедных концентратов.

Винтовые сепараторы и шлюзы просты по конструкции, удобны в эксплуатации, не требуют затрат электроэнергии, занимают мало места. Они широко применяются для обогащения мелкозернистых песков, содержащих ильменит, циркон, рутит и другие полезные минералы, а также измельченных руд редких и благородных металлов, железных руд, фосфоритов, хромитов и других полезных ископаемых. Недостатком винтовых сепараторов и шлюзов является низкая эффективность обогащения руд и россыпей с большим содержанием сростков извлекаемых минералов с минералами породы.

6.4.5. Обогащение на концентрационных столах и пневматических сепараторах

При обогащении на концентрационных столах разделение частиц по плотности осуществляется в тонком слое воды, текущей по слабонаклонной плоской поверхности деки, совершающей возвратно-поступательные движения в горизонтальной плоскости, перпендикулярно к направлению движения потока воды.

Дека 2 концентрационного стола (рис. 6.20) трапециевидальной или ромбической формы изготавливается из дерева, алюминия или стеклопластика. Поверхность ее покрыта линолеумом, резиной или пластиком, на которых крепятся узкие планки, называемые нарифлениями или рифлями 14, длина которых уменьшается в сторону загрузочного лотка 11. Возвратно-поступательное движение деки, опирающейся на ролики 8, закрепленные на коленчатых рычагах 6, соединенных тягой 7, сообщается приводом, состоящим из электродвигателя 9, ременной передачи и рычажно-эксцентрикового механиз-

ма 1, через соединенную с декой стола тягу 10. Асимметричный ход деки стола в направлении ее продольной оси обеспечивается пружиной 3, закрепленной между кронштейном 5 и упором деки; небольшой наклон ее ($1-10^\circ$) перпендикулярно к направлению движения регулируется маховичком 4. Вода поступает в лоток 12 и равномерно распределяется по деке поворотом вертушек 13; исходное питание в виде пульпы загружается в лоток 11.

Каждое зерно на деке стола испытывает одновременное воздействие двух сил: гидравлического давления смывной воды, текущей поперек деки, и инерции, возникающей при возвратно-поступательном движении деки и направленной вдоль деки стола. При движении деки вперед (от привода) с постепенным нарастанием скорости весь находящийся на деке материал перемещается вместе с ней до конца переднего хода.

Более быстрый ход деки назад (под действием пружины 3) приводит к проявлению значительных инерционных сил, превышающих силы трения зерен о поверхность деки стола, и движению их по деке вдоль реек. При этом скорость движения удельно тяжелых V_1 и легких U_1 зерен будет неодинаковой.

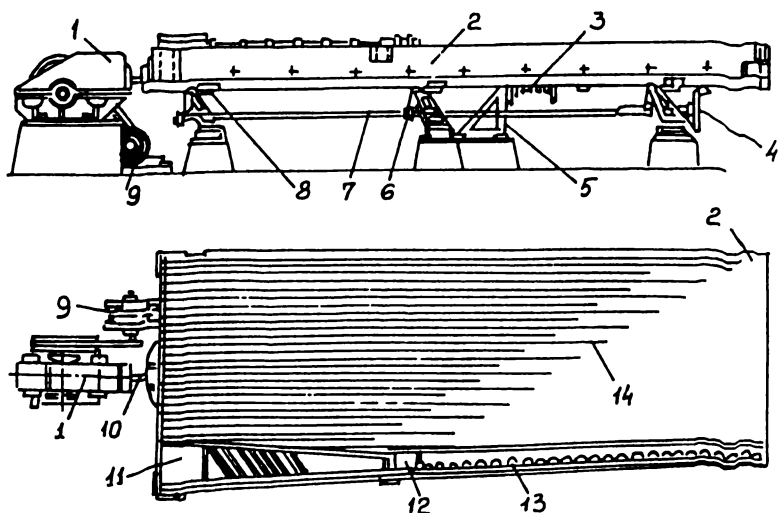


Рис. 6.20. Концентрационный стол СКМ-1

Зерна большей плотности, обладающие большой инерцией, будут перемещаться вдоль деки быстрее, чем менее инерционные зерна меньшей плотности, т. е. значение V_1 будет больше U_1 (рис. 6.21). Смывная вода, наоборот, с большей силой будет действовать на зерна легких минералов, так как при одном и том же весе частиц легких и тяжелых минералов площадь поперечного сечения, определяющая силу гидравлического давления смывной воды, у частицы легкого минерала будет больше, чем у тяжелого, поэтому и скорость перемещения поперек деки зерен легкого минерала U_2 будет больше скорости перемещения зерен тяжелых минералов V_2 . В результате этих явлений на деке стола образуется расходящийся от места загрузки веер зерен различной плотности. В наиболее удаленной от привода зоне концентрируются зерна наиболее тяжелых минералов (тяжелая фракция), ближе к приводу — зерна наиболее легких минералов (легкая фракция), между ними — зерна минералов с промежуточной плотностью или сростки тяжелых и легких минералов (промпродукт).

Шламыстые частицы удаляются смывной водой в начале деки стола. При помощи делительных перегородок продукты различной плотности направляют в соответствующие приемники.

Разделению зерен по плотности способствуют рифли, между которыми материал в результате сотрясаний стола подвер-

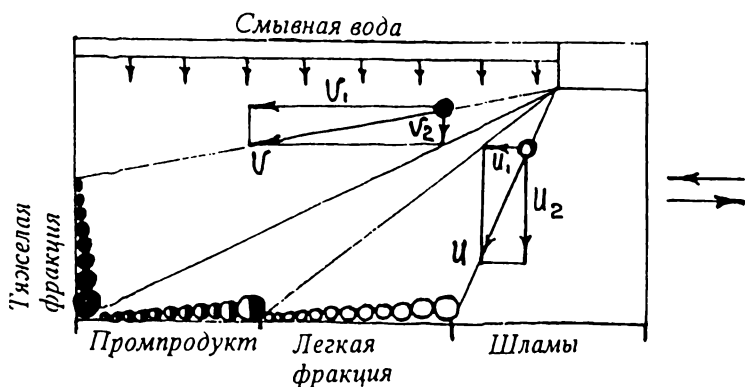


Рис. 6.21. Схема разделения зерен по плотности на деке концентратора

гается не только расслаиванию по плотности, но и сегрегации. В самой нижней части слоя материала концентрируются мелкие зерна тяжелых минералов, над ними — крупные зерна тяжелых минералов, затем — мелкие зерна легких минералов, сверху — крупные зерна легких минералов. Так как скорость потока смывной воды уменьшается сверху вниз по его сечению, то наибольшее действие она оказывает на верхнюю часть слоя материала, способствуя смыву зерен более легких минералов. Тяжелые зерна задерживаются рифлями и перемещаются между ними вдоль стола. В результате этого нижняя граница каждой зоны представлена более крупными зернами, чем верхняя.

Разделение зерен легких с плотностью δ_l и тяжелых с плотностью δ_t минералов происходит эффективно, если соотношение их плотностей в воде $\delta_j : (\delta_t - \delta_j) / (\delta_l - \delta_j) > 2,5$, и затруднено или практически невозможно при значении этого соотношения менее 1,5. Поэтому концентрационные столы являются наиболее распространенными аппаратами гравитационного обогащения (мелкозернистого материала при переработке оловянных, вольфрамовых, золотосодержащих и других руд и россыпей редких и благородных металлов и углей, разделяемые минералы которых характеризуются значительным различием в их плотности.

Обогащению на концентрационных столах подвергается материал крупностью $-3 + 0,01$ мм при обогащении руд и россыпей и $-10(13) + 0,1$ мм при обогащении углей. Более мелкие зерна сносятся потоком воды в шламовую фракцию и практически не обогащаются. Предварительное удаление их вместе со шламами улучшает результаты обогащения, предотвращает агрегирование зерен в глинистые комки и налипание их на деку стола. Переработка материала более широкого диапазона крупности приводит к взаимному засорению легкой фракции крупными зернами тяжелых минералов, а тяжелой фракции — мелкими зернами легких минералов.

Для повышения эффективности обогащения рудных материалов их разделяют предварительной гидравлической классификацией на 4—6 классов крупности. Чем меньше разница в плотности разделяемых минералов и больше сростков в ис-

ходном продукте, тем уже должна быть шкала классификации. Материал крупнее 0,2 мм поступает на *песковые*, а мельче 0,2 мм на *шламовые* столы.

Технологические и конструктивные особенности концентрационных столов определяются в основном крупностью перерабатываемого материала.

Чем крупнее материал, тем меньше частота (350—230 мин⁻¹), но больше амплитуда (4—6 мм) качаний деки и угол поперечного ее наклона (1—6°), который при наличии особо крупных и тяжелых зерен может достигать 10°. Чрезмерное увеличение угла наклона деки вызывает излишнее увеличение скорости потока пульпы и смывной воды, приводящее к смыву тяжелых зерен в легкую фракцию при смещении веера разделения в сторону привода. При малом угле наклона, наоборот, веер разделения смещается в сторону разгрузочного торца деки и возрастает вероятность загрязнения тяжелой фракции зернами легких минералов. Увеличение транспортирующей способности стола при переработке тонкозернистых и шламистых материалов (на шламовых столах) достигается увеличением продольного уклона его деки к разгрузочному торцу, а уменьшение ее при переработке крупнозернистых песковых материалов (на песковых столах) — созданием уклона деки в противоположном направлении.

Для песковых столов характерны более узкие деки (длина : ширина ≈ 2,5—2,7), для шламовых — более широкие (длина : ширина ≈ 1,5). Высота рифлей и расстояние между ними увеличиваются с увеличением крупности материала. Высота рифлей увеличивается также при повышении содержания зерен тяжелых минералов в исходном материале. Наибольшую высоту у песковых (от 7—10 до 35—40 мм) и шламовых (от 2 до 22—25 мм) столов они имеют у загрузочного торца деки и выклиниваются к ее разгрузочному торцу по высоте до заострения. В современных шламовых столах («Холмана», СКОШ-7,5) поверхность деки имеет волнообразный характер и роль рифлей выполняют гребни волн. Такие рифли существенно снижают возмущение потока воды, производимое ими, что улучшает эффективность обогащения шламов. Ликвидация крупномасштабных вихрей и наиболее равномерное распределе-

ние микропульсации скорости в межрифельном пространстве при обогащении, например углей, достигаются использованием рифлей типа «обратная волна» вместо обычных рифлей прямоугольного или треугольного сечения.

Слой воды над рифлями должен быть в 2—3 раза больше их высоты. Недостаток воды ухудшает разделение зерен и снижает производительность, избыток приводит к увеличению потерь тяжелых минералов с легкой фракцией. Оптимальная плотность пульпы, поступающей на деку стола, находится в пределах 20—25 % твердого. Количество смывной воды возрастет с увеличением крупности и плотности материала и уменьшается с увеличением угла наклона деки стола. Обычно расход ее не превышает 1—2 м³ на 1 т руды.

Столы различаются количеством (1—6), формой и площадью (0,5—7,5 м²) дек, конструкцией привода и в зависимости от способа их упаковки могут быть подвесными или опорными. Опорные столы по сравнению с подвесными имеют меньшие габариты, меньшую массу и более просты по конструкции.

Широко используемые при обогащении руд и россыпей многолетние концентрационные столы опорного типа СКО-15, СКО-22 и СКО-30 (рис. 6.22) имеют соответственно по две, три или четыре диагональные деки 1, расположенные параллельно друг над другом и установленные совместно с приводным механизмом 2 инерционного типа на жестких качающихся опорах 3. Каждая дека оснащена желобами для приема и регулирования питания 5 и смывной воды 6, желобами 7 для приема продуктов разделения и имеет индивидуальный креновый механизм 4 для регулирования поперечного наклона деки. Расстояние между деками по вертикали 500 мм.

Специально для обогащения и обессеривания углей (крупностью менее 6 мм) разработан и используется многолетний подвесной концентрационный стол СКПМ-6 (рис. 6.23).

Он представляет собой подвесную конструкцию этажерочного типа, состоящую из шести дек 11, скрепленных между собой вертикальными планками-подвесками 2. Бигармоничный самобалансный вибратор 3, сообщающий столу качания, связан с электродвигателем 4 клиноременной передачей.

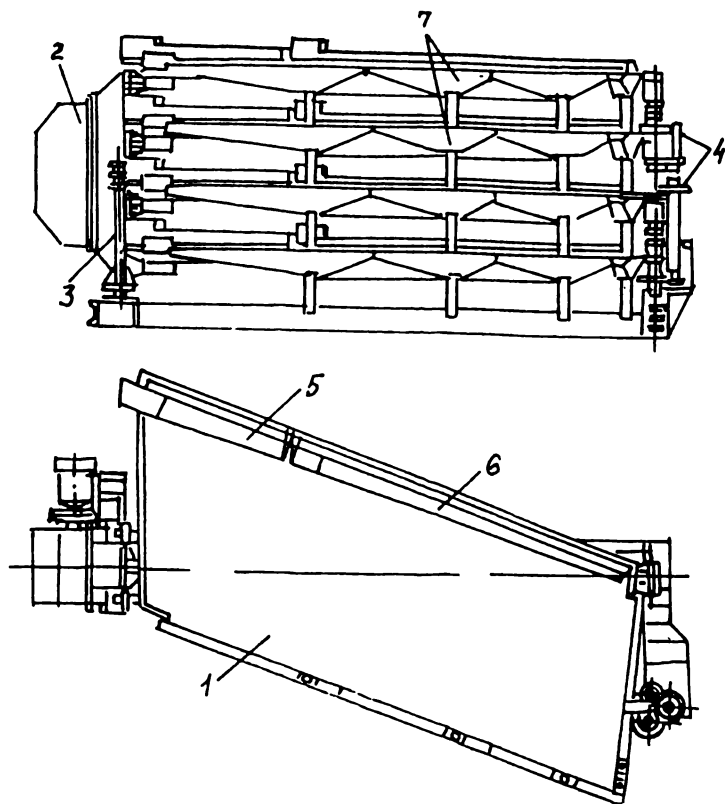


Рис. 6.22. Концентрационный стол опорного типа СКО-30

Питатель равномерно распределяет исходную пульпу на все шесть дек, на верхнюю плоскость которых наклеены резиновые рифли 7. Короб 6 для приема пульпы размещен в правом углу деки, желоба для смывной воды 12, подаваемой по патрубкам 13, — вдоль задней длинной ее стороны. Прикрепленные к раме сборники 9 для продуктов обогащения разделены на девять отсеков, из которых материал через отверстия 8 и патрубки 5 со всех дек попадает в соответствующие сборные воронки. Конструкция стола, подвешиваемого к перекрытию здания за верхние концы планок 2 системой тросов 1, обеспечивает возможность регулирования числа качаний и амплитуды, углов поперечного и продольного наклона дек (с

помощью штурвалов 10), длины зоны съема концентрата, пром-продукта и отходов (хвостов).

Достоинствами концентрационных столов являются высокая эффективность обогащения, наглядность процесса разделения и возможность его оперативной регулировки.

Основной недостаток столов — низкая удельная производительность. При работе песковых столов она достигает 0,4—0,45 т/(ч·м²) поверхности деки, а у шламовых — всего 0,1—0,15 т/(ч·м²). Применение пористой поверхности деки для

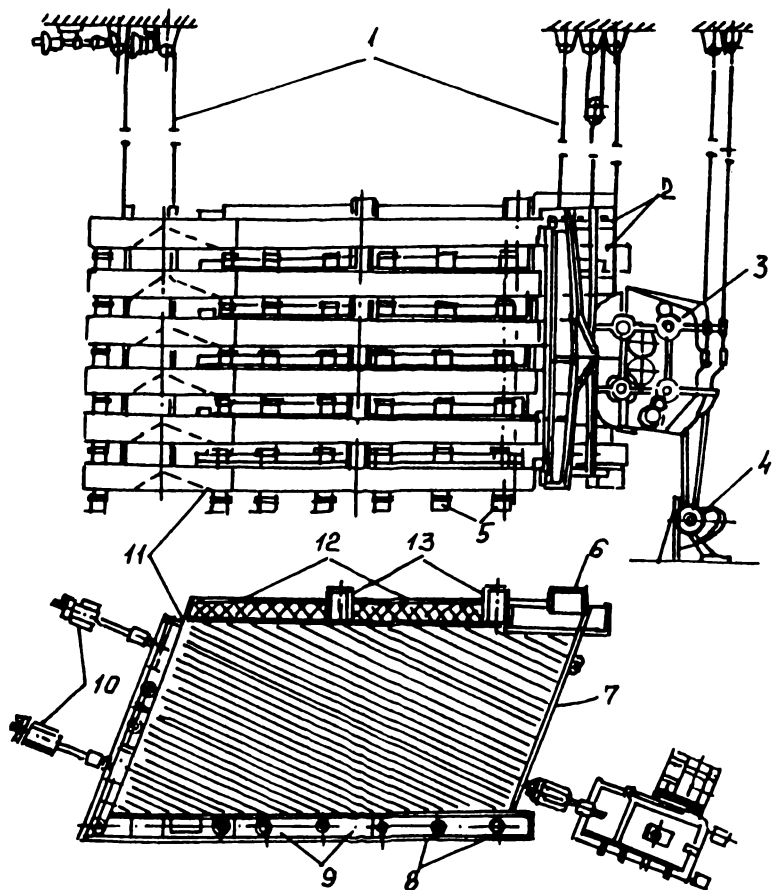


Рис. 6.23. Многогодичный подвесной концентрационный стол СКПМ-6

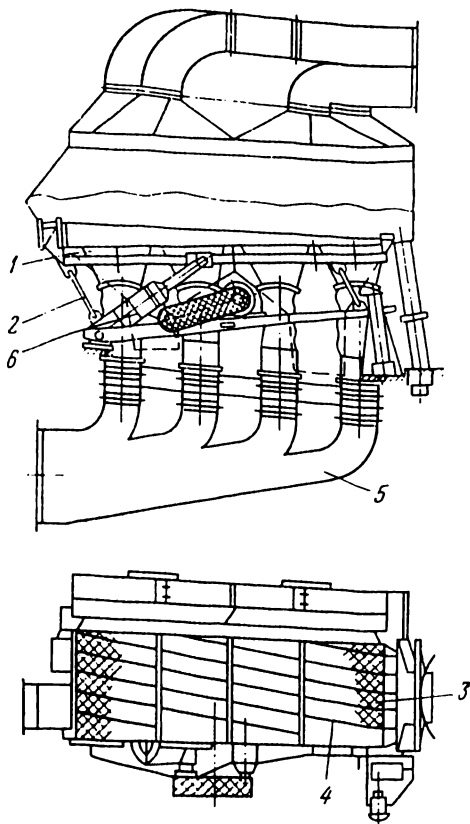
подачи дополнительной воды снизу и высококачественных вертикальных колебаний деки, изменение конструкции их на-рифлений и характера подачи смывной воды повышают эффективность разделения и производительность, но не могут увеличить ее радикально. К недостаткам столов относятся также сравнительно частый выход из строя из-за поломок и необходимость тщательной регулировки всех узлов. Поэтому их целесообразнее использовать не для обогащения исходных бедных продуктов, а для обогащения бедных концентратов, полученных из руд и россыпей другими более производительными, но менее эффективными в технологическом отношении аппаратами, например, винтовыми сепараторами, отсадкой, струйными или шлюзовыми аппаратами.

Для сухого обогащения углей и руд применяются пневматические столы (сепараторы).

Подвижная дека 1, например сепаратора ОСП-100 (рис. 6.24), совершающая возвратно-поступательные движения от приводного механизма б, разделена в продольном направлении на четыре поля 3, каждое из которых покрыто рашпильным ситом с отверстиями 1,5—3 мм. Вместе с ситом на деке крепят рифли 4, в том числе бортовые и лобовые для удержания на деке слоя материала определенной высоты. К каждому полю деки по рукавам 5 подводят сжатый воздух, расход которого регулируют дроссельными заслонками. Исходное питание поступает в головную часть деки.

Поток воздуха, подаваемый снизу под слой материала, разрыхляет его, создавая условия для расслаивания частиц по плотности. В результате расслаивания легкая фракция находится в верхней части слоя и благодаря поперечному уклону деки перемещается в приемные желоба. Тяжелая фракция находится в нижней части слоя, под действием возвратно-поступательных движений деки она транспортируется вдоль нее и разгружается с торцевой части. Рифли, направленные также вдоль деки, препятствуют сносу частиц тяжелой фракции в поперечном направлении. Эффективность обогащения на пневматических сепараторах выше, чем на пневматических отсадочных машинах.

Рис. 6.24. Пневматический сепаратор ОСП-100



Основными недостатками пневматических сепараторов являются неравномерное распределение воздуха и материала по площади деки, прорывы слоя материала и перемешивание расслоившихся фракций, худшие технологические показатели по сравнению с гидравлическими концентрационными столами. Дополнительные трудности связаны с необходимостью пылеулавливания.

Преимуществами пневматических сепараторов являются отсутствие потребности в

воде, получение сухих продуктов, более низкая стоимость переработки углей и руды, меньшая энергоемкость.

6.4.6. Обогащение на орбитальных шлюзах и концентраторах

Орбитальные шлюзы и концентраторы предназначены для извлечения мелких зерен касситерита и других тяжелых минералов редких металлов из шламистых продуктов крупностью $-0,100 + 0,005$ мм. Улавливание до 70–80 % мелких зерен тяжелых минералов происходит в тонком ламинарном потоке слабошероховатой поверхностью самого шлюза, которому сообщаются орбитальные (круговые) колебания с малой амплитудой (4,8–6,4 мм) и невысокой частотой (200–300 мин⁻¹).

Орбитальные движения рабочей поверхности вызывают образование так называемой стоячей волны, способствующей расслаиванию материала по плотности и более селективному продвижению зерен в потоке, замедляя движение осевших более тяжелых зерен и способствуя смыву верхних более легких зерен. Для повышения эффективности разделения из питания необходимо удалять зерна крупнее 0,100 мм, которые обладая большой инерцией при наличии круговых колебаний рабочей поверхности будут не только нарушать структуру ламинарного потока, но и просто сдирать осевший слой тонких тяжелых частиц.

Автоматические многолетние *орбитальные шлюзы* «Бартлез-Мозли» (Великобритания) и КШМ-72 (рис 6.25, а) состоят из двух пакетов (по 20 шт.) параллельных, близко расположенных гладких дек (1200 × 1500 мм) из стеклопластика, наклоненных в рабочем положении под небольшим углом (0—3°) к горизонтальной плоскости. Орбитальные колебания дек вызываются дебалансным вибратором 3, расположенным между пакетами 1, закрепленными на раме тросом 2. Питание, содержащее около 10 % твердого, подается параллельно на все деки (5 л/с на каждую) в течение определенного промежутка времени (до 36 мин), после которого подача питания прекращается и

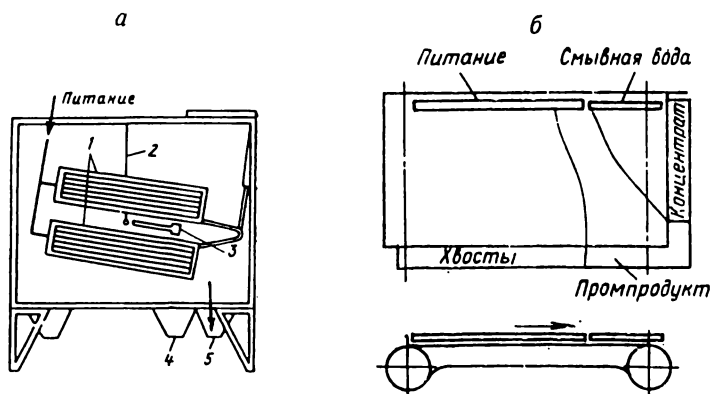


Рис. 6.25. Схемы шлюза «Бартлез-Мозли» с орбитальным движением дек (а) и концентратора «Бартлез-Кроссбелт» (б)

производится сполоск (до 72 с) концентрата с дек, наклоненных под углом 45° , в приемник 4. Затем деки автоматически возвращаются в исходное положение и цикл повторяется, в процессе которого минералы породы поступают в приемник 5. При степени концентрации 3—5 и удельной производительности около $0,03 \text{ т/ч} \cdot \text{м}^2$ общая производительность шлюза составляет 2,2—2,5 т/ч, т. е. выше, чем у шламовых концентрационных столов на аналогичном материале.

Достоинствами орбитальных шлюзов являются также отсутствие фундамента, простота конструкции и монтажа, малая занимаемая площадь ($4,6 \text{ м}^2$), установочная мощность ($0,5 \text{ кВт}$) и металлоемкость, полная автоматизация процесса.

Ленточный орбитальный концентратор «Бартлез-Кросбелт» (рис. 6.25, б) представляет собой бесконечную полихлорвиниловую ленту шириной 1,2—2,4 м, натянутую на два барабана (на расстоянии 3 м друг от друга) с наклоном в $1—3^\circ$ перпендикулярно ее движению. Орбитальные колебания концентратора создаются с помощью дебалансного вибратора, расположенного на расстоянии 0,75 м от ведущего барабана. Питание подается в верхнюю крайнюю часть ленты, как на концентрационном столе. Пульпа стекает под уклон и одновременно перемещается в продольном направлении благодаря движению ленты. Под влиянием вибраций легкие частицы породы взмучиваются и смываются водой, поступающей с питанием, в приемник хвостов. Оставшиеся на ленте частицы под действием орбитальных колебаний разделяются по плотности. Доводка концентрата, разрушаемого при сходе ленты с барабана, производится дополнительной подачей воды. Промпродукт может быть подан насосом повторно на ленту аппарата для перечистки. Концентратор имеет небольшую производительность (100—300 кг/ч) и поэтому применяется обычно при доводке черновых шламовых редкометалльных концентратов. По сравнению со шламовыми концентрационными столами он обеспечивает более высокую степень концентрации и получение более богатых концентратов.

7.1. Физические основы магнитных методов обогащения

7.1.1. Сущность магнитных методов обогащения

Магнитные методы обогащения основаны на различии в магнитных свойствах разделяемых минералов, главным образом на различии в их магнитной восприимчивости.

По величине удельной магнитной восприимчивости χ все минералы условно делятся на следующие группы:

1) сильномагнитные ($\chi > 3,8 \cdot 10^{-5} \text{ м}^3/\text{кг}$) — магнетит, франклинит, маггемит, титаномагнетит, моноклинный пирротин и др.;

2) слабомагнитные ($\chi = 1,26 \cdot 10^{-7} — 7,5 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3/\text{кг}$) — окислы, гидроокислы железа и марганца, ильменит, вольфрамит, гранат, биотит, гексагональный пирротин и др.;

3) немагнитные ($\chi < 1,26 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$) — кварц, полевошпат, кальцит, касситерит, апатит и др., а также диамагнитные ($\chi < 0$) — цинк, медь, золото, серебро, кремний и другие минералы.

Чем больше различаются минералы по величине магнитной восприимчивости, тем легче осуществить их разделение в магнитном поле. Средой разделения минералов может быть вода или воздух. В соответствии с этим процесс называется *мокрой* или *сухой* магнитной сепарацией.

Разделение минералов осуществляется в рабочей зоне магнитных сепараторов. Исходный материал при верхней подаче поступает непосредственно на рабочий орган — барабан (рис. 7.1, а), валок (рис. 7.1, б), диск (рис. 7.1, в) и др., при нижней — в зазор между ним и питающим лотком, дном ванны или полюсным наконечником (рис. 7.1, г). Магнитные части-

цы под действием магнитного поля притягиваются к поверхности рабочего органа и выносятся за пределы действия магнитных сил, где разгружаются в приемники для магнитного продукта. Немагнитные частицы скользят под действием центробежных сил и сил тяжести по поверхности рабочего органа, полосного наконечника, лотка или дну ванны и разгружаются в приемники для немагнитного продукта.

В рабочей зоне сепаратора различают зону притяжения магнитных частиц, высота которой h определяется минимальным расстоянием между рабочим органом и поверхностью

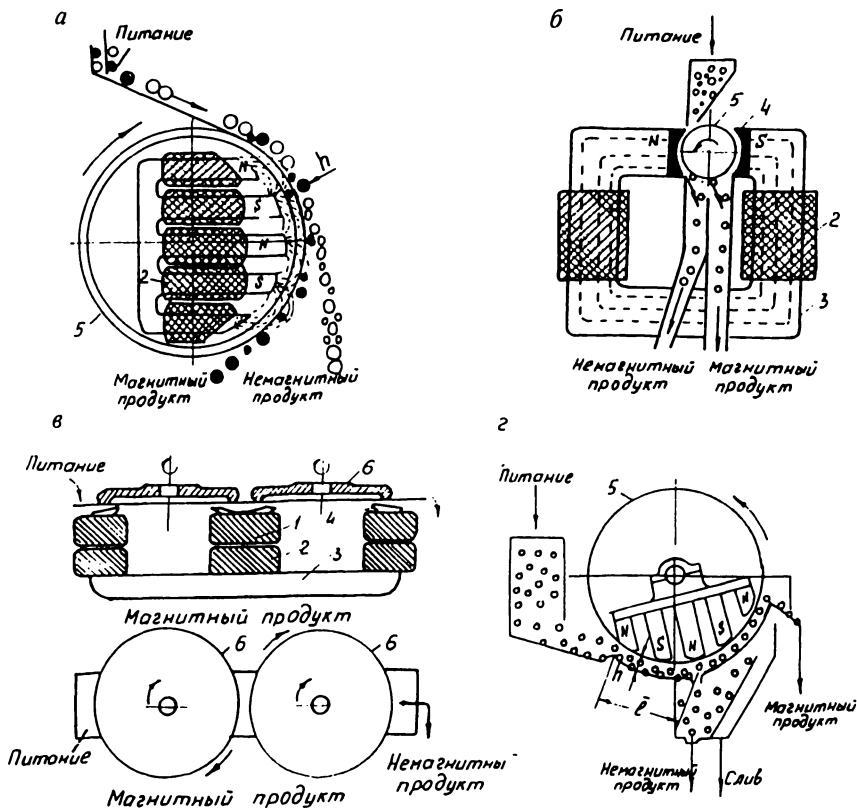


Рис. 7.1. Открытые (а, г) и замкнутые (б, в) магнитные системы:

1 — сердечник; 2 — обмотка; 3 — магнитопровод; 4 — полосный наконечник; 5 — барабан; 6 — диск

вибrolотка, дна ванны или неподвижного полюса, и зону *транспортирования* магнитного продукта к месту разгрузки, в которой происходит дополнительная очистка его от механически захваченных немагнитных частиц.

Магнитное поле в рабочей зоне сепаратора создается системами из постоянных магнитов или электромагнитными системами с обмоткой, питаемой постоянным или переменным током, вызывающим соответственно образование постоянного или переменного магнитного поля. В настоящее время наиболее широко используется обогащение в постоянном магнитном поле.

В магнитных сепараторах применяются только неоднородные магнитные поля, поскольку только они позволяют получить направленную магнитную силу притяжения минерального зерна:

$$F_m = \mu_0 \chi m H \text{ grad } H,$$

где μ_0 — магнитная постоянная, равная $1,26 \cdot 10^{-6}$ Гн/м; m — масса зерна, т; H — напряженность поля, А/м; $\text{grad } H$ — градиент напряженности, А/м²; $\mu_0 H \text{ grad } H$ — сила магнитного поля, А²/м³.

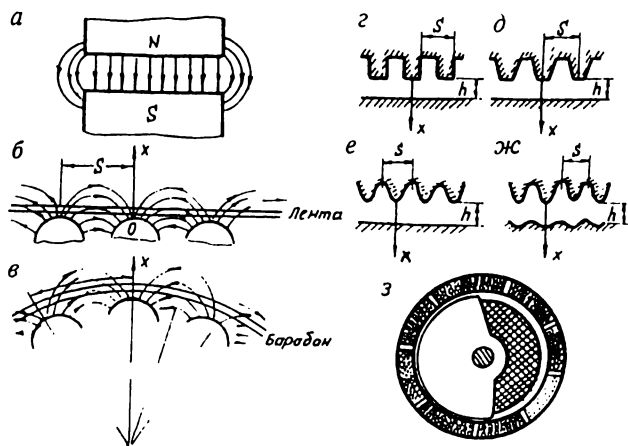


Рис. 7.2. Схемы однородного магнитного поля (а), расположения и сочетания полюсов различной формы открытой (б, в), замкнутой (г — жс) магнитных систем и полиградиентной среды (з)

Чем больше неоднородность магнитного поля и градиент его напряженности, тем сильнее магнитные частицы притягиваются к полюсу в направлении сходимости магнитных силовых линий, т. е. втягиваются в участки с более высокой напряженностью поля. Частицы немагнитных или диамагнитных минералов, наоборот, будут выталкиваться под действием магнитных сил в участки с меньшей напряженностью поля. Все это обеспечивает достаточно эффективное разделение частиц магнитных и немагнитных минералов в рабочей зоне сепаратора.

В однородном магнитном поле, например между двумя разноименными полюсами плоской формы (рис. 7.2, а), в котором напряженность одинаковая и по величине, и по направлению, минеральные частицы будут подвергаться только воздействию вращающего момента, ориентирующего их параллельно силовым линиям тока. Однако перемещения частиц к полюсам магнитной системы не произойдет.

7.1.2. Магнитные системы сепараторов

Для получения неоднородных магнитных полей применяются открытые и замкнутые многополюсные магнитные системы, полиградиентная среда.

В *открытых* магнитных системах края полюсов чередующейся полярности расположены по плоской (рис. 7.2, б) или цилиндрической поверхности (рис. 7.2, в), как, например, у барабанных сепараторов. В последнем случае полярность полюсов может чередоваться либо по периметру барабана, либо по его оси. Магнитные силовые линии проходят по воздушному пространству над промежутками между полюсами. Такие системы применяют в сепараторах со слабым магнитным полем (напряженностью до 240 кА/м), используемых для извлечения из руд и продуктов обогащения сильномагнитных минералов.

Полюсные концы многополюсной магнитной системы закругляют обычно по дуге радиусом 0,4—0,6 шага полюсов S . Изменение напряженности поля H_x , А/м, по нормали к поверхности полюсов магнитной системы на расстоянии x в этом случае описывается экспоненциальным уравнением А. Я. Сочнева:

$$H_x = H_0 \exp(-C_x),$$

где H_0 — напряженность поля на уровне поверхности полюсов; C_x — коэффициент неоднородности магнитного поля, зависящий от шага полюсов S и радиуса $R_{\text{ц}}$ кривизны поверхности системы, м⁻¹,

$$C_x = \pi/S + 1/R_{\text{ц}}.$$

Напряженность магнитного поля H_0 неоднородна и изменяется вдоль магнитной системы в зависимости от отношения ширины полюса (b) и зазора (a) между соседними полюсами. Близкие значения напряженности поля над серединой полюсов и зазоров между ними обеспечиваются при отношении b/a около 1,2 независимо от шага полюсов. Падение величины магнитной силы $\mu_0 H \text{grad } H$ с удалением от поверхности полюсов происходит тем быстрее, чем больше коэффициент неоднородности C_x , который зависит главным образом от шага полюсов S .

Выбор шага полюсов S определяется верхним пределом крупности d обогащаемой руды или высотой h рабочей зоны сепаратора. Он должен быть тем больше, чем больше крупность обогащаемого материала (в сепараторах с верхней подачей питания) и больше высота рабочей зоны (в сепараторах с нижней подачей питания).

Магнитная система выполняется из постоянных магнитов (литых или керамических) или из стальных сердечников (полюсов) с катушками, питаемыми постоянным или переменным током. При питании постоянным током чередование знака полюсов магнитной системы достигается противоположным направлением тока в обмотках соседних полюсов. При питании переменным электрическим током создается «бегущее магнитное поле».

При воздействии перемещающегося магнитного поля на поверхности магнитной системы происходят переориентация магнитных частиц, разрыхление слоя магнитного материала и частичное разрушение флюкул. В сочетании с центробежной силой это приводит к выделению из слоя магнитного продукта случайно захваченных немагнитных зерен, слабомагнит-

ных сростков и повышению за счет этого качества магнитного продукта.

В замкнутых магнитных системах магнитное поле образуется в пространстве между противоположно расположенными разноименными полюсами различной формы и рабочим органом, выполненным в виде валка цилиндрической формы с кольцевыми выступами и впадинами различной конфигурации или горизонтально вращающегося диска с нижней рабочей поверхностью, на которой по периметру имеется кольцевой заостренный выступ для создания неоднородного поля. Такие системы экономичнее открытых многополюсных систем и позволяют создавать поля большой напряженности. Поэтому они применяются в сепараторах с сильным магнитным полем (напряженностью до 1600 кА/м), используемых для извлечения из руд и продуктов обогащения слабомагнитных минералов.

Величина магнитной силы $\mu_0 H_{\text{grad}} H$ в замкнутой магнитной системе в большой степени зависит от формы полюсов и их размеров. Наиболее часто в сепараторах используются сочетания закругленных, трапецеидальных или прямоугольных зубцов с плоским полюсом, закругленных зубцов с желобчатым полюсом (рис. 7.2, *г—ж*). При сочетании плоского и многозубчатого полюсов (профили *г—е*) поле неоднородно лишь вблизи зубцов, а с приближением к плоскому полюсу становится близким к однородному. Замена плоского полюса полюсом желобчатым (профиль *ж*) существенно повышает неоднородность всего поля, увеличивая значения магнитной силы $\mu_0 H_{\text{grad}} H$. Во всех случаях крупность обогащаемого материала определяется шагом зубцов валка и соотношением магнитной восприимчивости разделяемых минералов.

Полиградиентная среда (рис. 7.2, *з*) возникает при заполнении рабочего пространства сепаратора мелкими ферромагнитными телами (шариками, стержнями, рифлеными пластинами, стальным волокном и др.), в зазорах между которыми индуцируются сильные магнитные поля.

Полиградиентность среды обусловлена тем, что магнитные силы в таком поле действуют по всем направлениям и на всех участках сближения индукционных магнитов. Благодаря

малым размерам они соприкасаются в точке и даже при небольшой напряженности поля в рабочем пространстве прилегающие к этим точкам области характеризуются очень высоким градиентом и, следовательно, большой силой поля. В таких областях и происходит интенсивное притяжение и удержание тонкоизмельченных слабомагнитных частиц, в то время как немагнитные частицы фильтруются (вымываются) через зазоры между ферромагнитными телами (магнитаносителями). Чтобы избежать закупорки зазоров, размер ферромагнитных тел, например шариков, должен быть в 10—25 раз больше верхнего предела крупности обогащаемого материала. Однако он не должен превышать 6—8 мм из-за резкого уменьшения величины действующих на частицы магнитных сил, поэтому максимальная крупность обогащаемого материала не должна превышать $d_{\max} = 8/25 = 0,32$ мм. Нижний предел крупности материала при обогащении в полиградиентных сепараторах составляет около 10 мкм.

7.1.3. Режимы магнитной сепарации

При перемещении в рабочей зоне магнитного сепаратора минералы подвергаются воздействию не только магнитной силы, но и механических сил (тяжести, инерции, центробежных, сопротивления среды и т. д.). Разделение смеси минералов, различающихся по магнитным свойствам, произойдет, если магнитная сила, действующая на более магнитные минералы (F_{m1}), будет больше, а на менее магнитные минералы (F_{m2}) — меньше равнодействующей всех механических сил ($f_{\text{мех}}$), действующих на эти минералы в направлении, противоположном магнитной силе, т. е. если $F_{m1} > f_{\text{мех}} > F_{m2}$. В результате воздействия (на частицы руды) магнитной и механической сил частицы с различными магнитными свойствами приобретают разные траектории движения и выводятся из магнитного поля в виде отдельных продуктов, отличающихся не только по магнитным свойствам, но и по вещественному составу.

Разделение минералов в магнитном поле под влиянием магнитных и механических сил может осуществляться в режиме удерживания или извлечения магнитных минералов.

При сепарации в *режиме удерживания* (см. рис. 7.1, а, б) исходный материал подается в верхнюю часть барабана или вала сепаратора и перемещение его через рабочую зону происходит по криволинейной траектории. Совпадение направлений движения материала и магнитной силы в начальный момент способствует максимальному извлечению магнитных минералов в магнитный продукт.

При сепарации в *режиме извлечения* (см. рис. 7.1, в, г) исходный материал подается под барабан, диск или валок сепаратора, а перемещение его через рабочую зону происходит по криволинейной или прямолинейной траектории. Прохождение потока материала под магнитной системой обеспечивает наибольшую селективность обогащения, поскольку менее магнитные частицы лучше отделяются от магнитных под влиянием относительно большой разделяющей силы.

В зависимости от направления движения рабочего органа, исходного питания и продуктов обогащения различают прямоточный, противоточный и полупротивоточный режимы магнитной сепарации.

При *прямоточном* (рис. 7.3, а) режиме направления движения рабочего органа, исходного питания и продуктов обогащения совпадают. Это позволяет предотвратить забивку или заливание рабочей зоны, уменьшить износ рабочих поверхностей и энергоемкость процесса, но не обеспечивает максимального извлечения магнитных частиц. В начале рабочей зоны свободная поверхность рабочего органа приходит во взаимодействие с исходным питанием, богатым сильномагнитными частицами, которые и покрывают поверхность, затрудняя притяжение к ней менее магнитных частиц в конце рабочей зоны.

При *противоточном режиме* (рис. 7.3, б) рабочий орган вместе с магнитным продуктом движутся навстречу исходному питанию. В этом случае к свободной поверхности рабочего органа в конце рабочей зоны притягиваются сначала под действием магнитной силы менее магнитные частицы, которые прижимаются затем к поверхности сильномагнитными частицами по мере приближения рабочего органа к месту загрузки исходного питания, обеспечивая тем самым максимальное извлечение магнитных частиц. По сравнению с прямоточным недостатками режима являются более высокая энер-

гоемкость процесса (в 1,5—2,0 раза) и интенсивный износ рабочих поверхностей.

При *полупротивоточном режиме* (рис. 7.3, в) исходное питание подводится к рабочему органу снизу. В этих условиях направления потока питания и магнитной силы совпадают, что обеспечивает эффективное притяжение к поверхности рабочего органа даже очень тонких магнитных частиц. При дальнейшем движении материала навстречу рабочему органу создаются благоприятные условия для доизвлечения менее магнитных частиц, как и при противоточном режиме.

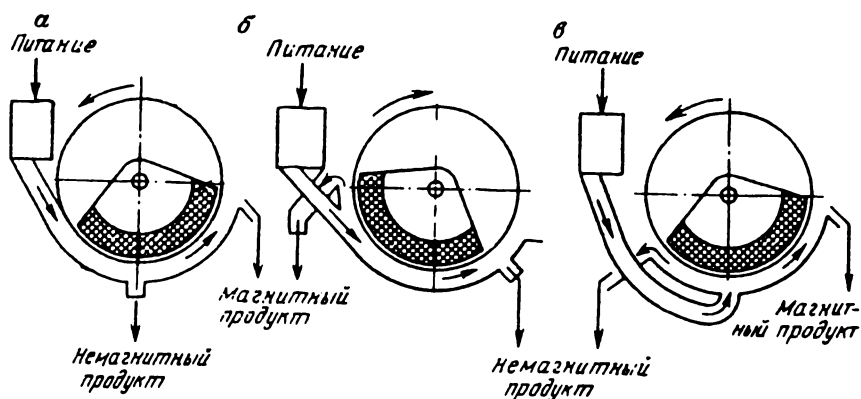


Рис. 7.3. Магнитные барабанные сепараторы для мокрого обогащения с прямоточной (а), противоточной (б) и полупротивоточной (в) ванны

7.1.4. Селективность магнитной сепарации

Селективность и эффективность разделения минералов при магнитной сепарации возрастают с увеличением различия между их удельными магнитными восприимчивостями χ_1 и χ_2 , однородности поля сепаратора по величине магнитной силы $F_m = \mu_0 H \text{grad } H$, с уменьшением диапазона крупности зерен в исходном материале.

Очевидно, что при прочих равных условиях чем больше удельная магнитная восприимчивость, тем с большей силой магнитное поле воздействует на минеральное зерно и наоборот. Отношение χ_1/χ_2 разделяемых более магнитного (χ_1) и ме-

нее магнитного (χ_2) зерен получило название *коэффициента селективности магнитного обогащения*. Чем меньше его значение, тем труднее осуществить разделение минералов. Достичь разделения близких по значению χ минеральных зерен можно только в однородном по величине магнитной силы поле. Однако магнитные поля современных сепараторов неоднородны не только по напряженности H , но и по магнитной силе F_m . Поэтому при близких значениях χ_1 и χ_2 разделяемых зерен может оказаться, что F_{m1} более магнитного зерна, удаленного от полюса, будет меньше F_{m2} менее магнитного зерна, находящегося у полюса, что приведет к взаимному засорению магнитного и немагнитного продуктов. Как показывает практика, для успешного разделения минералов в современных магнитных сепараторах необходимо, чтобы коэффициент селективности магнитного обогащения был не менее 3—5.

При широком диапазоне крупности обогащаемого материала в неоднородном по величине магнитной силы поле может оказаться также, что F_m , действующая на мелкие зерна сильномагнитного минерала на участках поля с малой магнитной силой, будет меньше F_{m2} , действующей на менее магнитные зерна вблизи магнитных полюсов с большим значением магнитной силы поля. В результате этого произойдут загрязнение магнитного продукта крупными зернами менее магнитных минералов и потери тонких зерен более магнитного минерала с немагнитными минералами. Для повышения селективности процесса в таких случаях применяют предварительное грохочение или классификацию исходного материала.

Размер отверстий сит при грохочении материала перед сухим обогащением на сепараторах с верхним питанием определяется шагом полюсов (в открытых магнитных системах) или шагом зубцов валка и отношением магнитных восприимчивостей разделяемых минералов (в замкнутых магнитных системах).

При этом соотношение размеров наибольшего и наименьшего зерен в классе крупности не должно превышать их «коэффициента удельной равнопритягиваемости». Допустимая разница между верхним и нижним пределами крупности обога-

щасмого материала возрастает с уменьшением неоднородности поля.

При магнитном обогащении сильномагнитных руд и материалов, кроме магнитной восприимчивости частиц, важную роль играют их коэрцитивная сила, остаточная индукция, размагничивающий фактор. От их значений зависит как образование флокул в поле сепаратора или намагничивающего аппарата, так и степень их сохранения после удаления из поля.

Образование флокул из магнитных частиц при прохождении через рабочую зону сепаратора способствует получению более бедных по содержанию извлекаемых минералов хвостов, особенно при мокром обогащении. Это объясняется тем, что магнитная восприимчивость флокул вследствие меньшего коэффициента размагничивания выше, а сопротивление водной среды их движению ниже, чем отдельной частицы.

На качество же магнитного концентрата образование магнитных флокул сказывается отрицательно, так как в последние захватываются и немагнитные частицы. Образование флокул затрудняет также отделение свободных магнитных зерен от их сростков с немагнитными минералами.

7.2. Классификация и общая характеристика магнитных сепараторов

Все магнитные сепараторы состоят из следующих основных узлов: магнитной или электромагнитной системы; питателя для подачи материала в рабочую зону сепаратора; рабочего органа (барабана, диска, валка и др.) для извлечения магнитного продукта и удаления его из рабочей зоны, кожуха или ванны с отделениями для магнитного и немагнитного продуктов. Барабаны, ванны и некоторые другие детали магнитных сепараторов должны быть немагнитными и обладать достаточной механической прочностью и износостойкостью. Конструкции отдельных узлов и режим работы различных типов сепараторов характеризуются большим разнообразием.

В зависимости от назначения сепаратора и напряженности магнитного поля все магнитные сепараторы подразделяются на сепараторы со слабым и сильным магнитными полями.

В сепараторах со *слабым* полем напряженностью от 70 до 120 кА/м и силой от $3 \cdot 10^5$ до $6 \cdot 10^5$ кА²/м³ большое распространение получили магнитные системы из постоянных магнитов. Основным типом рабочего органа для извлечения и транспортирования магнитного продукта из зоны действия магнитной силы (из рабочей зоны) является барабан. Барабанные сепараторы являются основными при обогащении сильномагнитных железных руд. Другие типы магнитных сепараторов со слабым магнитным полем (шківные, ленточные и др.) в промышленности практически не применяются.

В сепараторах с *сильным* полем — валковых и дисковых — поле напряженностью от 800 до 1600 кА/м и силой от $3 \cdot 10^7$ до $1210 \cdot 10^7$ кА²/м³ создается электромагнитными системами, в высокоградиентных сепараторах — полиградиентной средой. По сравнению с сепараторами со слабым магнитным полем они характеризуются более сложной конструкцией, высокой стоимостью, более громоздки и менее производительны. Сепараторы используют при обогащении слабомагнитных железных и марганцевых руд, при обезжелезнении каолиновых, тальковых, графитовых и других неметаллических полезных ископаемых, для доводки и разделения концентратов, получаемых при обогащении руд и россыпей цветных и редких металлов.

Увеличение напряженности магнитного поля на всех типах сепараторов приводит к увеличению магнитной силы и наиболее полному извлечению магнитных зерен, в том числе и с более низкой магнитной восприимчивостью. Однако чрезмерное увеличение напряженности поля может привести к ухудшению качества концентрата за счет извлечения в него большого количества сростков магнитных минералов с немагнитными.

Недостаточная величина напряженности поля является причиной потерь магнитных минералов с хвостами магнитной сепарации. Получение максимально возможных технологических показателей достигается различной величиной напряженности магнитного поля сепараторов в основных, контрольных и пересистных операциях. Она должна увеличиваться в каждой последующей основной или контрольной операции, чтобы обеспечить получение бедных хвостов, и наоборот умень-

шаться в каждой последующей операции пересортировки концентрата, чтобы обеспечить необходимое его качество.

В зависимости от характера среды разделения минералов магнитные сепараторы делятся на *сухие* — для обогащения полезных ископаемых в воздушной среде — и на *мокрые* — для обогащения в водной среде.

Сухой магнитной сепарации подвергается материал крупностью от 3 до 50—100 мм. При обогащении более мелкого материала наблюдается сильное пылеобразование, резкое ухудшение условий труда и эффективности обогащения вследствие неселективного слипания тонких частиц. Поэтому сухая магнитная сепарация тонкозернистого сильномагнитного материала является исключением, обусловленным наличием особых обстоятельств (например, острым недостатком воды), а слабомагнитного — трудностью создания интенсивного поля в большом объеме при использовании замкнутых магнитных систем.

Мокрой магнитной сепарации подвергается материал мельче 3—6 мм, отрицательной особенностью которой является более высокое сопротивление водной среды (по сравнению с воздушной) продвижению как магнитных частиц по направлению действия магнитной силы F_m , так и немагнитных в направлении действия механических сил. Особенно неблагоприятно это сказывается на разделении тонких частиц, в результате чего часть наиболее тонких частиц теряется с немагнитным продуктом.

При сухом обогащении с увеличением *скорости вращения* барабана вследствие возрастания частоты поля и центробежной силы наблюдается повышение качества магнитного продукта (концентрата). При мокром обогащении, наоборот, скорость вращения барабанов или валков должна быть ограничена, так как они, перемещаясь вместе с магнитными частицами, увлекают часть пульпы со взвешенными в ней тонкими немагнитными частицами, и с увеличением скорости их вращения загрязнение магнитного продукта возрастает.

Установлено, что при мокром магнитном обогащении магнетитовых руд на барабанных сепараторах в операциях выделения отвальных хвостов скорость вращения барабана должна составлять 1,2—1,4 м/с, а в операциях пересортировки магнитного концентрата — 0,8—1,0 м/с.

Барабанные и валковые сепараторы могут быть с *верхней* и *нижней* подачей питания в рабочую зону. Дисковые сепараторы, предназначенные для сухой магнитной сепарации, работают с нижней подачей исходного материала; высокоградиентные — для мокрой магнитной сепарации — с верхней подачей питания в рабочую зону.

Мокрые барабанные сепараторы в зависимости от направления движения питания, продуктов обогащения и вращения барабана бывают *прямоточные*, *противоточные* и *полупротивоточные*.

Различные типы и исполнения сепараторов обозначают по ГОСТ 10512—78 следующим образом:

1-я буква: Э — электромагнитные; П — с постоянными магнитами;

2-я буква: Б — барабанные; Д — дисковые; В — валковые;

3-я буква: М — для мокрой сепарации; С — для сухой сепарации.

Последующие буквы: П — с противоточной ванной; ПП — с полупротивоточной ванной; ПЦ — с противоточной циркуляционной ванной; ППЦ — с полупротивоточной циркуляционной ванной; Ц — работающий в центробежном режиме (с высокой скоростью вращения барабана); В — с верхней подачей питания в рабочую зону.

Цифра перед буквами — число рабочих органов, цифры после букв — диаметр (в числителе) и длина (в знаменателе). Например: 4ПБС-63/200 — четырехбарабанный с постоянными магнитами для сухого обогащения, диаметр барабана 63 см и длина 200 см.

Максимально допустимая производительность сепараторов определяется их извлекающей, транспортирующей и пропускной способностями, зависящими от параметров рабочей зоны (длины, высоты), а также широты питания (длины барабана, валка). Например, увеличение длины рабочей зоны с увеличением диаметра барабана или валка приводит к улучшению извлекающей способности сепаратора и увеличению его производительности. Увеличение пропускной способности до-

стигается увеличением длины барабана или валька и тем самым ширины питания. Уменьшение высоты рабочей зоны приводит к возрастанию напряженности магнитного поля и увеличению извлекающей, но снижению пропускной способности сепаратора и наоборот. Высота рабочей зоны определяется в процессе создания конструкции сепаратора и в установленных пределах может изменяться при его технологической наладке.

В промышленных условиях производительность сепаратора определяется обычно опытным путем с учетом особенностей вещественного состава обогащаемого минерального сырья.

7.3. Магнитная сепарация сильномагнитных руд и материалов

7.3.1. Общая характеристика процесса

Для извлечения сильномагнитных минералов из руд и материалов используют обычно барабанные сепараторы типа ПБС и ПБМ с низкой напряженностью магнитного поля, создаваемой неподвижно закрепленной внутри вращающегося барабана открытой магнитной системой. Сепараторы имеют рабочую зону большой длины и высоты и их можно применять для обогащения руды или материала крупностью до 100 мм при сухом и до 6 мм при мокром обогащении.

Выбор крупности исходного питания магнитной сепарации определяется крупностью и характером вкрапленности извлекаемых минералов (при обогащении) или минералов породы (при предварительной концентрации минерального сырья), возможностями сепараторов для сухой и мокрой сепарации, необходимой глубиной обогащения и комплексностью использования сырья.

7.3.2. Сухая магнитная сепарация

Сухой магнитной сепарации подвергаются крупновкрапленные магнетитовые и другие сильномагнитные руды крупностью до 100 мм с целью предконцентрации их или получения готового концентрата, а также другие материалы (флюсы, шлаки и др.) и руды (например, слабомагнитные железные,

алюминиевые и др.) с целью удаления из них сильномагнитных минералов.

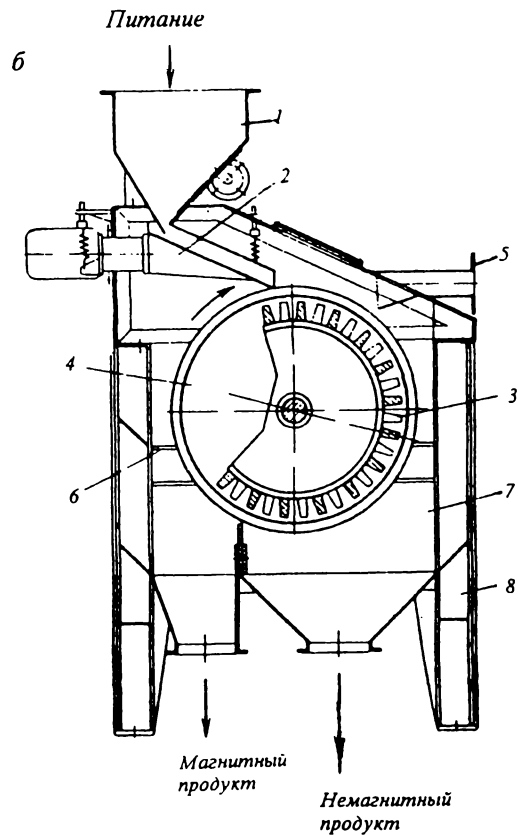
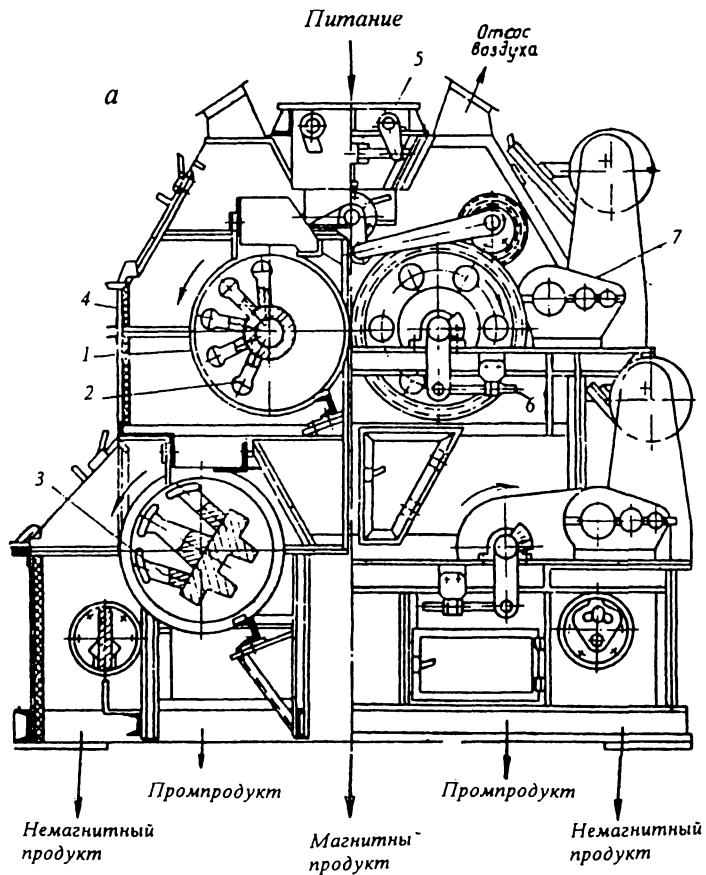
Условием получения хороших технологических показателей обогащения сильномагнитных руд является применение предварительной их классификации, максимально сближающей верхний и нижний пределы крупности разделяемых минералов. Например, при обогащении магнетитовых руд крупностью $-50 +0$ или $-25 +0$ мм уже предварительное разделение их на классы $+6(8)$ и $-6(8)$ мм значительно улучшает результаты магнитного обогащения.

Мелкую руду перед сухим магнитным обогащением обычно подвергают обеспыливанию. Эффективность данной операции зависит от силы взаимного сцепления частиц, возрастающей с повышением влажности и уменьшением крупности материала. Поэтому допустимое содержание влаги, например, для плотной магнетитовой руды крупностью $-3 +0$ мм составляет $0,5—1\%$, для руды $-6 +0$ мм — $1—1,5\%$, для руды $-12 +0$ мм — $2—2,5\%$, для руды $-25 +0$ мм — $3—5\%$. Превышение допустимого содержания влаги делает операцию предварительного обеспыливания невозможной.

Используемые для сухой магнитной сепарации барабанные сепараторы могут быть одно-, двух-, трех- и четырехбарабанными. Преимуществом многобарабанных сепараторов является возможность осуществления нескольких операций магнитной сепарации в одном аппарате, что значительно упрощает компоновку оборудования.

Для сепарации крупнокусковых сильномагнитных (например, магнетитовых) руд предназначен четырехбарабанный сепаратор 4ПБС-63/200 с верхним питанием (рис. 7.4, а). На двух нижних барабанах производится контрольная сепарация немагнитной фракции, выделяемой на верхних барабанах, с получением отвальных хвостов. Магнитная фракция верхних барабанов является обычно концентратом, а нижних — промпродуктом, поступающим на додрабливание с целью раскрытия сростков извлекаемых минералов с породой и последующее обогащение.

Рис. 7.4. Схемы сепараторов 4ПБС-63/200 (а) и ПБСЦ-63/50 (б)



Внутри вращающихся барабанов 1 установлены магнитные системы из постоянных магнитов (из сплава ЮН13ДК24). Верхняя пара барабанов имеет пятиполосную магнитную систему 2, нижняя — трехполосную 3. Полярности магнитных систем сепаратора чередуются по периметру барабана, что обеспечивает магнитное перемешивание материала. Магнитные системы фиксируются в определенном положении и остаются в процессе работы сепаратора неподвижными. Барабаны крепятся на раме и закрыты кожухом 4. Сепаратор оборудован приемной коробкой 5 с распределителем питания по верхним барабанам. Выход продуктов обогащения регулируется положением шиберов 6. Индивидуальный привод 7 каждого барабана позволяет ступенчато регулировать частоту вращения верхних барабанов в пределах 50—100 об/мин, нижних — 30—50 об/мин и таким образом изменять качество и выход магнитной фракции. Сепаратор компактен и удобен при обслуживании.

Напряженность магнитного поля у поверхности верхних барабанов 80—90 кА/м, у поверхности нижних — 110 кА/м. Высокая производительность сепаратора, составляющая 400—500 т/ч на руде крупностью $-50 + 0$ мм, позволяет сопрягать его с дробилками среднего дробления.

При сепарации мелкозернистых сильномагнитных материалов с уменьшением размеров частиц усиливаются (за счет молекулярного взаимодействия) их флокуляция и неселективное слипание, что приводит к резкому ухудшению качества концентрата за счет захвата флокулами немагнитных зерен и сростков. Разрушение флокул предусмотрено в сепараторах с бегущим магнитным полем с частотой 50—120 Гц, вызывающим интенсивное магнитное перемешивание. Сравнение сепараторов с бегущим магнитным полем, создаваемым системами трехфазного тока, с сепараторами, в которых бегущее магнитное поле создается увеличенной частотой вращения барабана вокруг многополосной магнитной системы из постоянных магнитов, показывает, что последние имеют большую удельную производительность, более экономичны и надежны в работе. К таким сепараторам в СНГ относятся *быстроходные* сепараторы типа ПБСЦ-63/50, за рубежом — сепараторы «Мартсел» и «Лаурила», предназначенные для обогащения

мелкозернистой (–3 мм) магнетитовой руды, получения высококачественных железных порошков и обезжелезнения различных материалов.

Сепаратор ПБСЦ-63/50 (рис. 7.4, б) имеет многополосную магнитную систему с полосами из ферритобариевых магнитов. Шаг полосов системы составляет 50 мм, частота вращения барабана достигает 300 об/мин, создаваемая частота магнитного поля при этом — 90 Гц. При быстроходном режиме его работы за счет интенсивного магнитного перемешивания происходит почти полное разрушение магнитных флюкул и обеспечивается хорошее разделение свободных частиц и сростков. Возникающие при этом большие центробежные силы благоприятствуют выделению чистого магнитного продукта. Сепаратор весьма эффективен также при тихоходном режиме его работы для удаления окалины из флюсов и формовочных песков, обогащения ванадийсодержащих шламов, обезжелезнения слабомагнитных руд и т. д.

Эффективность сухого обогащения мелкозернистого материала может быть повышена:

- *«магнитной отсадкой»*, которая создается вращающейся магнитной системой из постоянных магнитов, расположенной под питателем обогащаемой руды. В результате периодического встряхивания с разрушением флюкул материал расслаивается с выделением в верхний слой чистой магнитной фракции, которая удаляется вращающимся магнитным барабаном, расположенным над питателем;

- *магнитной сегрегацией* обогащаемого материала при нижней противоточной подаче его под барабан ленточным или виброкаскадным питателем. В этом случае более магнитные частицы притягиваются по мере исхода к поверхности барабана и размещаются поверх сростков, которые притягиваются к чистой поверхности барабана ранее, на участке максимальной напряженности поля (вблизи минимального зазора);

- *обратной механической сегрегацией* исходного материала путем использования разработанных способов питания сепараторов с верхней подачей лотком или разбрасывающим устройством против вращения барабана. В этом случае крупные магнитные частицы, располагающиеся в нижнем слое и ближе

к поверхности барабана, извлекаются более полно, а мелкие немагнитные частицы, расположенные в верхнем слое питания, легче удаляются.

7.3.3. Мокрая магнитная сепарация

Мокрой магнитной сепарации подвергаются тонковкрапленные сильномагнитные руды и другие материалы после их измельчения до необходимой степени раскрытия извлекаемых минералов.

В качестве основных аппаратов для обогащения тонкоизмельченных руд наибольшее распространение получили барабанные сепараторы типа ПБМ со слабым магнитным полем, нижним питанием, с прямоточной, противоточной и полупротивоточной ваннами.

Наиболее распространенные сепараторы ПБМ-90/250 (рис. 7.5) состоят из барабана 1, покрытого резиной, ванны 4, коллектора 3 для смывной воды, загрузочного устройства 5 и приемных устройств для продуктов обогащения. Внутри барабана на неподвижной оси расположены его привод и шестиполосная магнитная система 2.

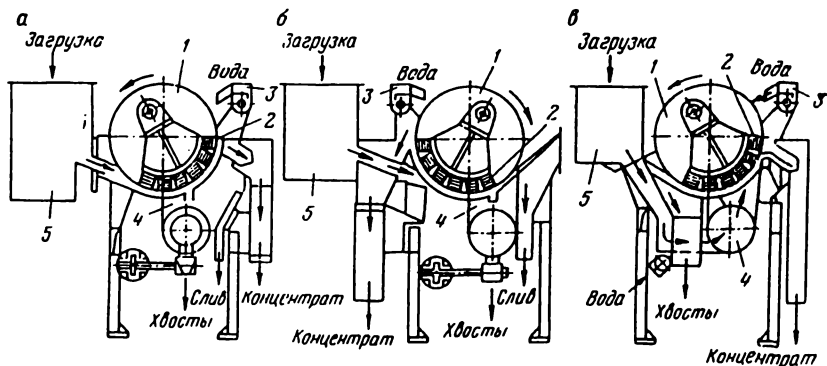


Рис. 7.5. Схема сепаратора ПБМ-90/250 с прямоточной (а), противоточной (б) и полупротивоточной (в) ваннами

Пульпа равномерным слоем подается под вращающийся барабан и перемещается через рабочую зону по криволинейной траектории. Магнитные минералы в зоне действия магнитной системы притягиваются к барабану, выносятся в кон-

центратное отделение ванны и смываются с него водой. Немангнитные минералы, пройдя через рабочую зону, разгружаются в хвостовом отделении ванны. Вывод продуктов обогащения из сепаратора осуществляется через выпускные отверстия с насадками, диаметр которых выбирается в соответствии с крупностью питания и производительностью сепаратора. Направление движения продуктов в зависимости от типа ванны показано на рис. 7.3 и 7.5.

Напряженность магнитного поля на поверхности барабана сепараторов составляет 90—100 кА/м. Максимальная крупность перерабатываемого материала для прямоточных сепараторов не превышает 6 мм, противоточных — 2 мм, полупротивоточных — 0,3 мм. Производительность определяется характером сырья, крупностью материала, типом ванны и изменяется от 200 до 40 т/ч.

Прямоточные сепараторы рекомендуется применять при большом выходе хвостов (более 50 %) и необходимости перечистки магнитного продукта. При высоком содержании магнитной фракции в питании и небольшом выходе хвостов (менее 30 %) лучшие технологические показатели обогащения обеспечивает применение противоточных и полупротивоточных сепараторов. Однако во всех случаях прямоточные сепараторы являются наиболее надежными в работе и наименее энергоемкими. Полупротивоточные сепараторы по энергоемкости занимают промежуточное положение, но являются наименее надежными в работе. Уменьшение производительности и скорости вращения барабана ниже определенного предела, повышение плотности и крупности питания могут вызвать забивку ванны данного сепаратора.

С увеличением *содержания твердого* в пульпе производительность сепараторов увеличивается, однако качество продуктов обогащения ухудшается. Разжижение пульпы повышает, как правило, качество магнитной фракции, но одновременно возрастают потери магнитных минералов с хвостами из-за увеличения объема пульпы и скорости прохождения ее через рабочую зону сепаратора. Оптимальное содержание твердого в питании сепараторов в основных и контрольных операциях составляет около 40 %, в перечистных — около 30 %.

Для регенерации ферромагнитных утяжелителей при гравитационном обогащении руд и углей, магнитного обогащения магнетитовых и частично окисленных железных руд, обезжелезнения различных материалов используется обычно электромагнитный сепаратор ЭБМ-90/100 (217-СЭ) с прямоточной (217-СЭ), противоточной (217П-СЭ) и полупротивоточной (217ПП-СЭ) ваннами.

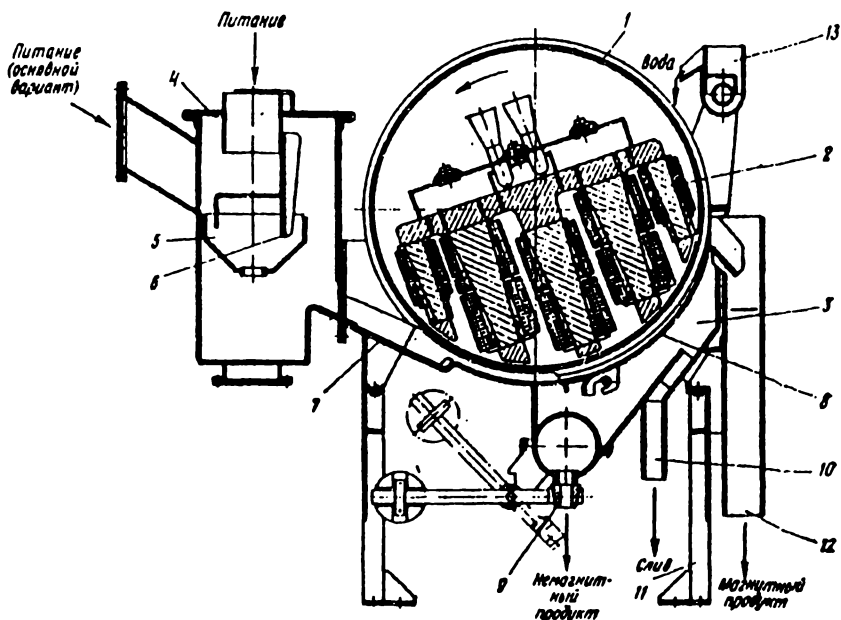


Рис. 7.6. Электромагнитный барабанный сепаратор 217-СЭ (с прямоточной ванной):

1 — барабан; 2 — электромагнитная система; 3 — ванна; 4 и 12 — соответственно загрузочная и разгрузочная коробки; 5 — распределительная коробочка; 6 — успокоитель; 7 — питающий лоток; 8 — концентратный лоток; 9 — хвостовые насадки; 10 — сливной патрубок; 11 — рама; 13 — брызгало

Сепаратор (рис. 7.6) имеет секторную электромагнитную систему, полюса которой чередуются не вдоль оси барабана, а по его периметру, что обеспечивает перемешивание магнитного продукта и способствует повышению его качества. Барабан заполнен трансформаторным маслом для охлаждения обмотки возбуждения и получения магнитного поля повышенной напряженности (160 кА/м). По принципу работы сепараторы ЭБМ

аналогичны сепараторам ПБМ (см. рис. 7.5). Производительность сепаратора при регенерации утяжелителей составляет до 50 т/ч, при обогащении полуокисленных руд — до 10 т/ч.

При мокрой магнитной сепарации сильномагнитных (например, магнетитовых) руд и регенерации ферромагнитных суспензий широко применяют намагничивание исходного питания сепараторов в намагничивающих аппаратах для образования флокул сильномагнитных частиц, чтобы устранить отрицательное влияние сопротивления водной среды их движению к рабочему органу в зоне притяжения. Величина действующих на крупные флокулы магнитных сил во много раз превышает величину противодействующих механических сил, в результате чего извлечение тонких сильномагнитных частиц в магнитный продукт повышается. Намагничивающий аппарат устанавливают на трубопроводе исходного питания. Он представляет собой трубу, по наружной или внутренней поверхности которой устанавливают систему из постоянных магнитов с напряженностью поля 32—40 кА/м.

При совмещении операций намагничивания и обесшламливания или обезвоживания тонкоизмельченных руд и продуктов обогащения используют магнитные дешламаторы (гидросепараторы) или конуса, представляющие собой чан или конус, в питающую коробку которых вмонтирована магнитная система. Образующиеся флокулы сильномагнитных частиц, например магнетита, осаждаются в дешламаторе или конусе быстрее немагнитных частиц породы, удаление которых в слив (особенно тонких частиц) вместе с избыточным количеством воды улучшает результаты последующего обогащения.

Образующиеся в рабочей зоне сепаратора или в намагничивающем аппарате флокулы магнитных частиц по выходе из магнитного поля сохраняются, хотя их размеры могут несколько уменьшиться. Если их не разрушить, то при последующей классификации (например, в цикле доизмельчения магнитного продукта) они попадают в пески, нарушая нормальный ход процесса классификации, а при фильтровании затрудняют отделение воды и получение хорошо обезвоженного кекка. Поэтому в схемах мокрого магнитного обогащения тонковкрапленных магнетитовых руд для разрушения магнитных флокул перед классификацией продуктов измельчения или фильтрованием тонкого концентрата применяют операцию размаг-

ничивания. Размагничивающий аппарат, устанавливаемый на трубопроводе, представляет собой трубу с рядом цилиндрических катушек, питаемых переменным током промышленной частоты таким образом, чтобы амплитуда напряженности поля убывала в направлении перемещения продукта от некоторого максимального значения до нуля с градиентом, не превышающим 34 кА/м^2 .

7.4. Магнитная сепарация слабомагнитных руд и материалов

7.4.1. Общая характеристика процесса

Для извлечения слабомагнитных минералов из руд и материалов используют обычно электромагнитные валковые (реже дисковые) и высокоградиентные сепараторы с высокой напряженностью магнитного поля.

В связи с трудностью создания в замкнутой магнитной системе интенсивного поля в большом объеме валковые и дисковые сепараторы имеют рабочую зону сравнительно малой длины и высоты. Поэтому крупность обогащаемого на таких сепараторах материала обычно не превышает 5—6 мм. В сепараторах для сухого обогащения используются профили рабочих зон *г* — *е* (см. рис. 7.2), из них профиль *г* — в сепараторах с верхним питанием, применяемых для удаления слабомагнитных примесей при сравнительно невысоком их содержании в обогащаемом материале. Профиль *ж* является эффективным при сухом и мокром магнитном обогащении руд и материалов со средним и высоким содержанием магнитной фракции. Максимальная крупность зерен в питании высокоградиентных сепараторов не превышает 0,3 мм.

Использование замкнутых магнитных систем и полиградиентных сред всегда связано с опасностью забивания рабочей зоны сепаратора флоккулами частиц сильномагнитных минералов. Поэтому предварительное извлечение таких частиц на магнитных сепараторах с низкой напряженностью поля является обязательной операцией перед извлечением слабомагнитных минералов на магнитных сепараторах с высокой напряженностью поля.

7.4.2. Сухая магнитная сепарация

Для сухой магнитной сепарации применяют валковые и дисковые (реже) сепараторы. Предварительное грохочение мелкой руды или материала на узкие классы крупности для повышения технологических показателей работы магнитных сепараторов малоэффективно, сравнительно дорого и применяется лишь в отдельных случаях. Например, при доводке концентратов, получаемых при обогащении руд редких металлов.

В результате проявления молекулярных сил тонкие частицы магнитных и немагнитных минералов при сухой магнитной сепарации слипаются, образуя агрегаты. Такие агрегаты притягиваются к рабочим органам сепараторов и извлекаются в магнитный продукт, загрязняя его, если их суммарная удельная магнитная восприимчивость достаточна для притяжения всего агрегата; в ином случае эти агрегаты попадают в немагнитный продукт, приводя к потерям извлекаемого компонента. Для улучшения показателей в таких случаях применяют диспергирующие добавки или предварительное обеспыливание материала, которое протекает достаточно успешно только на сухом материале. Поэтому при магнитном обогащении грубых гравитационных концентратов редких металлов их предварительно подсушивают до содержания влаги менее 1 %.

Валковые сепараторы (4ЭВС-36/100, 2ЭВС-36/100 и др.) могут иметь несколько рабочих органов. При параллельной их работе увеличивается общая производительность сепаратора; при последовательной — осуществляется перечистка магнитного или контрольная сепарация немагнитного продукта, что позволяет повысить эффективность сепарации за счет более четкого разделения продуктов и упростить компоновку оборудования.

Сепаратор 4ЭВС-36/100 (рис. 7.7, а), предназначенный для сухого магнитного обогащения редкометалльных и других слабомагнитных руд, состоит из четырех валков 1 с индивидуальным приводом, верхней и нижней независимых электромагнитных систем, каждая из которых включает два сердечника 4 с катушками возбуждения 3 и четыре полюсных наконечника 2. Он оборудован питателем 5 с шиберами для регулировки производительности (до 8 т/ч) и приемными двухсекционными ваннами 6 для магнитной и немагнитной фракций.

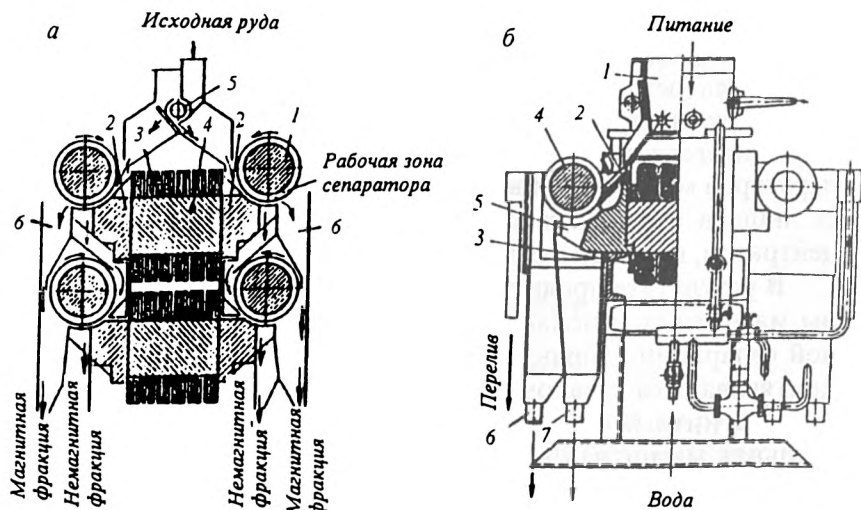


Рис. 7.7. Схемы сепараторов 4ЭВС-36/100 (а) и 2ЭВМ-38/250 (б)

Исходный материал из питателя распределяется по лоткам в рабочие зоны верхнего каскада сепаратора. Магнитные частицы притягиваются к зубьям валков и выносятся в секции для магнитной фракции. Немагнитная фракция под действием собственной массы проходит через щели в полусных наконечниках верхнего каскада и поступает на контрольную сепарацию, осуществляемую в рабочих зонах нижнего каскада сепаратора. Магнитные фракции обоих каскадов объединяются. Независимость электромагнитных систем верхних и нижних валков позволяет осуществлять отдельную регулировку напряженности магнитного поля (до 1350 кА/м) на операциях основной (два верхних валка) и контрольной (два нижних валка) магнитной сепарации, изменяя тем самым качество продуктов обогащения.

Для доводки различных концентратов и обезжелезнения продуктов используется электромагнитный дисковый сепаратор 2ЭДС-60/40 производительностью до 1,3 т/ч, имеющий две самостоятельные электромагнитные системы. Одна из них — со слабым магнитным полем — встроена в барабанный питатель, предназначенный для отделения сильномагнитных примесей (магнетита и др.); другая — с сильным полем (схема

изображена на рис. 7.1, в) — используется для извлечения слабомагнитных минералов. После отделения сильномагнитных минералов материал поступает на вибрационный лоток под вращающиеся диски (39 об/мин), у заостренных выступов которых создается сильное неоднородное магнитное поле, вызывающее притяжение к ним магнитных частиц. При выходе участка диска из зоны действия магнитных сил прилипшие частицы разгружаются в приемники для магнитного продукта, расположенные сбоку от вибrolотка.

7.4.3. Мокрая магнитная сепарация

Мокрая магнитная сепарация марганцевых и других слабомагнитных руд в сильных полях получила широкое распространение. В настоящее время она осуществляется в основном на двух- или четырехвалковых сепараторах (типа ЭВМ) различной конструкции, работающих в режиме извлечения (с нижней подачей питания) с производительностью 16—22 т/ч.

На рис. 7.7, б показана схема двухвалкового электромагнитного сепаратора ЭВМ-38/250 с параллельно работающими валками 4, расположенными на одном уровне по обеим сторонам магнитной системы О-образной формы, включающей в себя оба валка 4, два сердечника с полусными наконечниками 5 и обмотки возбуждения.

Исходный продукт, измельченный до –5 мм или тоньше и плотностью 70—80 % твердого, из загрузочного устройства 1 по лотку 2 вместе с водой подается в зазор между валком 4 и полусным наконечником 5 магнитной системы. Магнитные частицы притягиваются к поверхности вращающихся валков и затем смываются водой в приемник 6 для магнитного продукта. Немагнитные частицы под действием сил тяжести через щелевидные зазоры в полусных наконечниках разгружаются в приемник 7 для немагнитного продукта. При работе сепаратора ванна заполняется пульпой, избыток которой уходит через сливной порог. Свежая вода подается в концентратное и хвостовое отделения ванны, брызгала лотков питателя и для смыва валков.

Мокрое обогащение тонкоизмельченных слабомагнитных руд на валковых сепараторах недостаточно эффективно, что

объясняется значительной турбулентностью потока пульпы в рабочей зоне и большим гидравлическим сопротивлением водной среды движению тонких частиц.

При мокрой магнитной сепарации слабомагнитных руд (в отличие от сильномагнитных) магнитной флокуляции не наблюдается, и тонкие магнитные частицы оказываются под воздействием соизмеримых по величине магнитных и противодействующих механических сил, что приводит к значительным потерям тонких частиц слабомагнитных минералов с немагнитным продуктом. Минимальная крупность магнитных частиц, извлекаемых в магнитный продукт, тем меньше, чем больше их удельная магнитная восприимчивость χ , магнитная сила $\mu_0 H \text{ grad } H$, длина зоны притяжения l и меньше высота h данной зоны.

Перспективными для мокрого магнитного обогащения тонкоизмельченных слабомагнитных руд являются новые конструкции высокоградиентных (полиградиентных) сепараторов. Они позволяют существенно уменьшить турбулентность, создаваемую в потоке пульпы рабочим органом сепаратора, обеспечивают минимальный путь движения магнитных частиц к рабочему органу, облегчая тем самым извлечение тонких частиц, подвижность которых относительно пульпы мала.

К основным типам высокоградиентных сепараторов относятся валковые, барабанные и роторные.

Электромагнитный *валковый высокоградиентный* сепаратор 4ЭВМФ-45/250 (рис. 7.8, а) имеет электромагнитную систему 1, аналогичную системе в сепараторе 2ЭВМ-38/250 (см. рис. 7.7, б). На валках 2 (сплошных цилиндрах из низколегированной стали) установлена решетка 3 из продольных прутьев, зазоры между которыми являются рабочей зоной сепаратора. Исходная пульпа подается в рабочую зону питателем 4 через щели верхних полюсных наконечников. Магнитные частицы, проходя через решетку, закрепляются на стержнях, выносятся вращающимися валками из рабочей зоны и смываются водой из брызгал в отсек ванны для магнитного продукта 5. Немагнитный продукт поступает на нижние валки и после второго приема магнитной сепарации разгружается через отсек ванны 6. Магнитные продукты обоих приемов сепарации объединяются.

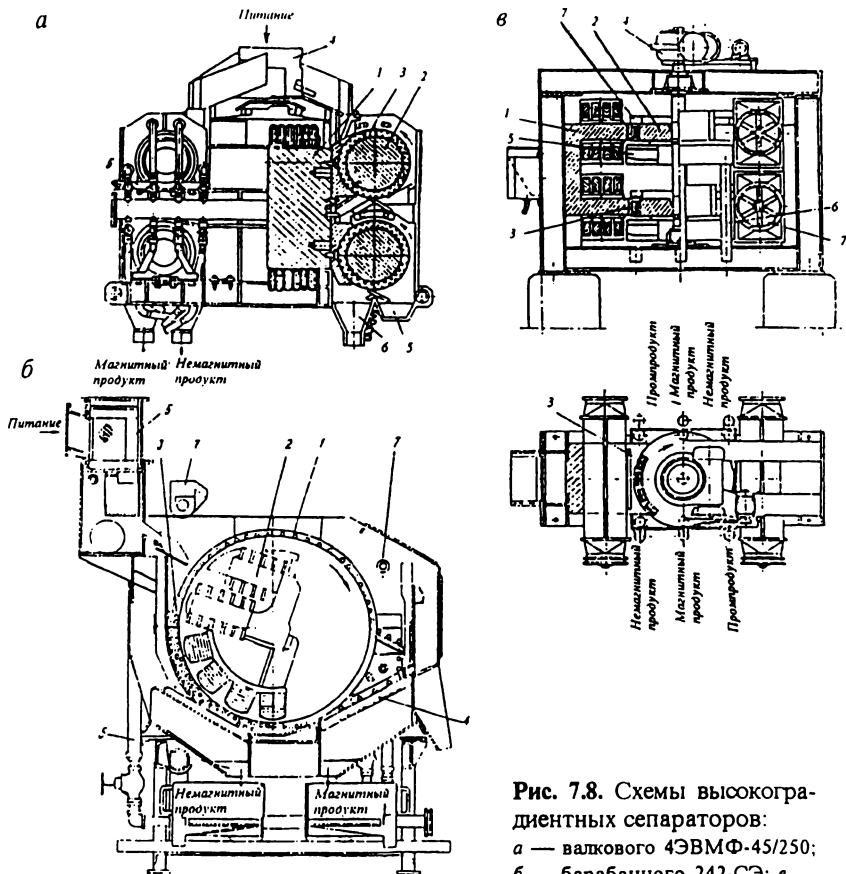


Рис. 7.8. Схемы высокоградиентных сепараторов:
 а — валкового 4ЭВМФ-45/250;
 б — барабанного 242-СЭ; в — роторного типа «Джонс»

В электромагнитном барабанном высокоградиентном сепараторе 242-СЭ (рис. 7.8, б) пульпа подается питателем б на слой ферромагнитных тел — шаров 3, удерживаемых на барабане 1 полем комбинированной системы 2. Немагнитные частицы, профильтровавшиеся через слой шаров, разгружаются в отсек ванны 5 для немагнитного продукта. Магнитные частицы, удерживаемые магнитной силой в каналах между намагниченными шарами, транспортируются барабаном в область ослабленного магнитного поля, где вместе с шарами от-

рываются от барабана и попадают на сито 4. На сите производится отмывка магнитных частиц водой из брызгал 7 и они попадают в отсек ванны для магнитного продукта. Чистые шары скатываются по сити вниз и затем под действием магнитного поля снова притягиваются к барабану.

Электромагнитный *роторный высокоградиентный* сепаратор «Джонс» (рис. 7.8, в), выпускаемый фирмой «Гумбольдт» (ФРГ), имеет два ротора 2 с приводом 4. На нижнем роторе может осуществляться контрольная сепарация немагнитного продукта верхнего ротора. Пульпа протекает в области сильного поля, создаваемого электромагнитной системой 1, через слой намагниченных ферромагнитных тел 3, заполняющих ротор. Немагнитные частицы с основной массой воды проходят по каналам между намагниченными телами и разгружаются через сборный желоб 5 и отводные трубы 6 в соответствующий отсек сборника. Магнитные же частицы притягиваются к намагниченным телам, вращением ротора выносятся из области сильного поля и смываются в отсек сборника для магнитного продукта. Охлаждение работающего сепаратора обеспечивается вентиляторами 7.

Применение высокоградиентных сепараторов перспективно для обогащения тонковкрапленных окисленных железных руд, тонких фракций вольфрамитовых, ильменитовых, марганцевых и других слабомагнитных руд, а также для обезжелезнения тонких фракций горно-химического, стекольного, керамического, абразивного сырья и других материалов.

8.1. Физические основы электрических методов обогащения

8.1.1. Сущность электрических методов обогащения

Электрические методы обогащения основаны на различии электрических свойств разделяемых минералов. Различаясь по электропроводности, диэлектрической проницаемости, контактному потенциалу, трибоэлектрическому, пироэлектрическому или пьезоэлектрическому эффекту, они приобретают при зарядке различную величину или знак заряда и, как следствие, разную траекторию движения в электрическом поле, обеспечивая разделение частиц по их электрическим свойствам или электрическую сепарацию минералов.

Зарядка частиц сепарируемого материала может осуществляться контактированием с заряженным электродом, ионизацией в электрическом поле коронного разряда, электризацией трением, изменением температуры, давления и другими способами. Выбором способа зарядки частиц обеспечивается наибольшее различие в электрических свойствах основных разделяемых минералов и тем самым максимальная эффективность электрической сепарации.

На каждую заряженную минеральную частицу при сепарации в электрическом поле действуют:

- *электрическая кулоновская сила F_z* , обусловленная притяжением частицы к противоположно заряженному электроду и отталкиванием ее от одноименно заряженного как в однородном, так и в неоднородном поле. Влияние F_z на траекторию движения частиц практически нивелируется только в поле переменной полярности из-за механической инерции частиц;

- *сила зеркального отображения F_z* , обусловленная взаимодействием остаточного заряда частицы и вызванного этим зарядом на поверхности электрода равного по величине индуктивного заряда. Сила направлена к электроду. По абсолютной величине она значительно меньше F_z и ее действие заметно лишь вблизи электрода или при соприкосновении с ним;

- *пондеромоторная сила $F_{п}$* , обусловленная разницей между значениями диэлектрической проницаемости частицы $\epsilon_ч$ и среды $\epsilon_с$, в которой осуществляется сепарация. Она стремится вытолкнуть частицу в более слабые участки поля, если $\epsilon_ч < \epsilon_с$, и наоборот втянуть при $\epsilon_ч > \epsilon_с$. Сила проявляется только в неоднородном поле, в том числе, в отличие от F_z , и в полях переменной полярности. Она весьма мала в воздушной среде по сравнению с F_z и достигает больших значений в жидкостях с высокой диэлектрической проницаемостью;

- *механические силы*, основными из которых являются сила гравитационного притяжения $F_{г}$, центробежная сила $F_{ц}$, силы сопротивления среды $F_с$.

Силы молекулярного сцепления частиц между собой и с электродами, сила трения между частицами и электродом для частиц крупнее 0,1 мм, а также инерционные силы, действующие на завершающем этапе сепарации, сравнительно малы и обычно не учитываются.

Разделение различно заряженных частиц происходит в результате воздействия на них электрических и механических сил в рабочей зоне сепаратора. Соотношение сил и эффективность разделения при этом будут зависеть от различия электрических свойств разделяемых минералов, изменения напряженности электрического поля во времени (постоянное или переменное) и пространстве (однородное или переменное), наличия движущихся носителей заряда (ионов, электронов), вида среды разделения (газ или жидкость) и характера движения материала в рабочем пространстве электрических сепараторов.

В сепараторах с криволинейным транспортирующим электродом барабанного типа (рис. 8.1, а) процесс разделения минералов происходит в воздушной среде. Неоднородное электростатическое или электрическое поле постоянной полярности напряженностью до 10 кВ/см создается между барабаном и

отстоящим от него на некотором расстоянии вторым электродом или системой электродов. Электрическая сила F_3 будет прижимать к барабану частицы, имеющие знак заряда, противоположный знаку полярности барабана, и отталкивать от него одноименно заряженные частицы. Сила зеркального отображения F_3 направлена к центру барабана, удерживая частицы на его поверхности. Центробежная сила F_u , наоборот, стремится оторвать частицы от поверхности. Гравитационная сила F_r действует вертикально вниз, ее составляющие зависят от угла поворота барабана. Пондеромоторная сила F_n направлена от центра барабана, поскольку диэлектрическая проницаемость минералов больше, чем воздуха, и концентрация силовых линий поля повышается в направлении ко второму электроду. Однако сила F_n , как и сила сопротивления воздушной среды F_c для зернистых частиц в рабочей зоне сепаратора, относительно невелика и их можно не учитывать.

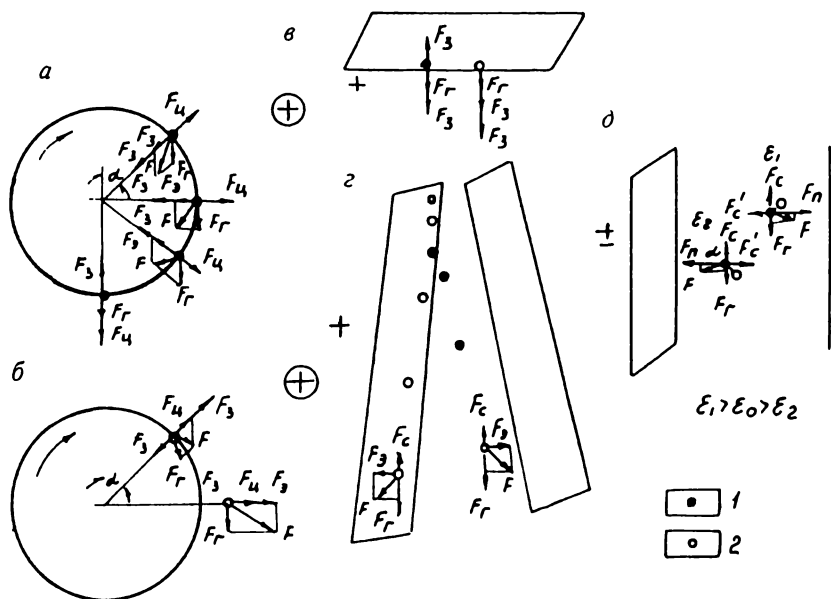


Рис. 8.1. Векторные диаграммы сил, действующих на частицы в сепараторах:

a, б — барабанном электростатическом; *в* — плоскостном электростатическом; *г* — камерном электростатическом; *д* — диэлектрическом; 1 — положительно заряженная частица; 2 — отрицательно заряженная частица

Результирующая сила F , определяющая траекторию движения частиц в электрическом поле сепаратора, является векторной суммой основных взаимодействующих сил:

$$\vec{F} = \mp \vec{F}_3 + \vec{F}_3 - \vec{F}_u \pm \vec{F}_r.$$

В сепараторах с плоским транспортирующим электродом (рис. 8.1, *в*) между ним и расположенным сверху вторым электродом или системой электродов создается электрическое или электростатическое поле напряженностью 2—4 кВ/см. Результирующая сила F , определяющая траекторию разделяемых частиц, складывается из электрической силы F_3 , силы зеркального отображения F_3 и гравитационной силы F_r , вызывающих движение частиц по плоскости и существенно влияющих на разделение минералов, резко различающихся по форме:

$$\vec{F} = \mp \vec{F}_3 + \vec{F}_3 + \vec{F}_r$$

Силами F_c и F_n , как и в первом случае, можно пренебречь.

В камерных сепараторах (рис. 8.1, *г*) электростатическое поле постоянной полярности напряженностью 2—4 кВ/см создается между пластинчатыми электродами. Разделение частиц, обладающих различными зарядами, осуществляется в процессе их свободного падения между электродами. При этом движение частиц в горизонтальном направлении определяется в основном электрической силой F_3 , вызывающей притяжение частиц к противоположно заряженному электроду и отталкивание их от одноименного электрода. Сила F_3 начинает проявляться только при приближении частиц к одному из них, поэтому, как и сила F_n , практически не влияет на их разделение. В вертикальном направлении на каждую частицу будут действовать разнонаправленные силы тяжести F_r и сопротивления среды F_c .

Разделение минералов в непроводящей жидкости в диэлектрических сепараторах (рис. 8.1, *д*) происходит в резко неоднородном электрическом поле переменной полярности напряженностью до 5 кВ/см. Определяющей процесс силой в этих условиях является пондеромоторная сила F_n . Под ее действием частицы с диэлектрической проницаемостью ϵ_2 , боль-

шей ϵ_c , втягиваются в область поля наибольшей напряженности у электрода с малым радиусом кривизны, тогда как частицы с ϵ_2 , меньшей ϵ_c , выталкиваются из этой области. Из механических сил влияют на разделение частиц силы тяжести F_G и сопротивления среды как в вертикальном F_c , так и горизонтальном F'_c направлении.

8.1.2. Методы улучшения селективности электрической сепарации

Селективность разделения заряженных частиц при электрической сепарации в воздушной среде улучшается:

- *подсушкой* материала до состояния сыпучести, чтобы предотвратить слипание частиц;
- *обеспыливанием*, предотвращающим обволакивание пылевидными частицами более крупных;
- *реагентной и термической обработкой*, вызывающей изменение в нужном направлении электрических свойств разделяемых минералов;
- *классификацией по крупности*, так как при неклассифицированном материале центробежные силы, пропорциональные кубу диаметра частиц (или их массе), могут нивелировать действие электрических сил, пропорциональных квадрату диаметра частиц (или их поверхности). Максимальная крупность зерен при этом не может превышать 5 мм. Наиболее часто электрической сепарации подвергают материалы крупностью от 3 до 0,05 мм, обогащение которых другими методами (магнитными, флотационными, гравитационными и др.) недостаточно эффективно из-за близости свойств разделяемых минералов (магнитных, физико-химических, плотности и др.), экономически невыгодно или неприемлемо с экологической точки зрения (например, в маловодных районах).

При электрической сепарации используются главным образом различия минералов в электропроводности, диэлектрической проницаемости, электризации трением и при изменении температуры. Сепарация на основе пьезо- и фотоэлектрического эффекта, униполярной проводимости и других электрических свойств не нашла пока практической реализации.

Электрические сепараторы состоят из трех основных частей: зарядного устройства, или электризатора, в котором заряжаются минеральные частицы; собственно сепарирующей части, в которой производится разделение частиц; высоковольтного агрегата. Они отличаются низкой энергоемкостью, не используют промышленную воду, не загрязняют воздушную среду, поддаются полной автоматизации и управлению.

8.2. Разделение минералов по электропроводности

8.2.1. Общая характеристика процесса

Все минералы по электропроводности делятся на три группы:

- *проводники*, обладающие удельным электрическим сопротивлением менее 10^9 Ом·м (самородные металлы, графит, многие сульфидные минералы, магнетит, гематит, рутил и др.);
- *полупроводники*, обладающие удельным электрическим сопротивлением от 10^9 до 10^{12} Ом·м (боксит, гранат, лимонит, сидерит, хромит и др.);
- *непроводники, или диэлектрики*, удельное электрическое сопротивление составляет более 10^{12} Ом·м (алмаз, кварц, полевой шпат).

Электропроводность минералов складывается из объемной и поверхностной составляющих. Чем больше разница в значениях общей электропроводности разделяемых минералов, тем лучше результаты электрической сепарации. Хорошо отделяются, например, минералы-проводники от полупроводников и непроводников. Гораздо труднее разделить проводники и непроводники. Разделение же минералов одной группы на основе только естественных различий в электропроводности часто бывает невозможным.

8.2.2. Подготовка материала к электрической сепарации

Целью подготовительных операций является увеличение разницы в объемной или поверхностной проводимости минералов и, следовательно, эффективности их разделения при элек-

трической сепарации, которая достигается обычно изменением влажности материала, реагентной, механической, химической или термической обработкой.

Подсушку материала до полного удаления поверхностной влаги проводят, если разделяемые минералы существенно различаются значениями объемной электропроводности, но являются гидрофильными, поскольку увеличение влажности приводит к резкому возрастанию поверхностной проводимости обоих минералов, сближающему значения их общей электропроводности. При электрической сепарации, например редкометалльных концентратов, подсушка осуществляется подогревом материала непосредственно в бункере, на распределительном лотке и электроде (барабане) сепаратора. Наоборот, при разделении минералов с близкой объемной электропроводностью, но резко различной степенью гидрофильности или гидрофобности их поверхности увеличение различия в общей электропроводности минералов достигается *повышением влажности* материала, вызывающим значительное возрастание поверхностной электропроводности только гидрофильного минерала. Так, повышение влажности до 4—7 % при сепарации алмазосодержащих концентратов вызывает резкое увеличение поверхностной проводимости только гидрофильных минералов породы; у гидрофобного алмаза она остается незначительной.

Обработка материала *реагентами* производится при близких значениях объемной электропроводности и степени гидрофильности разделяемых минералов. Целью ее является разнонаправленное изменение поверхностных свойств разделяемых минералов и, как следствие, их поверхностной электропроводности за счет:

- избирательной адсорбции органических поверхностно-активных веществ, вызывающей гидрофобизацию поверхности и уменьшение электропроводности, например извлекаемого минерала. Так, при обработке пирохлора и циркона алифатическими аминами гидрофобизируется поверхность только циркона и во влажном воздухе появляется заметная разница в их электропроводности;

- избирательной адсорбции неорганических реагентов на поверхности извлекаемых минералов, приводящей к их гидрофилизации, появлению дополнительных носителей заряда — подвижных ионов — и увеличению электропроводности, как, например, при обработке кварца хлоридами калия или натрия;

- образования под действием реагентов на поверхности извлекаемых минералов пленки нового вещества, обладающего другой электропроводностью, например, хорошо проводящей сульфидной пленки на поверхности слабопроводящих малахита или церуссита.

Обработку материала реагентами перед электрической сепарацией производят сухим способом (парами реагентов, распылением раствора) или в водной среде с последующими обезвоживанием и сушкой его, как, например, при доводке флотационных или гравитационных концентратов, когда вспомогательные операции по обезвоживанию технологически оправданы.

Удаление пленок вторичных образований с поверхности разделяемых минералов с целью восстановления их первичных электрических свойств осуществляется обычно *промывкой* или интенсивной *механической оттиркой*. Оттирке подвергается, например, поступающий на электрическую сепарацию эвксенито-монацитовый концентрат. Гораздо реже применяют химические способы очистки: *растворение* или *выщелачивание* загрязняющих поверхность вторичных образований.

При *термической обработке* различие в электропроводности достигается за счет неодинакового изменения проводимости минералов при нагревании. При этом каждой минеральной паре отвечает свой оптимальный интервал температуры, обеспечивающий наибольшую разницу в их электропроводности. *Восстановительный* или *окислительный обжиг*, сопровождающийся структурными превращениями минералов и фазовыми изменениями имеющихся в них изоморфных примесей железа, титана, марганца и других металлов, приводит к необратимым изменениям электропроводности минералов, например, лимонита, оливина, смитсонита, эвксенита и др.

8.2.3. Электрические сепараторы и принципы их работы

Разделение минералов по электропроводности производится в воздушной среде в неоднородном электрическом поле постоянной полярности в электростатических, коронно-электрических и коронно-электростатических сепараторах преимущественно барабанного типа.

При электрической сепарации в *электростатических* сепараторах (рис. 8.2, а) исходный материал из бункера 1 подается на заряженный вращающийся барабан 2. При контакте с ним частицы минералов-проводников сразу же приобретают одноименный заряд, отталкиваются от него под действием кулоновских сил и, двигаясь по криволинейной траектории, попадают в приемник 6. Частицы непроводящих минералов, наоборот, прилипают под действием сил зеркального отображения к поверхности барабана и счищаются с него щеткой 3 в приемник 4. Частицы промежуточной электропроводности и сростки минералов-проводников с непроводящими минералами падают по траектории, определяемой в основном механическими силами, и попадают в приемник 5. Качество продуктов регулируют положением шибера 8. Для увеличения отклонения частиц минералов-проводников и улучшения селективности сепарации параллельно барабану устанавливается отклоняющий электрод 7 противоположной полярности. Повышению эффективности разделения способствует также классификация материала на узкие классы крупности и увеличение различия в электропроводности разделяемых минералов в процессе подготовки материала к электрической сепарации.

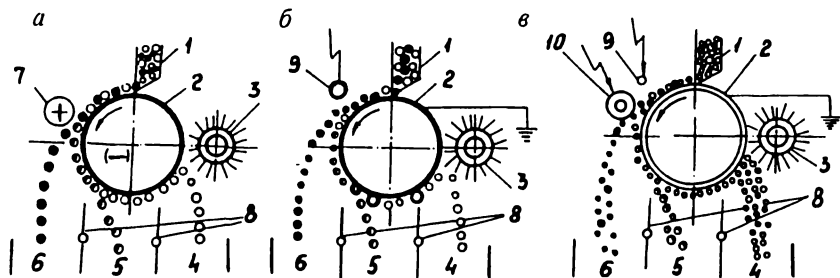


Рис. 8.2. Схемы электростатического (а), коронно-электрического (б) и коронно-электростатического (в) сепараторов

При электрической сепарации в *коронно-электрических* сепараторах (рис. 8.2, б) материал из бункера 1 поступает на вращающийся металлический заземленный барабан — осадительный электрод 2 — и транспортируется им в зону действия коронирующего электрода 9, установленного параллельно образующей осадительного электрода. Коронирующий электрод представляет собой устройство из туго натянутых нихромовых проволок толщиной 0,25—0,40 мм, тонкостенных трубок с врезанными в них лезвиями толщиной 0,1 мм или систему игл, направленных остриями в сторону осадительного электрода. Под действием высокого напряжения (до 50 кВ), подаваемого на коронирующий электрод, вокруг него образуется (за счет частичного пробоя) поле коронного разряда, вызывающее ионизацию молекул воздуха. Образующиеся ионы, имеющие одинаковую полярность с коронирующим электродом, движутся под влиянием электрического поля к осадительному электроду, сталкиваются с минеральными частицами и заряжают их. Если частица является проводником, то она легко передает почти весь свой заряд осадительному электроду и центробежной силой сразу же сбрасывается с него в приемник б. Заряженные в поле коронного разряда частицы непроводящих минералов, наоборот, очень медленно разряжаются на осадительном электроде и, сохраняя значительный заряд, удерживаются на нем силами зеркального отображения, выносятся при вращении барабана из зоны действия коронирующего электрода и счищаются щеткой 3 в приемник 4. Чем меньше электропроводность частиц и выше контактное сопротивление между ними и осадительным электродом, тем больше величина остаточного заряда, сила притяжения их к поверхности барабана и тем дальше оказываются они от зоны отрыва частиц с высокой электропроводностью. Частицы с промежуточной электропроводностью разряжаются быстрее непроводящих, но медленнее проводящих частиц и, отрываясь от поверхности осадительного барабана в нижней его части, попадают в приемник 5.

Промышленные коронно-электрические сепараторы (ИГД, Карпко, ФИА, Стартевант и др.) состоят из 2—4 аналогичных секций, расположенных обычно одна над другой и обеспечивающих тем самым возможность перечистки продуктов сепарации.

Коронно-электростатические сепараторы (рис. 8.2, в) отличаются от коронно-электрических (см. рис. 8.2, б) наличием дополнительного цилиндрического отклоняющего электрода 10, имеющего одинаковый с коронирующим электродом 9 потенциал, что приводит к созданию параллельно с полем коронного разряда неравномерного электростатического поля высокой напряженности.

Если частица обладает достаточно хорошей электропроводностью, то электрическая сила статического поля будет влиять на увеличение скорости стекания остаточного заряда и более быстрый отрыв частицы от поверхности осадительного электрода. Большему отклонению ее от барабана будет способствовать пондеромоторная сила, возникающая в неравномерном электростатическом поле и действующая в направлении отклоняющего электрода. В случае плохой электропроводности частицы стекание остаточного заряда с нее будет проходить очень медленно и электростатическое поле будет прижимать частицу к осадительному электроду.

Таким образом, содействуя разделению проводящих и непроводящих частиц, электростатическое поле может существенно повысить эффективность электрической сепарации. Поэтому коронно-электростатические сепараторы получили наиболее широкое распространение в практике обогащения полезных ископаемых.

К барабанным коронно-электростатическим сепараторам относятся ЭКС-1250, ЭКС-3000, СЭС-2000, СЭС-1000; к пластинчатым — сепаратор ПЭСС.

Барабанный сепаратор ЭКС-1250 (рис. 8.3, а) состоит из загрузочного бункера 1 с электрическим подогревателем 2, питателя 3 и двух одинаковых каскадов сепарации. Каждый каскад включает коронирующий 5, отклоняющий 6, осадительный 7 электроды, экранирующую шторку 4, щетку 11, питающий лоток 12 и отсекатели 8. Корпус 10 сепаратора обшит листовым железом, в нижней части его расположены приемники 9 для продуктов сепарации.

Верхний каскад предназначен для основной операции разделения, нижний — для перечистных операций. Величина загрузки нижнего каскада и качество продуктов сепарации регулируются отсекателями.

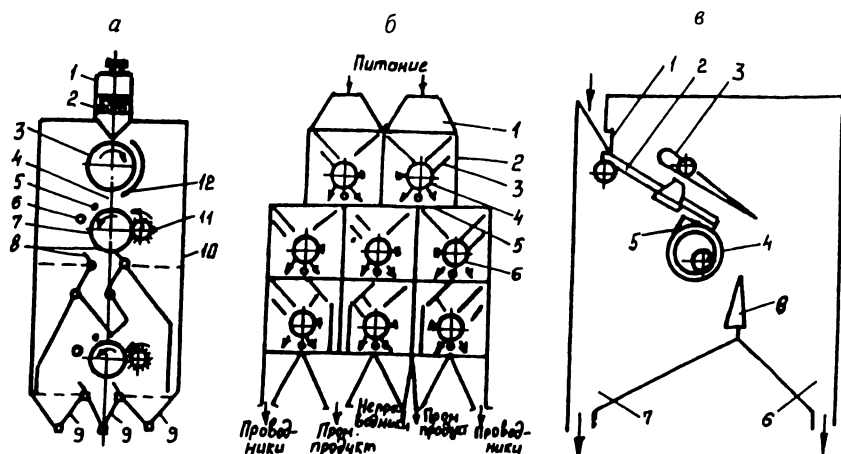


Рис. 8.3. Схемы коронно-электростатических сепараторов ЭКС-1250 (а), ЭС-2000 (б) и ПЭСС (в)

Секционный коронно-электростатический сепаратор барабанного типа СЭС-2000 (рис. 8.3, б) состоит из восьми блоков. Каждый блок представляет собой самостоятельный рабочий аппарат и включает в себя питающий бункер 1, коронирующий 2, отклоняющий 3 и осадительный 4 электроды, щетку 6 и отсекающий 5. Загрузка верхних блоков сепаратора осуществляется при помощи барабанно-щелевых питателей. Нижние блоки имеют приемные бункера. Преимуществом секционных сепараторов, по сравнению с сепараторами ЭКС, является возможность компоновки в одном сепараторе различных технологических схем с получением конечных продуктов обогащения.

Пластинчатый коронно-электростатический сепаратор ПЭСС, разработанный Верхнеднепровским ГМК для доводки коллективного редкометалльного концентрата, собирается из 88 последовательно-параллельно соединенных ячеек. В каждой ячейке (рис. 8.3, в) верхний клинообразный электрод 3 и нижний цилиндрический электрод 4, разделенные изолятором 5, подключаются к разноименным полюсам высоковольтного генератора. Нагретый до температуры 80—120 °С концентрат поступает через питатель 1 на заземленный пластинчатый элек-

трод 2, по которому попадает в межэлектродное пространство, где минералы-проводники приобретают бóльший индуктивный заряд, чем минералы-диэлектрики, отклоняются к верхнему электроду 3 и попадают в приемник 6. Минералы-диэлектрики, наоборот, отклоняются в сторону нижнего электрода 4 и попадают в приемник 7. Качество получаемых продуктов регулируется отсекателем 8.

8.2.4. Основные факторы, влияющие на процесс электрической сепарации

Эффективность процесса электрической сепарации определяется различием разделяемых минералов в значениях электропроводности, конструкциях и принципах работы сепаратора, особенностями вещественного состава минерального сырья и способом подготовки его к сепарации, технологическим режимом ведения процесса.

Чем больше разница в значениях *электропроводности* разделяемых минералов, тем значительнее отличаются они скоростью зарядки (на заряженном электроде) и разрядки (на осадительном электроде), величиной остаточных зарядов и траекторией движения в рабочем пространстве сепаратора, тем легче осуществить их разделение. Электрическая сепарация минералов по электропроводности широко применяется при доводке титаноциркониевых, танталониобиевых, оловянно-вольфрамовых, алмазосодержащих, магнетитогематитовых концентратов, а также при обогащении гематитовых (спекуляритовых) и смешанных железных руд.

Качество получаемых продуктов при сепарации зависит от *содержания разделяемых минералов* в исходном материале. Чем меньше в нем содержание непроводников, тем выше качество получаемой фракции проводящих минералов, и наоборот, при большом содержании непроводников для получения необходимого качества проводящей фракции требуется несколько перечистных операций. На качество конечных продуктов и эффективность сепарации существенное влияние оказывает также степень постоянства *содержания примесей* в разделяемых минералах. Например, увеличение содержания включений железосодержащих минералов в непроводящем цирко-

не может настолько увеличить его электропроводность, что он начинает переходить в проводящую фракцию. Эффективность процесса и качество продуктов сепарации ухудшаются при увеличении *содержания пылевидных частиц* в исходном материале, поэтому перед электросепарацией материал подвергается обычно тщательному обеспыливанию.

С увеличением крупности частиц возрастает не только величина заряда, получаемого в поле коронного разряда или на заряженном барабане, но и центробежная сила, отрывающая их от поверхности барабана. Это затрудняет четкое разделение зерен при сепарации материала широкого диапазона крупности. Крупная непроводящая частица при этом может оторваться от барабана одновременно с более мелкой проводящей частицей и, наоборот, очень тонкие проводящие частицы попадут в непроводящую фракцию. Технологические показатели значительно улучшаются при электросепарации узкоклассифицированного материала.

С увеличением *скорости вращения* барабана сепаратора и ростом центробежной силы улучшаются условия для выделения проводников. Однако чрезмерное ее увеличение может привести к переходу в проводящую фракцию и тех непроводящих частиц, которые не смогут уже удерживаться на барабане силами электрического притяжения. При слишком малой скорости вращения барабана также наблюдается повышенное засорение проводящей фракции непроводниками, успевающими отдать свой заряд осадительному электроду. В зависимости от исходного материала частота вращения барабана диаметром 140—350 мм изменяется от 30 до 500 об/мин.

Важным параметром регулирования процесса электросепарации является *напряжение на электродах*, с увеличением которого возрастает разница в зарядах проводящих и непроводящих частиц и улучшаются результаты их разделения. Величина напряжения на коронирующем электроде в современных сепараторах находится в пределах 35—50 кВ, максимальный ток в межэлектродном пространстве — около 50 мА.

Регулировать процесс электросепарации можно также изменением *расстояния между электродами* — уменьшая его, увеличивают ток короны, и наоборот. Расстояние между элект-

тродами устанавливаются в процессе отработки режима сепарации и не изменяют, как правило, при работе.

Производительность каждой ячейки сепаратора зависит от длины барабана, изменяющейся в разных сепараторах от 800 до 3000 мм, и скорости его вращения. Увеличивая скорость вращения, можно повысить производительность сепаратора, однако качество продуктов сепарации может ухудшиться.

8.3. Трибоэлектрическая сепарация

8.3.1. Общая характеристика трибоэлектрической сепарации

Трибоэлектрическая сепарация основана на использовании трибоэлектрического эффекта и применяется в основном для разделения обладающих низкой электропроводностью минералов и веществ с диэлектрическими и полупроводниковыми свойствами.

Сущностью явления электризации трением является переход носителей электрических зарядов от одного контактирующего тела к другому вследствие различной концентрации в них носителей заряда. Возникающий на границе соприкосновения тел поток электронов или дырок продолжается до установления их равновесной концентрации и выравнивания потенциалов соприкасающихся тел. Направление перехода носителей зарядов определяется соотношением величин работы выхода электрона контактирующих частиц. При относительно высоком значении работы выхода электроны приобретаются и тело заряжается отрицательно, при низком значении — электроны теряются и тело заряжается положительно.

8.3.2. Способы электризации частиц при сепарации

На практике электризация частиц трением осуществляется двумя способами:

- многократным соприкосновением всех частиц с поверхностью транспортирующего лотка или наклонной плоскости, выполняющих роль электризатора. Способ контактной элек-

тризации обеспечивает возможность селективной зарядки путем подбора соответствующих электризующих поверхностей, однако из-за необходимости монослойного прохождения материала при электризации имеет ограниченную производительность;

- контактом частиц минералов между собой при перемешивании их во вращающемся барабане или ином устройстве, обеспечивающем интенсивное соударение. Способ обеспечивает высокую производительность, но имеет ограниченные возможности регулирования процесса зарядки частиц.

Для изменения электрических свойств минералов при подготовке материала к трибоэлектрической сепарации применяют:

- *термическую обработку*, являющуюся основным способом подготовки материала к сепарации, поскольку при комнатной температуре возникающие контактные заряды незначительны. Материал перед сепарацией нагревают обычно до 50—300 °С с учетом оптимальной температуры нагрева для каждой пары разделяемых минералов;

- *обработку реагентами*, сопровождающуюся при их закреплении на поверхности минералов резким изменением концентрации свободных носителей электрического заряда и работы выхода электрона. Селективной физической сорбцией или хемосорбцией реагентов на одном из минералов можно добиться изменения не только величины, но и знака заряда, возникающего на нем при контактной электризации;

- *радиационное воздействие*, вызывающее активизацию примесных уровней и увеличение концентрации носителей зарядов в зоне проводимости минералов. Например, при облучении инфракрасными лучами (с длиной волны от 10^{-6} до $1,5 \cdot 10^{-2}$ м и интенсивностью 0,7—0,9 В/см²) контактный заряд силикатных минералов увеличивается в несколько раз.

8.3.3. Сепараторы и принципы их работы

Трибоэлектрическая сепарация осуществляется в воздушной среде в электрическом поле постоянной полярности, которое может быть однородным и неоднородным. Используют

в основном многокаскадные сепараторы барабанного, лоткового, камерного и трубчатого типов. Зарядное устройство в них часто отделено от сепарирующей области.

В сепараторах (СЭП-1, СЭП-2, СЭС-2000С, «Джонсон», ЭСК-2000) барабанного типа (рис. 8.4, а) разделение происходит в электростатическом неоднородном поле постоянной полярности напряженностью 2—4 кВ/см, создаваемом между металлическим заземленным электродом 1 и цилиндрическим вращающимся (или статическим в виде параллельных дуг) электродом 2, на который подается высокое напряжение (15—50 кВ).

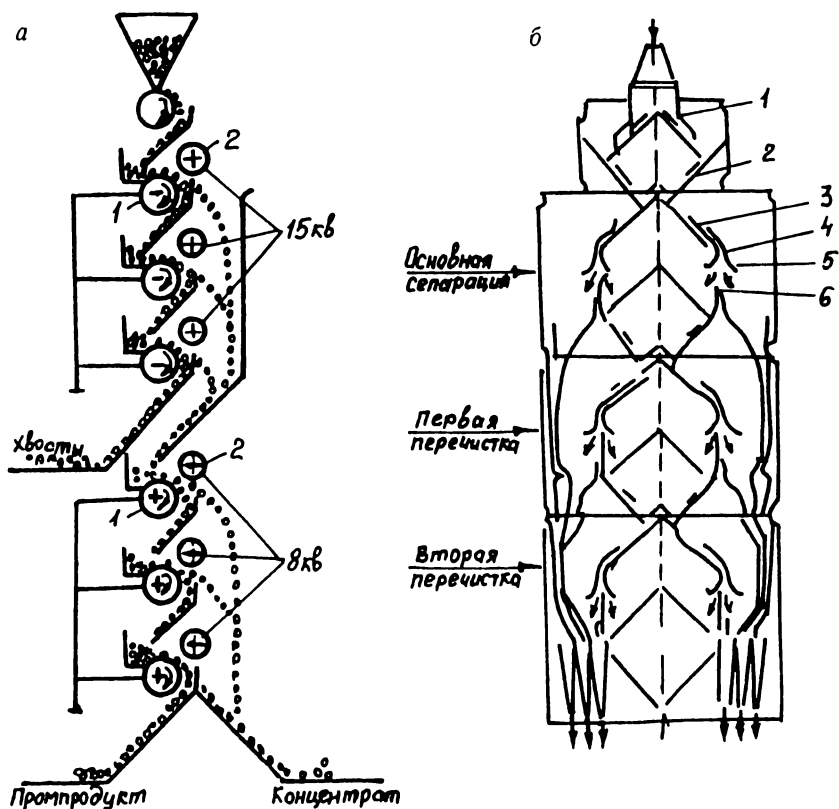


Рис. 8.4. Схемы многокаскадных трибоэлектрических сепараторов «Джонсон» (а) и СТЭ (б)

Полярность напряжения и материал электродов (медь, латунь, нержавеющая сталь) подбираются с учетом знака заряда, приобретаемого минералами при электризации, и характера контактных явлений, происходящих между частицами и барабаном. При диаметре барабана 150—300 мм, длине 1000—2000 мм и частоте вращения 40—400 об/мин производительность сепаратора составляет 4—12 т/ч по исходному питанию при крупности его до 3 мм. Сепараторы применяются для разделения полевых шпатов и кварца, при обогащении фосфоритов, галургического сырья, вермикулита и других материалов.

В трехсекционных, двухкаскадных сепараторах СТЭ лоткового типа (рис. 8.4, б) материал из питателя 1 щелевого типа поступает на две заземленные латунные плоскости 2 и 3. При движении по плоскости зерна различных минералов электризуются за счет трения о плоскость и между собой, приобретая разные по величине и знаку заряды, и попадают в электростатическое поле напряженностью 3,5—4,5 кВ/см, создаваемое статическими электродами 4 и 5, один из которых заземлен, а другой подключен к высоковольтному источнику тока.

При свободном падении в межэлектродном пространстве траектория движения частиц изменяется в зависимости от величины и знака остаточного заряда, напряжения на заряженном электроде (достигающего 20 кВ), градиента напряженности поля, а также плотности и крупности частиц. Производительность сепаратора при обогащении материала крупностью $-0,3 + 0,074$ мм составляет около 6 т/ч.

Сепараторы предназначены для использования в схемах обогащения руд цветных и редких металлов, горно-химического, керамического, абразивного, оптического и других типов сырья, разделяемые минералы которых обладают близкими электрическими характеристиками.

Трубчатые сепараторы свободного падения (рис. 8.5, а), используемые, например, в калийной промышленности ФРГ,

состоят из двух разноименно заряженных рядов вертикальных труб 4, имеющих верхнее 2 и нижнее 6 шарнирные крепления, и вращающихся вокруг своей оси под действием привода 3. От налипающей на них пыли они освобождаются неподвижными щетками 5. Максимальная напряженность электрического поля сепаратора 4—5 кВ/см.

Из бункера 1 разделяемые минералы (галит и сильвин), имеющие разные заряды, поступают в рабочую зону и, притягиваясь в свободном падении к соответствующему ряду разноименно заряженных труб, попадают в приемники 7. Качество получаемых продуктов регулируют шиберами 8.

Сепараторы характеризуются высокой производительностью [20 — 30 т/(ч · м)], однако требуют значительной высоты (более 10 м) помещения и по производительности на единицу занимаемого объема уступают барабанным сепараторам.

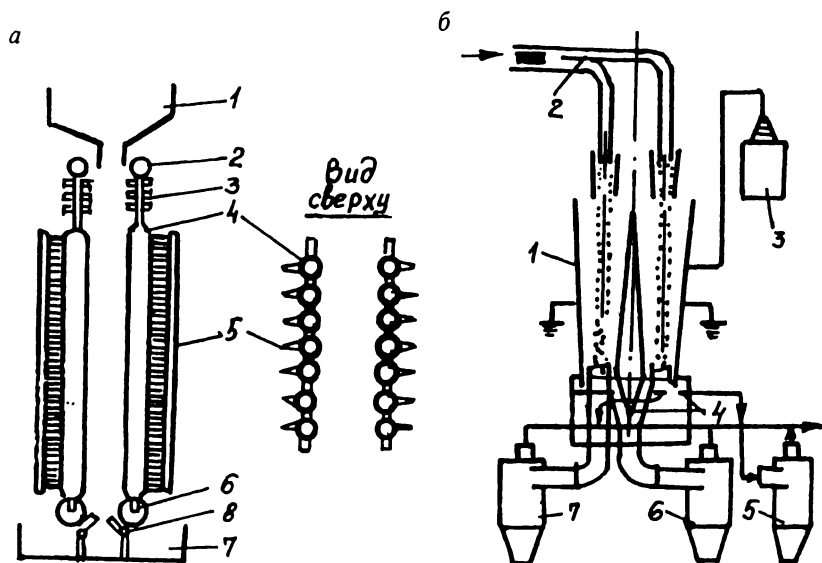


Рис. 8.5. Схемы сепараторов:

a — трибоэлектрического трубчатого свободного падения; *б* — пневмоэлектрического

Основной особенностью конструкции *пневмоэлектрического* сепаратора (рис. 8.5, б) камерного типа является трибоэлектрическая зарядка тонкоизмельченных частиц при транспортировании их газовым потоком. Успешная работа сепаратора осуществляется ускоренным движением пылегазового потока в зоне 2 трибоэлектризации и спокойным движением в зоне разделения между заземленными электродами 1 и электродом, подключенным к источнику 3 высокого напряжения. Делителями 4 продукты разделения направляются в циклоны для хвостов 5, промпродукта 6 и концентрата 7. Сепаратор показал хорошие результаты сепарации промпродуктов и доводки концентратов, полученных при магнитном обогащении окисленных труднообогатимых железных руд.

8.4. Пироэлектрическая и диэлектрическая сепарация

8.4.1. Пироэлектрическая сепарация

Пироэлектрическая сепарация основана на свойстве группы минералов (турмалина, каламина, борацита и др.) поляризоваться при нагревании и охлаждении из-за различных коэффициентов теплового расширения их по разным осям кристаллов. Неодинаковые напряжения, возникающие в таких кристаллах, вызывают образование локальных разноименных зарядов на противоположных концах кристалла. Если один из разделяемых минералов обладает способностью к пироэлектрической поляризации, то при создании резкого температурного перепада он получит электрический заряд, а остальные минералы останутся незаряженными.

Разделение минералов в пироэлектрических барабанных сепараторах (рис. 8.6, а) производится в неоднородном электростатическом поле постоянной полярности. Материал после нагревания в бункере 1 нагревателями 2 поступает на вращающийся барабан 3, охлаждаемый водой.

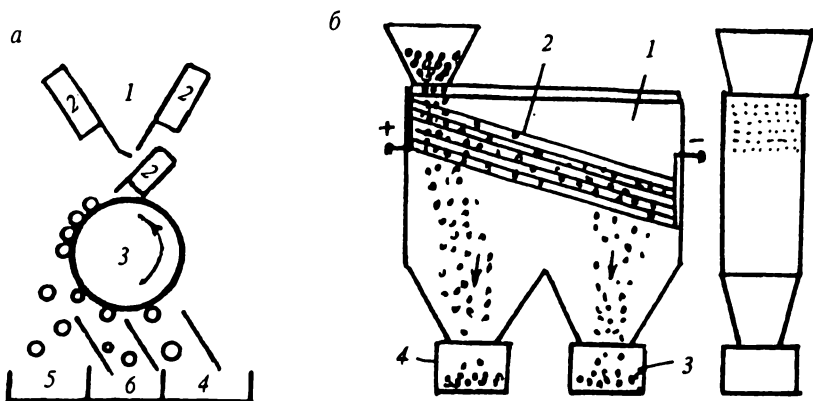


Рис. 8.6. Схемы пироэлектрического (а) и диэлектрического (б) сепараторов

Минералы, склонные к пироэлектрической электризации, заряжаются при перепаде температур и удерживаемые на барабане силой зеркального отображения выносятся в приемник 4. Минералы, не обладающие пироэлектрическим эффектом, попадают в приемник 5, сростки — в приемник 6.

8.4.2. Диэлектрическая сепарация

Диэлектрическая сепарация осуществляется в жидкой среде, диэлектрическая проницаемость которой является промежуточной между диэлектрическими проницаемостями разделяемых минералов. В качестве среды используются обычно парные смеси из бензола, нитробензола, керосина, толуола, гексана, ацетона и других веществ. Сепарацию применяют в схемах обогащения руд редких металлов.

Диэлектрический сепаратор (рис. 8.6, б) состоит из ванны 1, заполняемой жидким диэлектриком, системы электродов 2, между которыми создается неоднородное электростатическое поле напряженностью до 5 кВ/см переменной полярности промышленной частоты. Знаки зарядов гонких параллельных наклонных цилиндрических электродов чередуются в вертикаль-

ном и горизонтальном направлениях, чтобы исключить влияние свободных зарядов. Исходный материал подается в рабочее пространство сепаратора сверху. Частицы с более высокими диэлектрическими проницаемостями и проводимостями притягиваются к электродам, а затем сползают к приемнику 3. Частицы с более низкой, чем у среды, диэлектрической проницаемостью свободно проходят через щели между электродами и поступают в приемник 4. Производительность сепаратора не превышает десятков кг/ч.

Пироэлектрическая и диэлектрическая сепарации имеют пока ограниченное применение в промышленности.

9.1. Общая характеристика процессов радиометрического обогащения

Радиометрическое обогащение основано на различии разделяемых минералов в интенсивности испускания, отражения или поглощения различных видов ядерно-физических излучений.

Для руд, обладающих естественной радиоактивностью, используются различия в радиоактивных свойствах минералов, при радиометрическом обогащении нерадиоактивных полезных ископаемых — различия во взаимодействии минералов с различными излучениями. В качестве первичных излучений в последнем случае используют излучения в широком диапазоне длин (λ) волн: γ -излучение ($\lambda < 10^{-2}$ нм); β -излучение ($\lambda = 10^{-3}$ — 10^{-2} нм); нейтронное ($\lambda = 10^{-2}$ — 10^{-1} нм); рентгеновское ($\lambda = 5 \cdot 10^{-2}$ — 10 нм); ультрафиолетовое ($\lambda = 10^3$ — $3,8 \cdot 10^2$ нм); видимый свет ($\lambda = 3,8 \cdot 10^{-2}$ — $7,6 \cdot 10^2$ нм); инфракрасное ($\lambda = 7,6 \cdot 10^2$ — 10^4 нм); радиоволновое ($\lambda = 10^5$ — 10^{14} нм). Результатом их взаимодействия с минералами в зависимости от характера излучений и минералов являются: ядерные реакции, вызывающие искусственную (наведенную) радиоактивность у некоторых минералов; возбуждение люминесценции; отражение первичного излучения от поверхности минералов; поглощение (адсорбцию) первичного излучения или изменение энергии магнитного поля и его характеристики.

Чем больше различие у разделяемых минералов в наблюдаемом эффекте, называемым *признаком разделения*, тем больше вероятность их эффективного разделения. Она реализуется тем полнее, чем больше:

контрастность руды, характеризующая степень неравномерности распределения извлекаемого компонента между отдельными ее кусками. Контрастность определяется условиями образования, добычи и подготовки руды к обогащению. По значению *показателя контрастности* M , рассчитываемому по кривым контрастности, руды условно разделяются на пять категорий: неконтрастные ($M < 0,5$); низкоконтрастные ($M = 0,5 \div 0,7$); контрастные ($M = 0,7 \div 1,1$); высококонтрастные ($M = 1,1 \div 1,5$); особо контрастные ($M > 1,5$). В предельно контрастных рудах ($M = 2$) ценный компонент полностью сосредоточен в чистых кусках его минералов; в предельно неконтрастных ($M = 0$) — содержание ценного компонента во всех кусках одинаково и извлечение его методами обогащения невозможно;

степень соответствия признака разделения содержанию ценного компонента, которая определяется путем сравнения кривых обогатимости, построенных по интенсивности излучения (признаку разделения), с кривыми контрастности. *Эффективность признака разделения* оценивается соотношением показателя признака разделения Π , рассчитываемого по кривым обогатимости, и показателя контрастности M , определяемого по кривым контрастности. Величина Π/M будет близка к единице только при полном соответствии признака разделения и содержания ценного компонента. Ее значение позволяет сравнивать эффективности различных радиометрических процессов и выбирать наиболее подходящий для данного сырья в технологическом отношении.

Эффективность разделения зависит также от крупности исходного материала, режима сепарации и конструктивных особенностей радиометрических сепараторов.

Радиометрической сепарации подвергают обычно материал *крупностью* от 15—30 до 150—300 мм. При сепарации более мелкого материала производительность сепараторов резко понижается. Уменьшение нижнего предела крупности до 0,5—5 мм допускается только при обогащении контрастных материалов, содержащих весьма ценные компоненты (например, алмазы). Поскольку результирующий эффект взаимодействия излучения с минералами зависит не только от содержа-

ния ценного компонента в кусках, но и от количества его в них, т. е. от массы и крупности кусков, то при обогащении материала широкого диапазона крупности в концентрат могут попасть бедные, но крупные куски, а в хвосты, наоборот, — богатые, но мелкие зерна. Поэтому перед сепарацией материал подвергают, как правило, грохочению на узкие классы крупности с модулем шкалы не более двух.

Различают три технологических режима радиометрической сепарации: поточный, порционный и покусковой. *Поточный* режим, при котором материал проходит через сепаратор непрерывным потоком, наиболее производительный, но наименее селективный; *покусковой* — самый селективный, но наименее производительный. *Порционный* — занимает промежуточное положение и применяется в основном при *радиометрической крупнопорционной сортировке* (РКС)

Несмотря на различие в конструкциях радиометрических сепараторов, все они имеют следующие узлы: питатель с транспортирующим устройством (ленточным, вибрационным, карусельным, ковшевым) для формирования потока материала и равномерной подачи его в зону облучения (для нерадиоактивных руд) или регистрации излучения (для радиоактивных руд); узел облучения (для нерадиоактивных руд); узел регистрации (с датчиком) излучения; счетно-измерительный блок-радиометр для оценки интенсивности первичного или вторичного излучения; разделительное устройство (пневмоклапан или электромагнитный шибер). Сепараторы могут быть одноканальными и многоканальными, работающими несколькими параллельными потоками. При работе на радиометрических сепараторах любого типа необходимо соблюдать особенно тщательно все правила техники безопасности, как общие, так и специальные (по защите от радиоактивных излучений).

Из многих возможных методов радиометрического обогащения в настоящее время в промышленных условиях наиболее широко применяются: авторадиметрический, фотонейтронный, рентгенорадиометрический, люминесцентный, фотометрический, гамма-абсорбционный и нейтронно-абсорбционный. Их применяют как в качестве основных и доводочных операций (сепарации) при обогащении различных типов по-

лезных ископаемых, так и для особенно эффективной операции предконцентрации (сортировки) бедных руд, позволяющей снизить существующие кондиции на содержание ценных компонентов, вовлечь в промышленное использование некондиционные, разубоженные и забалансовые руды.

9.2. Эмиссионно-радиометрические методы сепарации

К эмиссионно-радиометрическим методам сепарации относятся авторадиометрическая, фотонейтронная, нейтронно-активационная, рентгенорадиометрическая, рентгенолюминесцентная, фотолуминесцентная и фотометрическая сепарации.

Авторадиометрическая сепарация основана на использовании различия в интенсивности γ - или β -излучении разделяемых минералов, возникающих за счет распада ядер естественно-радиоактивных элементов. Сепарация отличается высокой селективностью и является основным способом обогащения урановых и ториевых руд, а также руд, в которых ценный компонент находится в минералах, содержащих примесь радиоактивного элемента.

В одноканальном ленточном авторадиометрическом сепараторе (рис. 9.1, а) исходная руда подается монослоем на ленточный конвейер 1, в концевом барабане которого установлен датчик 2; по показаниям последнего в радиометре б оценивается интенсивность γ -излучения кусков руды. Если у проходящего куска она выше установленного граничного предела, радиометр через контакты К и реле Р_е подает ток на электромагнит 5, сердечник которого при этом втягивается и поворачивает шибер 4, открывая приемник для концентрата. Куски породы с интенсивностью γ -излучения ниже граничной направляются в приемник для хвостов, который в обычном состоянии открыт. Для предохранения окружающих от радиоактивных излучений устанавливается свинцовый или стальной экран 3. В авторадиометрическом сепараторе КН осуществлена корректировка настройки радиометра по размеру (массе) куска, оцениваемому временем затемнения фотоэлемента при прохождении куска.

Многоканальные ленточные или вибрационные сепараторы могут иметь несколько датчиков (обычно сцинтилляционных) и разделительных механизмов (электромагнитных шибберов или многодюзевых пневмоклапанов), позволяющих перерабатывать одновременно несколько параллельных потоков руды. Производительность сепаратора по каждому каналу составляет 20—50 т/ч при обогащении материала крупностью $-200 + (25 \div 50)$ мм, разделенного на 3—4 класса, при расходе электроэнергии около 3 кВт/ч.

Фотонейтронная сепарация основана на использовании различий в интенсивности нейтронного излучения минералов при воздействии на них γ -лучами. Ядерный фотоэффект характерен для ряда минералов, но наибольшее практическое значение он имеет для обогащения бериллийсодержащих руд. Ядра бериллия обладают способностью испускать нейтроны под

влиянием γ -лучей сравнительно низкой энергии, около 1,7 МэВ, тогда как для возбуждения фотоядерной реакции в других элементах требуются γ -лучи с энергией более 5—10 МэВ.

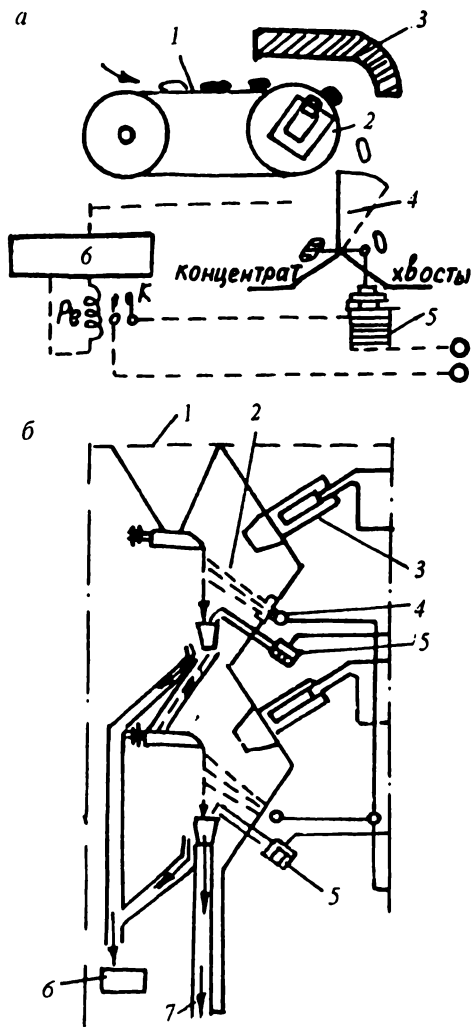


Рис. 9.1. Схемы авторадиометрического (а) и рентгенолюминесцентного АРЛ-1 (б) сепараторов

В качестве источника γ -излучения при обогащении бериллиевых руд в вибрационном (РАМБ-300) и ленточном (РМБ-100) фотонейтронных сепараторах используется изотоп ^{124}Sb . Испускаемые ядрами бериллия нейтроны перед их регистрацией сцинтилляционными датчиками Т-2 пропускаются через замедлитель (парафин) для снижения их энергии до тепловой. Поток нейтронов пропорционален общему содержанию бериллия в куске независимо от минеральной формы его нахождения.

Нейтронно-активационная сепарация основана на использовании реакции типа (n, γ) , при которой за счет поглощения ядром нейтронов и возникновения искусственной (наведенной) радиоактивности возникает жесткое γ -излучение. Такая реакция характерна для ряда элементов (марганца, фтора, меди, ванадия, вольфрама и др.), но нашла применение пока для обогащения борсодержащих руд. В этом случае на сепараторах, применяемых для обогащения бериллиевых руд вместо источника γ -лучей над лентой устанавливают источник нейтронов, а вместо счетчика нейтронов — счетчики γ -лучей. Если на ленте облучается борсодержащий кусок, то возникают γ -лучи, которые регистрируются радиометрами, и по их команде электромагнитный сбрасыватель направляет кусок в приемник для концентрата. При облучении кусков породы γ -излучения не возникает и они попадают в приемник для хвостов.

Рентгенорадиометрическая сепарация основана на использовании рентгеновских характеристических спектров элементов, возбуждаемых источниками γ - или рентгеновского излучения. В промышленных условиях она используется для обогащения сложных оловянных руд, содержащих не только касситерит, но и сульфиды олова, поскольку интенсивность излучения пропорциональна общему содержанию данного элемента. Разработаны сепараторы ленточного типа с электромеханическим и пневматическим разделительными устройствами для поточного и покускового режима. В последнем случае в сепараторах предусмотрено устройство для индикации подхода куска руды и учета его размера.

Рентгенолюминесцентная сепарация основана на различиях в интенсивности люминесценции разделяемых минералов

под действием рентгеновского излучения. Она применяется для обогащения флюоритовых руд и является основным методом обогащения алмазосодержащих руд, поскольку алмаз обладает наиболее сильной из всех минералов рентгенолюминесценцией.

Сепараторы ЛС-20 и ЛС-50 предназначены для основных операций обработки алмазосодержащих руд крупностью соответственно 4—20 и 10—50 мм при производительности 9—20 и 60—100 т/ч и извлечении алмазов около 99 %. Для автоматической выборки алмазов при доводке концентратов применяют сепаратор АРЛ-1 (рис. 9.1, б) производительностью 0,35—0,8 м³/ч при крупности питания от 2 до 16 мм. Для окончательной доводки концентратов используется сепаратор ЛС-ОД-8 при крупности материала -8 +2 мм или ЛС-ОД-2 при крупности материала -4 +0,5 мм. Необходимая четкость разделения материала обеспечивается предварительной классификацией его на узкие классы крупности с модулем шкалы классификации не более двух. В качестве разделительного устройства при переработке крупнозернистого материала используют отсекатели, при переработке мелкозернистого — пневмоклапаны с давлением воздуха в них до 0,5—0,6 МПа и расходом его до 600 л/мин.

При сепарации материал из бункера 1 вибрационным питателем подается в камеру разделения, где подвергается облучению потоком рентгеновских лучей 2 от источника (рентгеновской трубки) 4. Под их воздействием зерна алмаза люминесцируют, свет от них улавливается детектором (фотоумножителем) 3, передается в виде сигнала в блок управления, откуда подается команда на разделительное устройство 5, направляющее зерна алмаза в приемник 6. Зерна породы, которые не люминесцируют, падают через камеру разделения в приемник хвостов 7.

За рубежом для доводки грубых алмазных концентратов применяют ленточные рентгенолюминесцентные сепараторы фирмы «Гансонс Сортекс Лимитед» (Великобритания) производительностью 2—7 т/ч при крупности обогащаемого материала от 1,2 до 32 мм.

Фотолюминесцентная сепарация основана на различиях в интенсивности люминесценции минералов под влиянием ультрафиолетового излучения. В промышленных условиях она используется при обогащении флюоритовых и шеелитовых руд. Основным аппаратом является сепаратор «Фотон» производительностью около 5 т/ч. Сепаратор предназначен для работы в покусковом режиме. Источником возбуждения люминесценции минералов в нем является ультрафиолетовая лампа с фокусирующей линзой из кварцевого стекла, а детектором света, исходящего от люминесцирующего минерала, служит фотоумножитель.

Фотометрическая сепарация основана на использовании различий в способности минералов отражать или преломлять свет. Оптическая система фотометрической камеры состоит из оптической ячейки (источника света с фокусирующими линзами) и чувствительных к свету элементов (селеновых и вакуумных фотоэлементов, фотоумножителей). Из отраженного света с помощью светофильтров выделяют ту часть спектра, в которой наблюдаются наибольшие различия в отражательной способности разделяемых минералов. Измерения осуществляются на специально подобранном однородном по цвету фоне. Оптические системы сепараторов часто конструируют с применением сканирующих устройств, благодаря которым свет поступает на датчик не сразу со всей поверхности куска, а последовательно с отдельных ее участков, что позволяет более четко отделять не только мономинеральные зерна, но и сростки с учетом доли извлекаемого минерала в них. В промышленности используют монохроматические сепараторы, сортирующие частицы только на темные и светлые, и полихроматические сепараторы, позволяющие сортировать частицы по любому цвету. Они могут работать как на сухом, так и на увлажненном материале. Сепарация широко применяется при сортировке различных типов полезных ископаемых: золотосодержащих, марганцевых, магнезитовых, доломитовых, баритовых и других руд, каменных солей, известняков и другого минерального сырья.

На фотометрическом сепараторе ЦНИИОлово и НПО «Буревестник» (рис. 9.2, а) производительностью до 20 т/ч обогащают руды крупностью от 35 до 150 мм, предварительно раз-

деленные на два класса. Материал, подаваемый из бункера вибрационным питателем, расчленяется по кусковому питателем (одноканальным диском-раскладчиком) на отдельные куски, транспортируемые ленточным конвейером в оптическую камеру, оснащенную тремя осветителями и тремя фотоэлементами. Каждый кусок руды, попадающий в оптическую камеру, при падении освещается лучом поляризованного света, сформированным лампой накаливания 1, зеркалом 2, диафрагмой 3 и поляроидом 4. Отраженный от куска руды рассеянный луч света проходит через поляроид 5, объектив 6, отверстие 7 во вращающемся сканирующем диске 8, конденсатор 9 и регистрируется датчиком 10, откуда сигнал поступает на блок усиления и дискриминации 11, блок управления 12 и далее на усилитель мощности 13, управляющий пневмоклапаном 14. Для синхронизации работы датчика и пневмоклапана имеется канал 15, фиксирующий поступление куска руды в оптическую камеру. Трехканальный сепаратор «Кварц» работает на основе фиксации света, отраженного от общей поверхности куска.

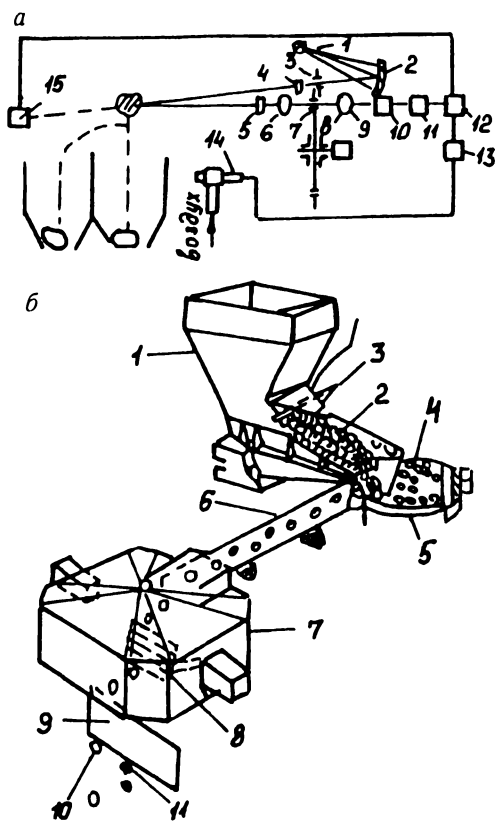


Рис. 9.2. Схемы фотометрических сепараторов ЦНИИОлово (а) и «Сортекс-811М» (б)

Близок по конструкции к сепаратору ЦНИИОлово и НПО «Буревестник» фотометрический сепаратор «Сортекс-811М»

(рис. 9.2, б) фирмы «Гансонс Сортекс Лимитед» (Великобритания), основными узлами которого являются: бункер 1, вибрационный питатель 2 с брызгалами 3, выравнивающие диск 4 и ленты 5, конвейер 6, оптическая камера 7, пневмоклапаны 8, плита 9, разделяющая материал отклоняемой 10 и неотклоняемой 11 фракций. Скорость срабатывания сортирующего механизма — пневматических клапанов — тем больше, чем мельче обрабатываемый материал; при крупности — 20 мм она достигает 200 раз в 1 с.

Особенностью сепаратора «Модель 16», разработанного фирмами «Ор Сортекс» и «Голдфилдс», является использование в качестве источника света гелий-неонового лазера, дающего значительный световой поток при малом диаметре светового луча. Это позволяет сканировать поверхность зерен материала, расположенного на быстродвижущейся (4 м/с) ленте разреженным монослоем (шириной 800 мм), через каждые 2 мм при высокой производительности сепаратора. Сканирование лазерного луча поперек ленты производится с помощью быстровращающегося многогранного зеркального барабана. Пневматическое разделительное устройство состоит из 40—80 клапанов (в зависимости от крупности материала), расположенных поперек движения ленты. Работа сепаратора контролируется компьютером. Электронный блок управления кроме обычных функций определяет также размер и положение кусков в монослое, что обеспечивает более четкое выделение их в соответствующий продукт.

9.3. Абсорбционно-радиометрические методы сепарации

В промышленных условиях используются пока гамма-абсорбционная, нейтронно-абсорбционная и фотоабсорбционная сепарации.

Гамма-абсорбционная сепарация основана на различном поглощении γ -лучей зернами минералов разной плотности и используется для обогащения углей, горючих сланцев, железных руд и других полезных ископаемых, содержание извлекаемого компонента в которых достаточно велико.

Чтобы исключить влияние крупности на результаты обогащения (например, попадание большого куска угля, обладающего малой плотностью, в хвосты, состоящие из зерен породы большей плотности), осуществляют предварительную классификацию исходного материала на узкие классы крупности, если в сепараторах используется один источник излучения, или применяют сепараторы с двумя источниками излучений разной энергии. Активность обоих источников подбирается таким образом, чтобы при прохождении однородных по составу, но различных по величине кусков общий поток γ -лучей, поступающий на детектор, сохранился одинаковым. Тогда сигнал, подаваемый на исполнительный механизм, будет меняться лишь в случае различия состава кусков, проходящих мимо источников излучений.

В промышленном 24-канальном сепараторе РС-24, разработанном УкрНИИУглеобогащения для обогащения крупных классов ($-100 +50$ мм) углей, производительностью около 60 т/ч материал подается под источник γ -лучей наклонным вибрационным лотком, под которым расположен датчик сцинтилляционного типа. Исполнительный механизм выполнен в виде электромагнитного сбрасывателя, выталкивающего куски породы в приемник по сигналу датчика через радиометр.

Аналогичный принцип работы использован в двухканальном сепараторе РС-2Ж ленточного типа для обогащения крупнокусковых ($-250 +50$ мм) железных руд с производительностью 25—10 т/ч (в покусковом режиме). Источником γ -излучения является изотоп ^{109}Cd мощностью 10 мКи, расположенный над датчиком, помещенным в головке барабана конвейера. Сепаратор снабжен электромеханическим разделительным устройством.

Для обогащения горючих сланцев используют сепараторы «РС-Кристалл-2» производительностью до 30 т/ч при крупности материала $-125 +50$ мм и «РС-Рубин» производительностью 7—8 т/ч при крупности материала $-50 +25$ мм. В «РС-Рубине» (рис. 9.3, а) выделение кусков породы из общего потока материала, подаваемого вибрационным питателем 1 на пустотелый валок 5 (с 12 желобками), внутри которого поме-

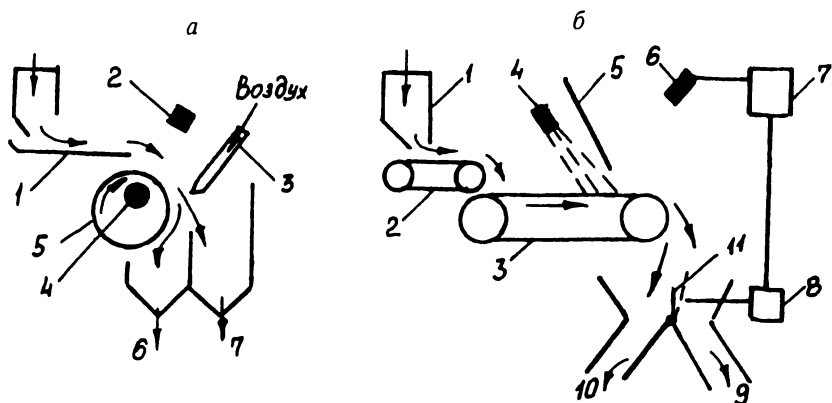


Рис. 9.3. Схемы гамма-абсорбционного «РС-Рубин» (а) и фотоабсорбционного оптического (б) сепараторов

щен источник γ -излучения 4, производится отдувкой сжатым воздухом через пневмоклапаны 3 в приемник 6 по сигналу датчика γ -излучений 2. Обогащенный сланец поступает в приемник 7.

Нейтронно-абсорбционная сепарация отличается от гамма-абсорбционной только источником излучения, в качестве которого в ней используют импульсные источники нейтронов. В качестве замедлителей нейтронов применяют парафин или воду. Сепарация наиболее эффективна при обогащении бедных борных руд: из крайне убогих руд получают продукты с промышленным содержанием бора и резко сниженным содержанием карбонатов кальция, затрудняющих последующее обогащение руд и являющихся вредной примесью в борных концентратах.

Фотоабсорбционная сепарация основана на различии в интенсивности пропущенного кусками руды света, т. е. прозрачности разделяемых минералов. Она применяется, например, для доводки грубых алмазосодержащих концентратов. В оптическом сепараторе (рис. 9.3, б), разработанном в ЮАР, исходный материал, подаваемый из бункера 1 питателем 2, распо-

лагается монослоем по всей ширине фоновой поверхности движущейся ленты 3 из черной резины и подается к зазору между экраном 5 и лентой 3, где он попадает под луч света от осветительной системы 4. При освещении непрозрачных кусков породы все лучи света отражаются от них, гасятся экраном и куски свободно падают в приемник 9 для хвостов. При подходе к зазору полупрозрачной или прозрачной частицы (например, алмаза) падающие лучи света проходят через нее и улавливаются за экраном светочувствительной системой 6. В радиометре 7 оптический сигнал преобразуется в электрический и устройство 8 подает команду на шибер 11, который отклоняется и куски попадают в приемник 10 для концентрата. На сепараторе можно обогащать материал крупностью от 5 до 40 мм, разделенный на 3—4 узких класса. Производительность сепаратора в зависимости от крупности материала составляет 0,3—0,8 т/ч, степень концентрации — 2000 1, извлечение алмазов — до 95 %.

9.4. Радиометрическая крупнопорционная сортировка

Крупнопорционная сортировка руд на сорта производится на основе измерения интенсивности излучения крупных их объемов, загруженных в транспортные емкости — вагонетки, автомашины и др. При этом кондиционные руды отделяются от забалансовых и пустой породы.

Крупнопорционная сортировка осуществляется на *радиометрических контрольных станциях* (РКС), является самым производительным и дешевым обогатительным процессом, но применима только к рудам, отличающимся достаточной неравномерностью по содержанию ценного компонента. Она проводится в настоящее время авторадиметрическим, рентгенорадиометрическим, нейтронно-активационным и фото-нейтронным методами. Используемые на РКС системы регистрации интенсивности первичного или вторичного излуче-

ния и системы облучения такие же, как и при сепарации. Располагаются они по бокам или над емкостью с рудой. Результаты измерения через радиометр передаются на исполнительные механизмы, переводящие стрелки рельсовых путей или включающие семафор перед автомашиной. РКС оборудованы автоматической системой управления, внешней биологической защитой, системой блокировки и сигнализации.

Авторадиометрические контрольные станции предназначены для крупнопорционной сортировки естественно-радиоактивных руд, фотонейтронные контрольные станции (например, РКС-2Б) — для сортировки бериллийсодержащих руд, нейтронно-активационные контрольные станции — сортировки флюоритовых руд, рентгенорадиометрические контрольные станции — сортировки оловосодержащих руд. Их применение позволяет удалить из горной массы до 50 % породы и сократить на 25—50 % объем материала, поступающего на последующее обогащение.

10.1. Сущность и разновидности флотационных процессов разделения минералов

Все флотационные процессы разделения минералов основаны на различии их физико-химических свойств — на различии в значениях удельной свободной поверхностной энергии минералов, определяющей различную способность их закрепляться на межфазовой поверхности жидкость — газ, жидкость — жидкость, твердое — жидкость или твердое — газ. В практических условиях в качестве жидкой фазы используется обычно вода, в качестве газообразной фазы — воздух, в качестве твердой — разделяемые минералы.

10.1.1. Зависимость смачиваемости поверхности минералов от значений удельных поверхностных энергий на границе соприкасающихся фаз

Способность минералов закрепляться на поверхности раздела воздух — вода (или в общем случае газ — жидкость) и флотироваться зависит от степени полярности минеральной поверхности, энергии взаимодействия ее с молекулами воды (жидкости) и смачиваемости водой (жидкостью).

Гидратация поверхности минерала происходит, когда энергия взаимодействия ее с молекулами воды, энергия адгезии W_a , больше энергии взаимодействия молекул воды друг с другом, т. е. энергии когезии W_k . Чем больше значение отношения W_a/W_k , тем лучше минерал смачивается водой и хуже флотируется.

Смачиваемость поверхности твердого при соприкосновении трех фаз (Т, Ж, Г) характеризуется величиной равновесного *краевого угла*, под которым понимают угол, образованный поверхностью раздела двух фаз с поверхностью третьей фазы. Его принято измерять через жидкую фазу и обозначать символом θ_p . Краевые углы смачивания тел различной степени гидрофобности водой при различных положениях соприкасающихся фаз приведены на рис. 10.1. Образующаяся линия трехфазного контакта называется *периметром смачивания*, особенностью которого является наличие трех сил, обусловленных свободной поверхностной энергией на границе раздела фаз. Векторы сил направлены перпендикулярно к линии контакта трех фаз по касательной к поверхности раздела каждого двух фаз.

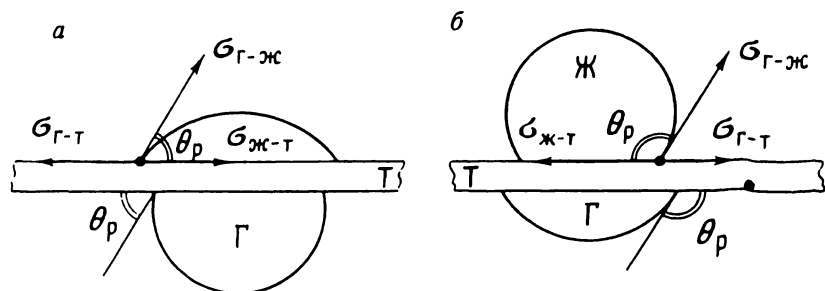


Рис. 10.1. Равновесные краевые углы смачивания (θ_p) тел (Т) различной степени гидрофобности водой (Ж) и воздухом (Г)

Равновесный краевой угол θ_p является физико-химической константой для соприкасающихся фаз и не зависит от их размера и взаимного расположения, действия сил гравитации и прочих факторов, не оказывающих влияние на значение свободных поверхностных энергий на границах раздела фаз. Величина его определяется условием равновесия сил, действующих на границе раздела трех фаз:

$$\theta_p = f(\sigma_{Г-Т}, \sigma_{Ж-Т}, \sigma_{Г-Ж}).$$

Например, для острого краевого угла (рис. 10.1, а) в условиях равновесия

$$\sigma_{Г-Т} = \sigma_{Ж-Т} + \sigma_{Г-Ж} \cos \theta_p,$$

откуда

$$\cos \theta_p = \frac{\sigma_{г-г} - \sigma_{ж-г}}{\sigma_{г-ж}}. \quad (10.1)$$

В свою очередь, для тупого краевого угла (рис. 10.1, б) в условиях равновесия

$$\sigma_{ж-г} = \sigma_{г-г} + \sigma_{г-ж} \cos(180 - \theta_p) = \sigma_{г-г} - \sigma_{г-ж} \cos \theta_p,$$

откуда

$$\cos \theta_p = \frac{\sigma_{г-г} - \sigma_{ж-г}}{\sigma_{г-ж}}.$$

Для обоих рассмотренных случаев зависимость

$$\theta_p = f(\sigma_{г-г}, \sigma_{ж-г}, \sigma_{г-ж}),$$

характеризующая смачиваемость твердой поверхности жидкостью или газом, описывается одним и тем же выражением, которое в литературе называют законом Юнга, правилом Неймана, или вторым законом капиллярности.

Чем меньше смачиваемость минеральной поверхности водой, тем больше степень ее гидрофобности и значение краевого угла θ_p . В подавляющем большинстве случаев практика флотации имеет дело с минералами, значения краевых углов на поверхности которых меньше 90°

10.1.2. Условия закрепления частицы на межфазовой поверхности. Показатель флотиремости

В соответствии со вторым законом термодинамики закрепление частицы на межфазовой поверхности и флотация возможны, если свободная энергия системы после закрепления частицы на пузырьке E_2 будет меньше свободной энергии системы до закрепления частицы E_1 . В этом случае система из состояния I (рис. 10.2) самопроизвольно перейдет в состояние II при условии, что на пути перехода нет энергетического барьера, или если системе временно сообщена энергия (энергия активации), достаточная для его преодоления. Чем больше будет разница в величине свободной энергии в сравниваемых состояниях, тем более вероятен переход в состояние с меньшей энергией.

При принятых на рис. 10.2 обозначениях:

$$E_1 = \sigma_{г-ж} S_{г-ж} + \sigma_{ж-т} S_{ж-т},$$

$$E_2 = \sigma_{г-ж} S'_{г-ж} + \sigma_{ж-т} S'_{ж-т} + \sigma_{г-т} S_{г-т},$$

а изменение поверхностной энергии системы при элементарном акте флотации:

$$E_1 - E_2 = \sigma_{г-ж} (S_{г-ж} - S'_{г-ж}) + \sigma_{ж-т} (S_{ж-т} - S'_{ж-т}) - \sigma_{г-т} S_{г-т}.$$

Из рис. 10.2 видно, что $(S_{ж-т} - S'_{ж-т}) = S_{г-т}$, тогда как разность $(S_{г-ж} - S'_{г-ж})$ нельзя принять равной $S_{г-т}$ вследствие деформации особенно маленьких пузырьков при закреплении на них минеральных частиц. Поэтому

$$E_1 - E_2 = \sigma_{г-ж} (S_{г-ж} - S'_{г-ж}) + (\sigma_{ж-т} - \sigma_{г-т}) S_{г-т}.$$

Учитывая, что в равновесных условиях по правилу Неймана [выражение (10.1)]

$$\sigma_{ж-т} - \sigma_{г-т} = -\sigma_{г-ж} \cos \theta_p,$$

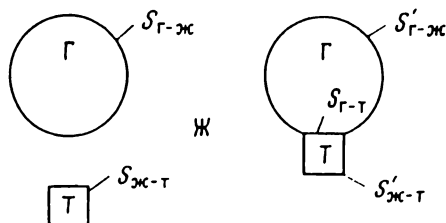
получим

$$E_1 - E_2 = \sigma_{г-ж} (S_{г-ж} - S'_{г-ж}) - \sigma_{г-ж} \cos \theta_p S_{г-т}.$$

Разделив это выражение на $S_{г-т}$ и обозначив $\frac{E_1 - E_2}{S_{г-т}} = F$

найдем

$$F = \frac{E_1 - E_2}{S_{г-т}} = \sigma_{г-ж} \left(\frac{S_{г-ж} - S'_{г-ж}}{S_{г-т}} - \cos \theta_p \right). \quad (10.2)$$



I состояние

II состояние

Величина F , характеризующая изменение поверхностной энергии системы при закреплении частицы на поверхности раздела фаз, отнесенное к единице площади контакта газ — твердое, называется *показателем флотируемости*.

Рис. 10.2. Схемы состояния системы до и после закрепления частицы на пузырьке

Система перейдет из состояния I в состояние II (см. рис. 10.2) только при условии, что $F > 0$ (т. е. $E_1 > E_2$). Чем больше значение F , тем вероятнее закрепление частицы на поверхности раздела жидкость — газ и ее флотация.

При закреплении на пузырьках минеральных частиц, размеры которых малы по сравнению с размерами пузырьков (что наблюдается при обычной пенной флотации), т. е. когда деформация пузырьков мала и можно принять, что $\frac{\sigma_{г-ж} - \sigma'_{г-ж}}{\sigma_{г-г}} \approx 1$, выражение (10.2) принимает вид

$$F = \sigma_{г-ж}(1 - \cos\theta_p), \quad (10.3)$$

из которого следует, что чем больше краевой угол, тем больше показатель флотуемости. При $\theta_p = 0$ значение F также равно нулю.

10.1.3. Разновидности флотационных процессов разделения минералов

10.1.3.1. Разделение минералов на поверхности раздела жидкость — газ

Разделение минералов, происходящее на плоской поверхности раздела вода — воздух, получило название *пленочной* флотации. Исходная смесь флотирующихся и нефлотирующихся частиц при этом подается на водную поверхность сверху. Флотирующиеся частицы удерживаются на поверхности и переносятся потоком к месту разгрузки концентрата, а нефлотирующиеся — тонут и удаляются в виде хвостов. Принцип пленочной флотации использован в настоящее время при *флотогравитационном* способе обогащения, широко применяемом в схемах доводки редкометалльных концентратов.

При *пенной* флотации флотирующиеся частицы закрепляются на пузырьках, образуемых в пульпе, и выносятся ими на ее поверхность, образуя слой минерализованной пены. В зависимости от способа насыщения пульпы пузырьками газа пенная флотация подразделяется на несколько разновидностей.

При *обычной пенной* флотации, используемой в настоящее время практически на всех флотационных фабриках, газом

является засасываемый или подаваемый под давлением воздух, который диспергируется в пульпе на мелкие пузырьки различными устройствами.

При *вакуумной* флотации азрацию пульпы обеспечивают при выделении воздуха из раствора. Процесс используется для обогащения коксующихся углей и перспективен для флотации тонких шламов других полезных ископаемых. Аналогичный процесс флотации можно получить, если сначала вода насыщается воздухом под повышенным давлением, а затем при атмосферном давлении происходит выделение пузырьков. Такая флотация *с повышенным давлением* (*компрессионная* флотация) используется для очистки воды от тонких капелек нефти, которые закрепляются на поверхности выделяющихся пузырьков и всплывают вместе с ними на поверхности очистного сооружения.

Принцип компрессионной флотации получил развитие и используется в настоящее время в процессе *адгезионной* сепарации для извлечения гидрофобных частиц, осадков и веществ из шахтных, сточных или оборотных вод в результате адгезии их на поверхности выделяющихся из раствора пузырьков газа и отделения образующихся флотационных комплексов от объема жидкости или пульпы.

При *химической (газовой)* флотации пузырьки газа образуются при химическом взаимодействии, например, между загружаемой в пульпу кислотой и карбонатами пустой породы. В этом случае флотирующиеся минералы закрепляются на выделяющихся пузырьках углекислоты. Процесс в течение ряда лет применялся в Австралии для переработки отвалов — хвостов отсадки, содержащих сфалерит.

При *электрофлотации* используется межфазовая поверхность образующихся при электролизе воды пузырьков водорода или кислорода, крупность которых легко регулируется изменением силы тока. Процесс может быть использован для флотации мелких или весьма мелких частиц, например алмаза, а также при осуществлении так называемой *ионной* флотации и ее разновидностей (*пенного фракционирования, флотации гидро-*

фобных и гидрофобизированных осадков, флотоэкстракции), когда поверхность раздела жидкость — газ используется для извлечения из растворов ионов и молекул органических соединений или продуктов их взаимодействия с ионами или молекулами неорганических соединений.

При *пенной сепарации* исходная пульпа, предварительно обработанная реагентами, подается на пену или азрированную жидкость. Флотирующиеся частицы удаляются с пеной, а нефлотирующиеся — проходят сквозь пену под действием силы тяжести и разгружаются в виде камерного продукта. Процесс пенной сепарации предложен в СССР (в 1961 г.) В.А. Малиновским и используется в настоящее время для флотационного обогащения крупноизмельченных фосфоритовых, калийных, алмазосодержащих и других типов минерального сырья.

Флотационные явления на границе раздела жидкость — газ лежат в основе процесса *гидрообеспыливания*. В этом случае через запыленный воздух движутся капельки воды. При столкновении частичек пыли с каплями воды флотирующиеся частицы закрепляются на поверхности капель (т. е. на межфазовой поверхности раздела жидкость — газ), а нефлотирующиеся частицы будут переходить внутрь капель (т. е. в жидкую фазу).

10.1.3.2. Разделение минералов на поверхности раздела жидкость — жидкость

На различной способности минералов закрепляться на поверхности раздела вода — масло основан процесс *масляной флотации*. Сталкиваясь с каплями диспергированного в пульпе масла и закрепляясь на них, флотирующиеся частицы будут удерживаться на поверхности раздела масло — вода, а нефлотирующиеся частицы останутся в пульпе. Если плотность масла меньше единицы, то капельки вместе с закрепившимися частицами всплывают на поверхность пульпы, образуя слой минерализованного масла, который затем удаляется. Если берется масло высокой плотности и загружается в небольшом количестве, то образующиеся минерализованные гранулы опускаются на дно, а нефлотирующиеся зерна выносятся наверх

восходящим потоком воды. Флотационный процесс в таком исполнении применяется, например, для обогащения коксующихся углей и называется *грануляционным*.

Поверхность раздела жир — вода используется в промышленных условиях для улавливания алмазов в процессе *обогащения на жировых поверхностях*. На поверхность, по которой течет содержащая алмазы пульпа, или на барабан наносится слой вязкого жира, алмазы закрепляются на поверхности раздела жир — вода, а пустая порода сносится потоком пульпы.

В процессе *флотации при автоклавной плавке серных концентратов* используется способность частиц пустой породы закрепляться на поверхности капель воды, находящихся внутри расплава серы, т. е. на поверхности раздела вода — расплав серы. Так как удельный вес нагруженных капелек воды меньше удельного веса расплава серы, то они поднимаются на поверхность расплавленной серы, вынося с собой пустую породу, в результате чего достигается очистка серы от загрязняющих ее минеральных примесей.

10.1.3.3. Флотационные процессы на поверхностях раздела твердое — жидкость и твердое — газ

Флотация на поверхности раздела твердое — жидкость реализуется в так называемой *флотации с носителем*, когда для повышения извлечения тонких гидрофобных частиц в пульпу добавляют хорошо извлекаемые крупные частицы, на поверхности которых они закрепляются и с которыми флоатируются в пену. В качестве флотационного процесса на поверхности раздела твердое — вода можно рассматривать также *коагуляцию* (слипание) минеральных частиц в пульпе, широко используемую в технике для осветления шламовых вод. Роль твердой фазы в данном случае играют слипшиеся минеральные частицы. Аналогично явление *слипания твердых частиц в аэрозолях и дымах* можно рассматривать как процесс их закрепления на поверхности раздела газ — твердое. Роль твердой фазы здесь играют взвешенные частички пыли, а газообразной — воздух или дымовой газ.

10.2. Флотационные реагенты и их действие при флотации

10.2.1. Назначение и классификация флотационных реагентов

Назначением флотационных реагентов является направленное изменение поверхностной энергии на границе раздела этих фаз с целью изменения показателя флотуемости разделяемых минералов, числа и размера пузырьков воздуха, прочности пены. Прогресс в области флотационного обогащения в значительной мере определяется совершенствованием реагентного режима, улучшением способов использования флотационных реагентов, разработкой и внедрением новых эффективных реагентов и их сочетаний.

Флотационные реагенты могут быть органическими или неорганическими соединениями, а также их растворами или смесями. Современная классификация предусматривает разделение флотационных реагентов в зависимости от их роли при флотации на следующие группы:

- *пенообразователи*, представляющие собой различные гетерополярные органические соединения, которые за счет их адсорбции на поверхности раздела жидкость — газ облегчают диспергирование воздуха на мелкие пузырьки, препятствуют их слиянию и повышают прочность пены;
- *собиратели*, представляющие собой органические вещества, способные закрепиться на поверхности извлекаемых минералов и резко увеличить их флотуемость;
- *депрессоры*, или *подавители*, к которым относят реагенты, понижающие флотуемость тех минералов, извлечение которых в пенный продукт нежелательно в данной операции;
- *активаторы*, к которым относят реагенты, способствующие закреплению собирателя на поверхности, гидрофобизации ее и флотации извлекаемого минерала;
- *регуляторы среды*, к которым относят реагенты, влияющие на процессы взаимодействия собирателей, депрессоров и активаторов с минералами. Основное назначение их состо-

ит в регулировании ионного состава пульпы, процессов диспергирования и коагуляции тонких шламов.

Депрессоры, активаторы и регуляторы среды часто относят к одной группе и называют *модификаторами*, поскольку один и тот же реагент может выполнять различную роль при флотации.

Ко всем флотационным реагентам предъявляются следующие требования: селективность действия, стандартность качества, дешевизна и недефицитность, удобство в применении (устойчивость при хранении, легкая растворимость в воде, отсутствие неприятного запаха и т. д.).

Направленное изменение поверхностной энергии раздела фаз под действием флотационных реагентов достигается в результате их химических взаимодействий в объеме жидкой фазы и адсорбции на поверхности, возможность протекания которых зависит от природы и состояния межфазной поверхности и реагентов в пульпе.

10.2.2. Собиратели

10.2.2.1. Строение молекул и классификация собирателей

В качестве собирателей предложено большое количество органических соединений. Классификация основных групп собирателей, наиболее широко используемых при флотации различных типов минерального сырья, приведена на рис. 10.3.

Поскольку собиратели применяются для гидрофобизации поверхности минералов, то в состав их молекул в обязательном порядке входят аполярные группы атомов. Если молекулы собирателя состоят только из углеводов, то такие собиратели называются *аполярными*, неполярными, или «углеводородными маслами».

Гораздо чаще при флотации используют *гетерополярные* собиратели, молекулы которых кроме углеводородного радикала алифатического или реже циклического ряда, т. е. аполярной (или неполярной) части, имеют и полярную группу. Полярная группа собирателя определяет его химические свойства и способность закрепляться на полярных минералах, поэтому она называется еще *солидофильной* или *функциональной* группой.

Прочность закрепления гетерополярного собирателя на поверхности определяется энергией связи функциональной группы с минералом, зависящей от ее характера и природы минерала, а также энергией дисперсионного взаимодействия углеводородных радикалов в адсорбционном слое, возрастающей с увеличением длины углеводородного радикала. Поэтому эффективность действия собирателя может быть преобразована путем изменения или характера функциональной группы, или углеводородного радикала.

Собиратели с неопределенным химическим составом (смола, сульфированный и окисленный керосин и др.) представляют собой смесь аполярных и гетерополярных органических соединений.

В зависимости от характера полярной группы гетерополярные собиратели могут быть ионогенными, т. е. обладать способностью к диссоциации, или неионогенными, т. е. не обладать такой способностью.

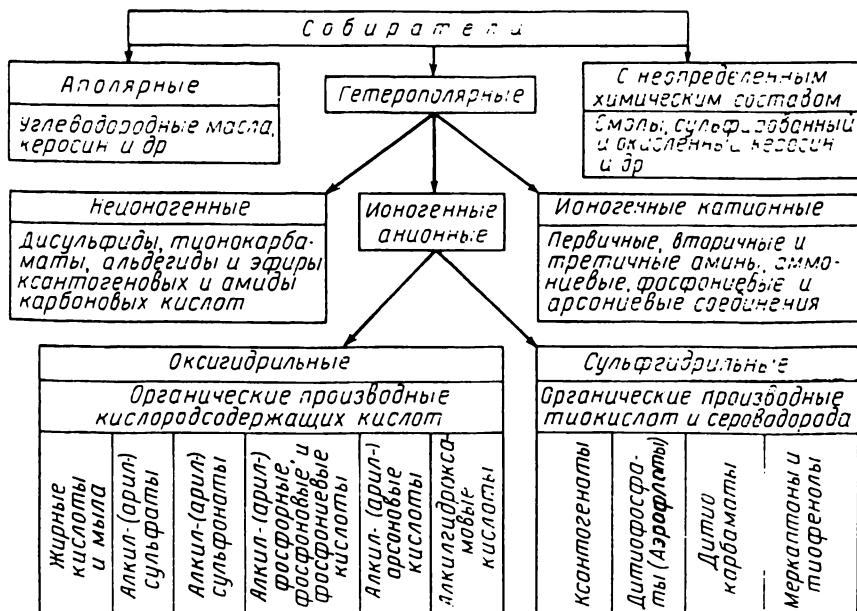
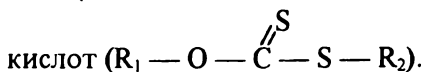
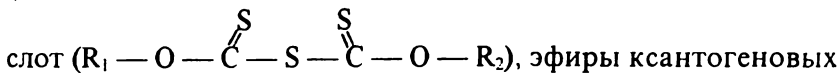
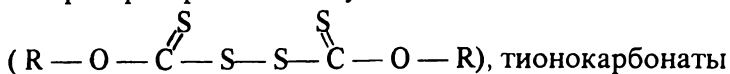


Рис. 10.3. Классификация основных групп собирателей

Из неионогенных гетерополярных собирателей наибольшее распространение получили диксантогениды



Если при диссоциации ионогенного гетерополярного собирателя углеводородная часть молекулы входит в состав аниона, то он называется *анионным*; если в состав катиона — то *катионным* собирателем. Строение молекул гетерополярных анионных (на примере бутилового ксантогената калия) и катионных (на примере хлористого лауриламина) собирателей, а также состав анионов, катионов и стереохимическая модель иона бутилового ксантогената изображены на рис. 10.4.

Наиболее важное практическое значение из *катионных* собирателей имеют органические производные аммиака — ами-

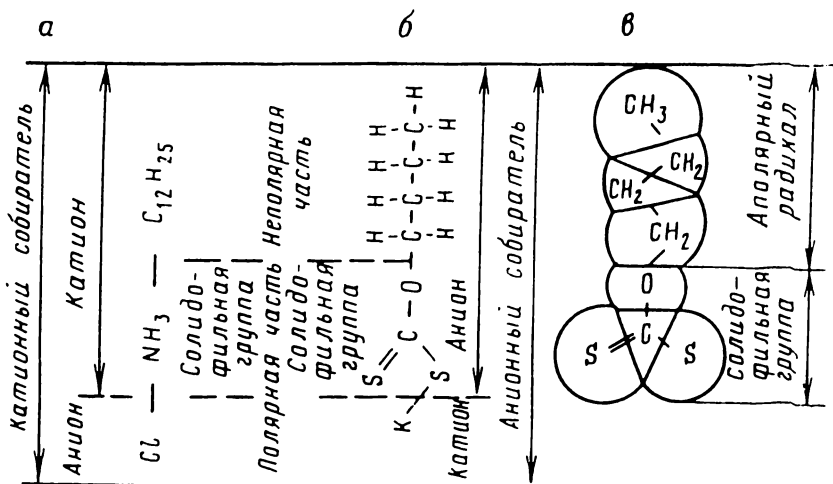


Рис. 10.4. Структура гетерополярных молекул катионного (а), анионного (б) собирателей и стереохимическая модель иона бутилового ксантогената (в)

ны. В зависимости от числа атомов водорода, замещенных в аммиаке на углеводородный радикал R, различают первичные (RNH_2), вторичные (R_2NH), третичные (R_3N) амины и четвертичные аммониевые основания (R_4NCl).

Среди *анионных* собирателей наиболее важное практическое значение имеют органические производные угольной, фосфорной, серной, мышьяковой кислот и соответствующих им тиокислот, а также алкилгидроксамовые кислоты и их соли.

Органические производные кислородсодержащих кислот, характеризующиеся наличием в их полярной группе или оксигидрильной группы $-O-H$ (у кислот), или группы $-O-Me$ (у солей), получили название *оксигидрильных* собирателей. Важнейшими представителями таких собирателей, применяемых в основном для флотации несulfидных минералов, являются производные угольной кислоты — карбоновые кислоты

и их мыла $R-C(=O)OH(Me)$, производные серной кислоты

— алкил-(арил-) сульфаты $R-O-S(=O)_2OH(Me)$ и сульфонаты $R-S(=O)_2OH(Me)$, производные фосфорной и мышьяковой

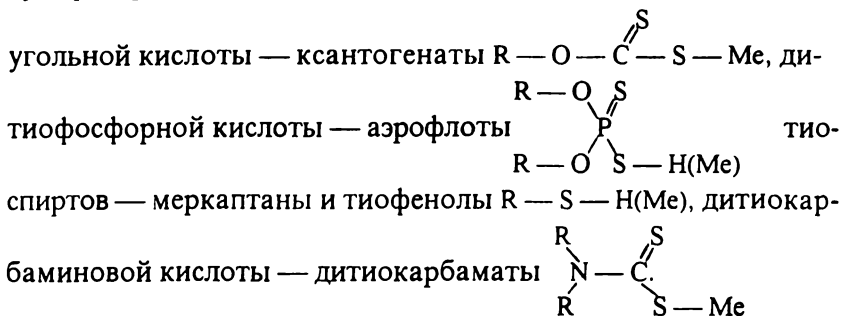
кислот — алкил-(арил-) фосфорные

новые $R-O-P(=O)(OH)_2$, фосфиновые $R-O-P(=O)(OH)_2$ и арсоновые $R-O-As(=O)(OH)_2$ и арсоновые $R-O-As(=O)(OH)_2$ кислоты, а также алкилгидроксамовые кислоты и их соли

$R-C(=O)NH-OH(Me)$.

Органические производные тиокислот и тиоспиртов, характеризующиеся наличием у них сульфгидрильной группы $-S-H$ (у кислот) или группы $-S-Me$ (у солей), объединяются под общим названием *сульфгидрильные* собиратели. Эти собиратели применяются в основном для флотационного

извлечения сульфидных минералов, а также благородных металлов и самородной меди. Важнейшими представителями сульфгидрильных собирателей являются производные дитио-



Оптимальная длина углеводородного радикала R в общем случае зависит от характера полярной группы собирателя и увеличивается с возрастанием ее полярности. Например, если радикал сульфгидрильных собирателей содержит обычно 2—5 атомов углерода, то у алкилгидроксаматов длина углеводородного радикала насчитывает уже 7—8 атомов углерода, а у органических производных карбоновых кислот — не менее 12 атомов углерода.

10.2.2.2. Характеристика действия собирателей в область их применения

Аполярные реагенты не имеют в составе своих молекул солидофильной группы и поэтому лишены возможности химически фиксироваться на поверхности минералов. Они представлены углеводородными жидкостями главным образом нефтяного происхождения (керосин, соляровое, трансформаторное масла и др.) и их закрепление на минеральной поверхности может происходить только по механизму избирательного смачивания с образованием дисперсионных межмолекулярных сил между углеводородными цепями реагента и поверхностью минерала. Исследованиями академика А.Н. Фрумкина показано, что величина адсорбции нейтральных и необразующих химической связи с поверхностью молекул аполярных собирателей тем больше, чем меньше величина заряда, т. е. полярность поверхности. Максимум адсорбции таких молекул совпадает с

областью нулевого заряда поверхности. Поэтому в настоящее время аполярные реагенты используются в качестве самостоятельных собирателей только при флотации минералов, обладающих «природной» гидрофобностью, таких, как сера, графит, уголь, молибденит, тальк и др. Являясь химически инертными веществами, углеводородные масла, особенно парафинового ряда, практически нерастворимы в воде и их подают в пульпу (300—2000 г/т руды или угля) обычно в виде эмульсии.

Гетерополярные собиратели с неопределенным химическим составом по своему действию при флотации аналогичны аполярным собирателям, но используются гораздо реже, так как они нестандартны по качеству и содержат часто фенолы и другие спирты ароматического ряда, вредные для рыб и животных, что приводит к необходимости строительства дорогостоящих очистных сооружений.

К *катионным* собирателям относятся амины и соли аминов, органические аналоги аммониевых соединений, при ионизации которых углеводородный радикал и полярная группа остаются в катионе. В кислой среде ($\text{pH} < 7$) они находятся в виде ионов, в щелочной ($\text{pH} > 7$) — в виде молекул.

Преимущественная сорбция ионов или же молекул амина в общем случае будет определяться величиной, знаком и градиентом электростатического поля, природой и характером связей на минеральной поверхности и состоянием собирателя в растворе. Так как различные минералы обладают различной электронной структурой и состав их поверхностного слоя может меняться (например, при изменении pH раствора), вызывая изменение характеристик электростатического поля поверхности, то все это должно оказывать большое влияние на величину и прочность сорбции как ионов, так и молекул амина.

По этой причине коллективирующие свойства аминов и их солей в значительной мере зависят от щелочности пульпы. Например, кварц и окислы железа лучше флотируются при pH 6—8, а берилл, сподумен и полевой шпат (альбит) — при pH 9—9,5, сульфидные минералы — при pH 10,5—11,5, а кальцит — при $\text{pH} > 11,5$.

Из катионных собирателей практическое значение имеют собиратели, содержащие 11—18 атомов углерода в цепи. В на-

стоящее время производится катионный собиратель марки АНП-2, представляющий собой смесь солянокислых первичных алифатических аминов изостроения с числом атомов углерода в радикале от 12 до 18 и первичных аминов на основе высших жирных кислот с C_{17} — C_{20} ; «Катапин А» является четвертичным аммониевым основанием с арильным радикалом C_{12} — C_{18} .

Катионные собиратели начали применяться сравнительно недавно, но их значение для практики флотации непрерывно возрастает. В настоящее время они используются для разделения сильвина (KCl) и галита (NaCl) при избирательной флотации сильвина в насыщенном растворе солей; для флотации кремнезема из грубых фосфатных концентратов и железных руд; при отделении полевого шпата от кварца в присутствии фтористо-водородной кислоты; для флотации окисленных цинковых минералов после их сульфидизации; для селективной флотации минералов руд редких металлов и других случаях флотационного обогащения. Расход собирателя составляет 50—200 г/т.

Оксигидрильные собиратели широко применяются при флотационном обогащении редкометалльного индустриального, химического сырья. Из них наиболее широкое распространение получили органические производные угольной, серной, фосфорной и гидроксамовой кислот (см. рис. 3.3).

Собирательное действие карбоновых кислот $R - COOH$ и их мыл $R - COOMe$ находится в прямой зависимости от степени дисперсности этих реагентов в водной среде. Чем выше степень их дисперсности (вплоть до ионов и молекул), тем лучше результаты флотации. Недостатком жирных кислот и мыл является зависимость их собирательных свойств от жесткости воды, которая определяется концентрацией в ней ионов Mg^{2+} и Ca^{2+} . Образование с этими ионами труднорастворимых мыл приводит к потерям собирателя и нарушению селективности процесса. Поэтому в ряде случаев, особенно при флотации руд редких металлов, применяют умягченную воду.

Жирные кислоты и их заменители являются хорошими собирателями большого количества минералов. Ими особенно хорошо флотируются не содержащие кремнезема соли щелоч-

ноземельных металлов (кальцит — CaCO_3 , флюорит — CaF_2 , шеелит — CaWO_4 , апатит — $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3 (\text{F}, \text{Cl}, \text{OH})$, барит — BaSO_4 , витерит — BaCO_3) и карбонатов черных металлов (сидерит — FeCO_3 , родохрозит — MnCO_3), несколько хуже окислы железа (гематит — Fe_2O_3 , магнетит — Fe_3O_4 , бурые железняки — $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$ и др.) и марганца (пирролюзит — MnO_2 и др.). Силикатные минералы флотируются жирными кислотами в том случае, если на их поверхности имеются катионы, способные образовать с собирателем труднорастворимые поверхностные соединения. Чистый кварц жирными кислотами не флотируется и для его флотации необходима предварительная активация катионами щелочноземельных или тяжелых металлов.

Алкилсульфаты («Новость», алкилсульфаты вторичных высших спиртов) и сульфонаты («Сульфонол НП», сульфированные нефтепродукты) хорошо флотируют барит и применяются в качестве собирателя для флотационного его извлечения при переработке руд, а также для извлечения железосодержащих минералов и других минеральных примесей из стекольного песка и полевого шпата в кислой среде, при селективной флотации руд редких металлов. Удельный расход алкилсульфатов и сульфонатов примерно такой же, как и карбоновых кислот, но промышленное значение при флотации полезных ископаемых намного меньше.

Алкилфосфоновые, алкиларсоновые (например, толуоларсоновая) и *диалкилфосфиновые кислоты* с радикалами C_6 — C_8 предложены и используются для селективной флотации касситерита (SnO_2).

Алкилгидроксамовые кислоты и их соли с общей структурной формулой $\text{R} - \overset{\text{O}}{\parallel}{\text{C}} - \text{NH} - \text{OH}$ (Me) и длиной радикала C_7 — C_9 являются основой весьма перспективного реагента ИМ-50. Комплексообразующие свойства гидроксамовых кислот и возможность образования устойчивых комплексных соединений с титаном, ниобием, танталом и оловом позволяют использовать реагент ИМ-50 в качестве селективного собирателя при флотации пирохлоровых, лопаритовых, перовскитовых, касситеритовых и других руд, полезные минералы которых содержат в своем составе перечисленные металлы. В общем слу-

чае сорбционный слой оксигидрильных собирателей на поверхности флотирующихся минералов представлен обычно хемосорбированным поверхностным, например олеатом металла, поверх которого физически сорбируются нормальные или замещенные олеаты металла, олеат натрия и молекулы oleиновой кислоты.

Собиратель, закрепившийся только химически или сорбированный только физически, обеспечивает низкую флотационную активность минеральных частиц (рис. 10.5).

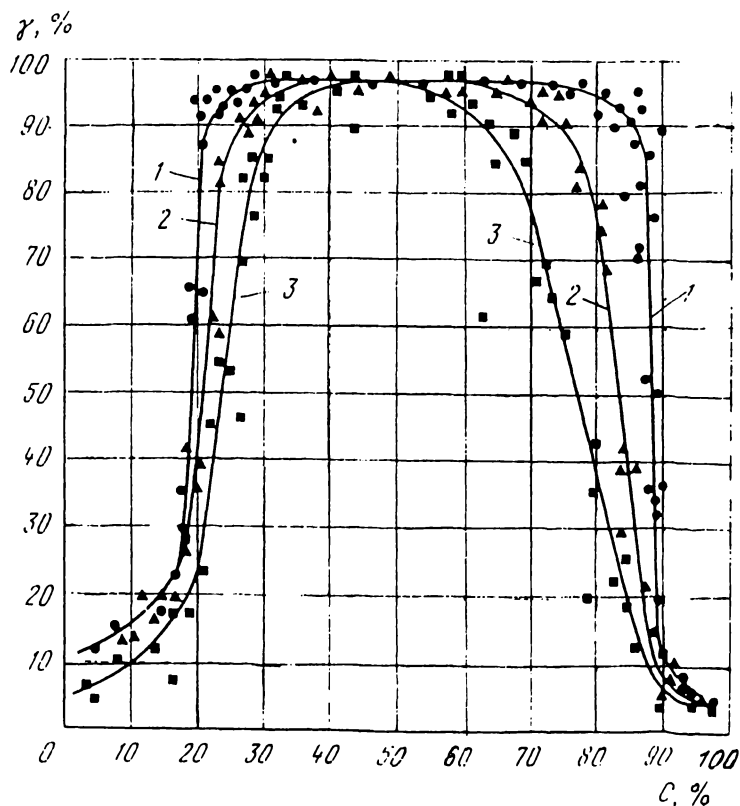


Рис. 10.5. Влияние содержания C физически сорбированной oleиновой кислоты в сорбционном слое C на флотуемость γ галенита (1), халькопирита (2) и пирита (3) при постоянной общей плотности сорбции олеата (50% условного монослоя)

Из всех *сульфгидрильных* собирателей при флотации руд цветных и благородных металлов главными реагентами-собирателями являются ксантогенаты и аэрофлоты (30—300 г/т руды). Остальные собиратели используются весьма в ограниченном масштабе, главным образом в качестве добавок к основным собирателям.

Первый монослой ксантогената, закрепившегося на поверхности флотируемого сульфидного минерала, является хемосорбированным и представляет собой сульфидоксантогенат. Вышележащие слои адсорбированного ксантогената представлены нормальным или полным ксантогенатом свинца. Третья форма закрепления ксантогената представлена продуктом его окисления — молекулами диксантогенида (рис. 10.6). Как и в случае с оксигидрильными собирателями, ксантогенат, закрепившийся только химически или сорбированный в виде диксантогенида только физически, обладает низкой флотационной активностью.

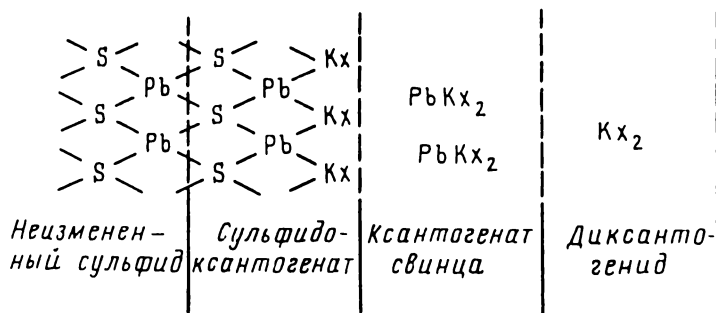


Рис. 10.6. Схема состава сорбционного слоя ксантогената на галените

Эффективное закрепление частиц минералов на пузырьках воздуха и их флотация при плотностях сорбции собирателей, составляющих доли условного монослоя, наблюдаются, когда на поверхности одновременно присутствует как химически, так и физически сорбированный собиратель. Причем «доля» каждого из них не должна быть меньше 10—30 % общей плотности сорбции собирателя на минеральной поверхности (рис. 10.7).

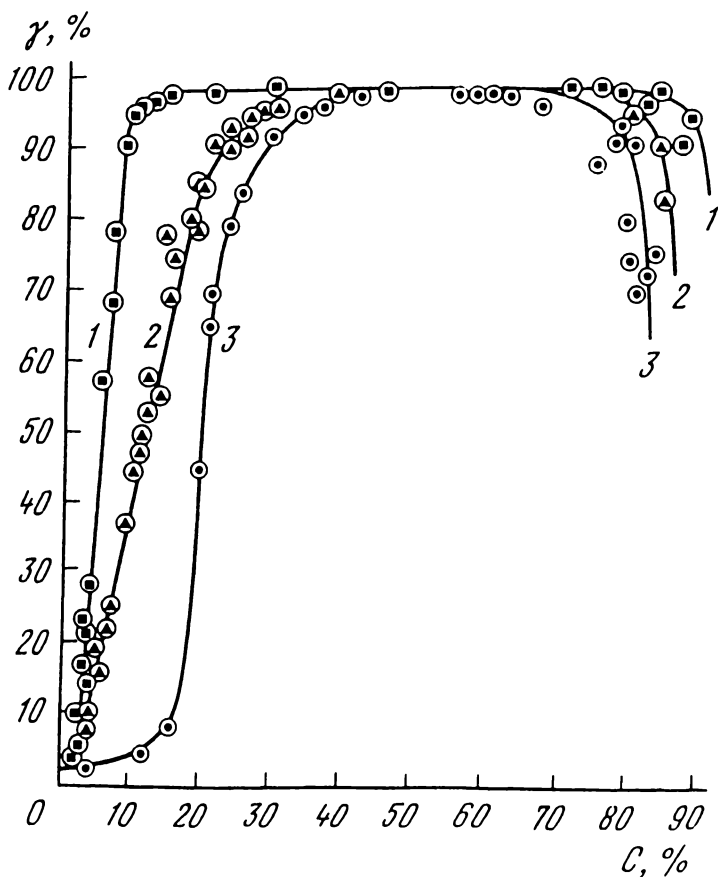


Рис. 10.7. Влияние содержания физически сорбированного диксантагонена в сорбционном слое C на флотлируемость γ галенита (1), халькопирита (2) и пирита (3) при постоянной общей плотности сорбции бутилового ксантогената (50 % условного монослоя)

10.2.3. Активаторы

В качестве реагентов-активаторов применяют, как Правило, неорганические соединения: кислоты, щелочи, соли щелочноземельных и тяжелых металлов, комплексообразующие соединения и т. д. Основным назначением их применения является обеспечение закрепления собирателя на поверхности и

ее гидрофобизация с целью эффективной флотации извлекаемого минерала.

Результаты изучения роли химической и физической форм сорбции собирателей позволяют рассматривать активацию флотации минералов как создание условий, обеспечивающих образование смешанного сорбционного слоя собирателя наряду с повышением степени исходной гидрофобности минеральной поверхности. Это достигается применением реагентов-активаторов, вызывающих:

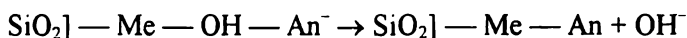
- химическую очистку поверхности минералов от депрессирующих пленок и обнажение элементов кристаллической решетки, способных к взаимодействию с собирателем;
- хемосорбцию ионов на поверхности, которые становятся центрами закрепления собирателя;
- гетерогенную химическую реакцию, приводящую к образованию объемных пленок, поверхность которых является благоприятной для образования необходимого сорбционного покрытия собирателя.

Примером *активирующего действия реагентов путем химической очистки поверхности минералов* является *активирующее действие кислот*. Например, *серная кислота* активирует флотацию окисленных пиритных руд. При сильном окислении сульфидов железа их поверхность экранируется от собирателя объемной пленкой конечных гидрофильных продуктов окисления. После добавки кислоты гидрофильные окисленные соединения железа будут растворяться, обнажая сульфидную поверхность, взаимодействие ксантогената с которой приведет к образованию необходимого состава сорбционного слоя собирателя, обеспечивающего эффективную флотацию минерала. Растворение поверхностных пленок кислотами повышает флотуруемость берилла, касситерита, ильменита, вольфрамита, флюорита и других минералов оксигидрильными собирателями. Активирующим действием по такому же механизму при флотации с оксигидрильными собирателями могут обладать также *щелочи и комплексобразующие соединения* (цианиды, фосфаты, фториды и др.).

Наиболее известными примерами *активирующего действия реагентов путем хемосорбции ионов на поверхности* явля-

ются активация силикатных минералов солями щелочноземельных (кальция, бария и др.) и тяжелых (свинца, меди, железа и др.) металлов, активация сфалерита и сульфидов железа солями меди (50—400 г/т).

Активирующее действие солей щелочноземельных и тяжелых металлов на силикатные минералы имеет особенно большое значение при селективной флотации несulfидных минералов оксигидрильными собирателями. Минералы, не имеющие на своей поверхности катионов, способных образовать труднорастворимые мыла, например кварц, не могут флотироваться такими собирателями. Исследования показали, что на чистом кварце из растворов олеата адсорбируются только молекулы олеиновой кислоты и эта адсорбция, не содержащая химически закрепившегося собирателя, не приводит к флотации. Однако кварц легко активируется катионами двухвалентных и тяжелых металлов. Хемосорбированный на кварце катион (Me) удерживается одной валентной связью с поверхностью, другая валентная связь удерживает гидроксильный ион OH^- , который легко замещается на анион An^- собирателя:



В результате такого замещения поверхность кварца покрывается хемосорбированным собирателем, поверх которого могут закрепляться путем физической адсорбции молекулы собирателя. Образование такого сорбционного слоя собирателя обеспечивает эффективную флотацию кварца.

Активирующее действие солей тяжелых металлов на флотацию сульфидных минералов играет важную роль при селективной флотации с сульфгидрильными собирателями. Например, практически на всех обогатительных фабриках, перерабатывающих полиметаллические руды, для активации сульфидов цинка используется медный купорос ($\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$). Плохая флотуемость неактивированного сфалерита, несмотря на наличие хемосорбированного собирателя, объясняется невозможностью окисления на его поверхности ксантогенатных ионов до диксантогената. Закрепление ксантогената на активированном хемосорбированными ионами меди сфалерите сопровождается образованием диксантогената в сорбционном слое собирателя, что приводит к эффективной флотации минерала.

Таким образом, если основной причиной активации силикатных минералов являлось обеспечение возможности хемосорбции собирателя, то при активации сфалерита обеспечивается возможность образования в сорбционном слое собирателя физически сорбированных молекул диксантогенида.

Примером *активирующего действия реагентов путем гетерогенной химической реакции* является образование объемных сульфидных пленок на поверхности окисленных минералов свинца, меди и цинка под действием сульфидизаторов, в качестве которых могут применяться любые растворимые сернистые и гидросернистые соединения щелочных и щелочно-земельных металлов и аммония: Na_2S , NaHS , K_2S , KHS , $(\text{NH}_4)_2\text{S}$, NH_4HS , CaS , BaS . На фабриках наиболее широко используется Na_2S — наиболее дешевый и доступный.

Без предварительной сульфидизации окисленные сульфгидрильными собирателями минералы свинца, меди и цинка практически не флотируются, несмотря на значительную плотность сорбции химически закрепившегося собирателя на их поверхности. Резкое возрастание флотуемости окисленных свинцовых и медных минералов после их предварительной сульфидизации обусловлено, во-первых, повышением степени гидрофобности минеральной поверхности (покрытой сульфидной пленкой) до обработки ее собирателем, во-вторых, появлением возможности образования на ней покрытий собирателя, состоящих как из химически закрепившегося ксантогената, так и физически сорбированных на нем молекул диксантогенида.

10.2.4. Депрессоры

Применение реагентов-депрессоров является основным средством получения максимальной селективности при флотационном разделении минералов с близкими свойствами.

Если для эффективной флотации минералов необходимо соблюдение двух условий: гидрофобизации поверхности, например, за счет погашения некомпенсированных валентностей минеральной поверхности собирателем, и возможности закрепления на гидрофобизированной подкладке микрокапель физически сорбированного собирателя, то для подавле-

ния их флотации — несоблюдение хотя бы одного из этих условий. Это и обеспечивается обычно применением реагентов-депрессоров, в качестве которых на практике наиболее широко используются щелочи, цианиды, серноокислый цинк, сернистый натрий, сернистая кислота и ее соли, смесь серноокислого железа и сульфита натрия, двуххромовокислые соли, жидкое стекло, некоторые органические высокомолекулярные и другие соединения. Основной трудностью при выборе депрессирующих реагентов является их недостаточная избирательность по отношению к разделяемым минералам.

Основные механизмы депрессирующего действия реагентов можно свести к следующим.

Механизм 1. Растворение поверхностных соединений собирателя и создание условий, препятствующих закреплению собирателя на поверхности минерала. Примером такого механизма является депрессирующее действие *цианистых солей* на флотацию сульфидов меди или активированного медным купоросом сфалерита. При отсутствии депрессора собиратель закрепляется на их поверхности, что можно изобразить схематически (рис. 10.8, а). Добавка в пульпу цианистых солей приводит к разрушению ксантогенатных соединений меди вследствие образования прочных медно-цианистых комплексных ионов $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$, $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$, $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$



В результате этого обнажается гидрофильная поверхность самого минерала и его способность флотироваться утрачивается.

В качестве цианидов на практике используется NaCN , KCN , $\text{Ca}(\text{CN})_2$ или технический продукт — цианплав, содержащий 42—47 % цианидов в пересчете на NaCN . Цианиды довольно легко депрессируют сульфиды железа и активированный ионами меди сфалерит, несколько труднее — халькопирит и только при очень больших загрузках — вторичные сульфиды меди (ковеллин и халькозин).

К общим недостаткам цианидов, как реагентов, относятся следующие: частично растворяют и депрессируют золото, что вызывает увеличение потерь золота при использовании циан-

нидов; являются сильным ядом и при их использовании должны особо строго соблюдаться правила техники безопасности, а удаляемые с фабрики хвосты и сточные воды должны обезвреживаться. Несмотря на ряд недостатков, цианиды до сих пор широко используются при селективной флотации полиметаллических руд и разделении коллективных, например, свинцово-медных концентратов содержащих вторичные сульфиды меди.

Депрессирующее действие кислот, как и цианидов, обусловлено главным образом их дезактивирующим действием на поверхность, особенно силикатных минералов. Например, серная кислота (H_2SO_4) используется для депрессии кварца при флотации с оксигидрильными собирателями, а плавиковая кислота (HF) депрессирует слюду при флотации с катионными собирателями.

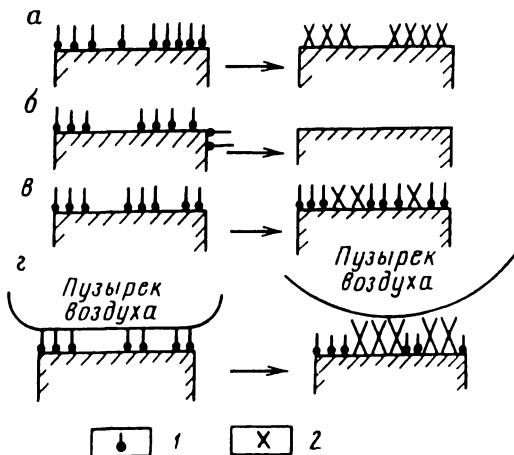
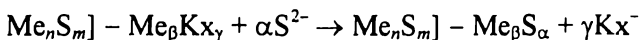
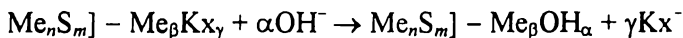


Рис. 10.8. Схемы механизмов (а — г) депрессирующего действия реагентов:

1 — собиратель; 2 — депрессор

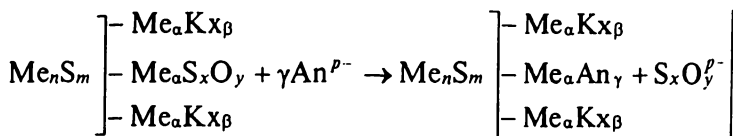
Механизм 2. Вытеснение ионов собирателя ионами депрессора, образующими с ионами минерала труднорастворимое гидрофильное соединение. Примером такого механизма является депрессирующее действие гидроксильных (OH^-) и сульфидных (S^{2-}) ионов, конкурирующих с ионами собирателя (Kx^-) и замещающих их на поверхности (рис. 10.8, б):



В качестве щелочей чаще всего используют соду, известь и едкий натр. Применяя их в присутствии анионных собирателей, можно задепрессировать флотацию практически всех минералов. Поскольку сульфиды меди и активированный медным купоросом сфалерит обладают наибольшей, а сульфиды железа — наименьшей устойчивостью к депрессирующему действию щелочей, то при флотационном разделении данных минералов чаще всего и используются щелочи (обычно известь).

Сульфиды щелочных металлов, например сернистый натрий (Na_2S), являются сильными депрессорами для всех сульфидов цветных, черных и редких металлов, кроме молибдениста (MoS_2). Сульфидные ионы вытесняют ксантогенатные ионы, так как растворимость сульфидов тяжелых металлов значительно меньше растворимости их ксантогенатов. Сульфиды щелочных металлов широко используются в практике флотации полиметаллических руд для предотвращения взаимоактивации сульфидов в процессе измельчения, десорбции собирателя с поверхности сульфидных минералов перед их разделением и в процессе самого разделения, например медно-молибденовых концентратов. Эффективность каждой из этих операций зависит от того, насколько концентрация сульфидов ионов в пульпе близка к оптимальной.

Механизм 3. Повышение степени гидрофильности минеральной поверхности без вытеснения собирателя. Энергетическая неоднородность минеральной поверхности вызывает неравномерное распределение собирателя по ней. Средняя гидрофобность, например сульфидной поверхности, будет определяться гидрофобностью участков, покрытых собирателем ($\text{Me}_\alpha\text{Kx}_\beta$), и гидрофобностью чистой поверхности ($\text{Me}_\alpha\text{S}_x\text{O}_y$), не занятой собирателем. При добавке депрессора (An^{p-}) он может закрепляться на свободных участках поверхности, резко увеличивая степень их гидрофильности (рис. 10.8, в):



Это приводит к увеличению средней гидрофильности поверхности без вытеснения собирателя, флотуемость минерала ухудшается. Примером такого механизма является депрессирующее действие бихроматов, хроматов и фосфатов, ферри- и ферроцианидов.

Бихроматы ($K_2Cr_2O_7$ и $Na_2Cr_2O_7$) и *хроматы* (K_2CrO_4) являются депрессорами галенита при флотации с сульфидными собирателями; барита и кальцита — при флотации с оксигидрильными собирателями.

При загрузке депрессоров в жидкой фазе пульпы устанавливается равновесие между бихроматными ($Cr_2O_7^{2-}$) и хроматными (CrO_4^{2-}) ионами: $Cr_2O_7^{2-} + H_2O \rightleftharpoons 2CrO_4^{2-} + 2H^+$ Замещение хроматными ионами на поверхности галенита сульфоксидных ионов ($S_nO_m^{2-}$), на поверхности барита сульфатных ионов и на поверхности кальцита карбонатных ионов вызывает сильную гидратацию минералов. Она сказывается настолько значительно, что минерал перестает флотироваться, несмотря на то, что около 30 % поверхности еще покрыто собирателем. При высокой концентрации депрессора в пульпе и длительном воздействии депрессия может сопровождаться вытеснением собирателя и протекать уже в соответствии с механизмом 2 депрессии (см. рис. 10.8, б). Наибольший практический интерес представляет использование бихромата для разделения свинцово-медных концентратов.

Такие *фосфаты*, как тринатрийфосфат (Na_3PO_4), триполифосфат ($Na_5P_3O_{10}$), гексаметафосфат [$NaPO_3$]₆, пирофосфат натрия ($Na_4P_2O_7$), применяют обычно при расходе от 250 до 2000 г/т для депрессии флотации минералов, содержащих катионы щелочноземельных металлов на своей поверхности. Депрессия осуществляется в основном за счет гидрофилизации поверхности труднорастворимыми продуктами взаимодействия фосфорных соединений с катионами поверхности.

Ферри- и ферроцианиды [$K_3Fe(CN)_6$ и $K_4Fe(CN)_6$] могут быть успешно применены для депрессии вторичных сульфидов меди (халькозина, борнита). Депрессия не сопровождается вытеснением собирателя и может быть обусловлена только гидрофилизующим действием депрессора, сорбированного сво-

бодными участками минеральной поверхности. Причиной его сорбции является образование ферри- и ферроцианидов тяжелых металлов при взаимодействии с катионами окисленных соединений на поверхности сульфидов меди.

Свойство ферри- и ферроцианидов селективно депрессировать вторичные сульфиды меди используется при разделении свинцово-медных, медно-цинковых и медно-молибденовых концентратов и продуктов, в которых медь представлена главным образом халькозином или борнитом. Наиболее эффективная депрессия всех сульфидов меди при этом наблюдается в слабощелочной и нейтральной средах. Повышение $pH > 7,5—7,8$ приводит из-за разрушения феррицианидов тяжелых металлов к резкому ухудшению депрессии флотации минералов меди.

Механизм 4. Закрепление на поверхности депрессируемого минерала гидрофильных неорганических или органических частиц. Тонкодисперсные и коллоидные частицы всегда значительно больше ионов или молекул собирателя. Закрепляясь на свободных от собирателя участках поверхности, они перекрывают гидрофобизирующее действие собирателя (рис. 10.8, з). Образование контакта между пузырьком и частичкой и ее флотация поэтому становятся невозможными. По такому механизму могут депрессировать флотацию минералов цинковый купорос, жидкое стекло, осадки продуктов взаимодействия реагентов, высокомолекулярные органические вещества.

Цинковый купорос обычно в сочетании с содой, едким натром, сульфитом или цианидом применяется для депрессии сфалерита или вторичных сульфидов меди (по методу Ю.И. Еропкина) при флотации свинцово-цинковых, свинцово-медных, медно-цинковых и свинцово-медно-цинковых руд.

Депрессирующее действие цинкового купороса на сфалерит связывают с налипанием коллоидных цинксодержащих осадков на его поверхности. Такие осадки образуются в пульпе в результате взаимодействия загруженного цинкового купороса с растворенной углекислотой воздуха и содержат в своем составе гидроксильные и карбонатные ионы. В нейтральной и щелочной средах цинксодержащие осадки налипают на поверхность всех сульфидных минералов (галенита, пирита, халькопирита, сфалерита), но сильное депрессиру-

щее действие оказывают только на сфалерит. Причиной селективности депрессирующего действия цинкового купороса может быть одноименный катион в осадке и на поверхности сфалерита, что улучшает закрепление осадка на минерале и способствует образованию более плотного и более прочного шламового покрытия на сульфидах цинка по сравнению с другими сульфидами. Наибольшая депрессирующая способность осадков наблюдается в момент их образования, когда кристаллическая решетка еще не сформировалась и ненасыщенные валентные связи осадка компенсируются ненасыщенными связями поверхности сфалерита.

В общем случае *жидкое стекло* можно рассматривать как соль поликремниевых кислот с общей формулой $m\text{SiO}_2 \cdot n\text{Na}_2\text{O}$. Отношение m/n называется модулем жидкого стекла. Состав полиионов может быть разнообразным, вплоть до простых ионов SiO_3^{2-}

Жидкое стекло является малоселективным депрессором и при больших дозировках может депрессировать все минералы. Но все же депрессирующее действие жидкого стекла на отдельные классы минералов различно и при анионном собирателе оно уменьшается в следующей последовательности: кварц, силикаты, окислы, карбонаты и не содержащие кремнезема соли щелочноземельных металлов, сульфиды, минералы, обладающие высокой естественной гидрофобностью. Наиболее часто жидкое стекло применяется при селективной флотации несульфидных минералов, для депрессии силикатных шламов при сульфидной флотации особенно сильно разрушенных руд, при флотации серных, графитовых и других руд. Обычный расход жидкого стекла составляет 100—500 г/т.

В качестве *органических депрессоров* используют соединения, в которых практически отсутствуют гидрофобные углеводородные радикалы, но имеется большое количество полярных групп, способных прочно удерживать по несколько молекул воды. Из всех органических депрессоров в промышленности наиболее широко применяются реагенты, относящиеся к группам неионогенных и ионогенных анионных депрессоров (при расходе 50—400 г/т).

Например, растворимый крахмал и декстрин, относящиеся к группе ионогенных депрессоров, применяют для депрессии флотоактивных силикатов при флотации сульфидных руд и окислов железа при «обратной» флотации как катионными, так и анионными собирателями железных руд; для депрессии молибденита при селективной флотации медно-молибденовых концентратов и при флотационном обогащении сильвинитов.

В свою очередь карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ), сульфат и сульфонат целлюлозы, относящиеся к группе ионогенных анионных депрессоров, являются селективно-действующими подавителями флотоактивных силикатов, таких, как тальк, серицит, хлорит и др., и широко используются при флотации медно-никелевых руд. С помощью сульфитцеллюлозных экстрактов (СЦЭ) можно избирательно депрессировать кальцит и барит при отделении их от флюорита. Лигнинсульфоновые кислоты в сочетании с фтористым натрием успешно применяются при селективной флотации сподумен-берилловых руд и разделении коллективных концентратов.

10.2.5. Регуляторы среды

Регуляторы среды используются для создания оптимальных условий действия других реагентов при флотации. Это достигается главным образом путем изменения рН среды, удаления из жидкой фазы пульпы так называемых «нежелательных» ионов, регулированием значений окислительно-восстановительного потенциала пульпы и процессов диспергации и коагуляции шламов. В качестве реагентов-регуляторов среды используются неорганические и органические соединения, многие из которых применяются также в качестве активаторов или депрессоров флотации минералов.

Регулирование рН пульпы может оказать существенное влияние на состояние минеральной поверхности и собирателя в растворе, вызвать осаждение одних и растворение других компонентов, присутствующих в пульпе, усилить или ослабить конкуренцию между ионами жидкой фазы пульпы и собирателем за место на поверхности минерала. Поэтому регулирование концентрации водородных (или гидроксильных) ионов в пульпе является одним из главных средств повышения се-

лективности процесса флотационного извлечения минералов из руд.

Для регулирования значений рН используют обычно наиболее дешевые *щелочи* и *кислоты*. Из щелочей наибольшее распространение получили известь и сода; гораздо реже применяется едкий натр. Для создания кислой или нейтрализации щелочной среды применяется обычно серная кислота.

Удаление из жидкой фазы пульпы «нежелательных» ионов. К ним в первую очередь относятся ионы, уменьшающие концентрацию собирателя в пульпе, ионы, депрессирующие флотуемые минералы, и ионы, активирующие флотацию депрессируемых минералов.

Ионы, уменьшающие концентрацию собирателя в пульпе. Если в качестве собирателя используются, например, карбоновые кислоты, то к «нежелательным» ионам относятся соли щелочноземельных и тяжелых металлов, образующих с собирателем осадки труднорастворимых соединений (мыл) и уменьшающих тем самым его концентрацию в пульпе. Загрузка таких регуляторов среды, как сода или фосфатные соединения, позволяет связать «нежелательные» ионы и перевести их в осадок.

Ионы, депрессирующие флотуемые минералы. К таким ионам относятся, например, сульфидные ионы, избыточная концентрация которых наблюдается в пульпе после сульфидизации окисленных цинковых минералов перед их флотацией и после осуществления десорбции собирателя с поверхности минералов коллективного концентрата перед его разделением. Нейтрализация депрессирующего действия избытка ионов серы достигается добавками солей тяжелых металлов, используемых в данном случае в качестве регуляторов среды.

Ионы, активирующие флотацию депрессируемых минералов. Например, ионы меди нежелательны при свинцовой флотации свинцово-цинковых руд, так как они активируют сфалерит. Для связывания их применяют цианиды или в небольшом количестве сернистый натрий. Для нейтрализации активирующего действия солей щелочноземельных металлов на минералы пустой породы при флотации с оксигидрильными собирателями применяют соду, фосфатные соединения, жидкое стекло.

Регулирование окислительно-восстановительного потенциала пульпы. Окислительно-восстановительный потенциал (Еh-потенциал) пульпы может оказать существенное влияние на состояние поверхности минералов, скорость протекания реакций окисления-восстановления (например, в системе ксантогенат-диксантогенид) на поверхности сульфидных минералов, соотношение окисленных и восстановленных форм реагента в объеме пульпы. Еh-потенциал пульпы может регулироваться загрузкой окислителей (например, перекиси водорода, перманганата и др.) или восстановителей (сульфита, тиосульфата и др.), электрохимической обработкой пульпы или ее азрацией.

Регулирование процессов диспергации и коагуляции шламов. Во флотационных пульпах часто наблюдаются коагуляция тонких шламов и их налипание на более крупные частицы. Налипание как гидрофильных, так и гидрофобных шламов приводит к депрессии флотации крупных частиц. Гидрофильные частицы предотвращают разрыв гидратной прослойки между частицей и пузырьком, а гидрофобные, закрепляясь на пузырьке, отрываются при подъеме пузырька от крупных частиц, оставляя их в пульпе.

Коагуляция тонких частиц в большинстве случаев является неселективной. При этом слипаются шламистые частицы различных минералов, приводя к образованию «искусственных» сrostков и нарушению селективности флотации тонких частиц.

Для предупреждения неселективной коагуляции и налипания тонких частиц на крупные применяются реагенты, получившие название диспергаторов. В качестве диспергаторов обычно применяются жидкое стекло, фосфаты, крахмал, сернистый натрий и некоторые другие реагенты.

10.2.6. Пенообразователи

В качестве *реагентов-пенообразователей* наиболее широко применяются гетерополярные поверхностно-активные вещества, содержащие полярную (водоактивную) и неполярную (воздушно-активную) части. Вещества такого типа способны адсорбироваться на границе раздела вода — воздух, ориентируясь своей полярной группой к воде, а неполярной — к воздушной фазе.

Полярные группы пенообразователей могут быть *неионизирующиеся* или *слабоионизирующиеся* ($-\text{OH}$, $=\text{C}=\text{O}$, $-\overset{\text{H}}{\text{C}}=\text{O}$), *ионизирующиеся анионные*, например $-\overset{\text{O}}{\parallel}{\text{C}}-\text{OH}$, $-\text{O}-\overset{\text{O}}{\parallel}{\text{S}}-\text{OH}$, $-\overset{\text{O}}{\parallel}{\text{S}}-\text{OH}$, и *ионизирующиеся катионные*: $-\text{NH}_2$, $=\text{N}$. Аполяр-

ная часть молекулы может быть представлена алкильным или арильным радикалом. Молекулы пенообразователей содержат обычно один углеводородный радикал и одну или небольшое число полярных групп. Используемые на практике пенообразователи содержат, как правило, от 5 до 12 атомов углерода в цепи, а их растворимость составляет обычно 0,2 — 5,0 г/л.

Адсорбция пенообразователей на границе раздела жидкость — газ позволяет изменять коалесцентную способность (слияние) воздушных пузырьков и степень их дисперсности в пульпе, скорость подъема пузырьков, структурно-механические свойства оболочек воздушных пузырьков и прочность пены.

Уменьшение коалесцентной способности и средней крупности пузырьков. В присутствии пенообразователя процесс коалесценции резко замедляется, так как в результате адсорбции на поверхности раздела жидкость — газ пенообразователь образует ориентированный слой молекул, полярные концы которых гидратируются диполями воды (рис. 10.9, б). Этот гидратированный слой приводит к повышению механической стойкости оболочек пузырьков и препятствует их слиянию при столкновении друг с другом, что позволяет сохранить в пульпе более мелкие пузырьки. Зависимость средней крупности пузырьков воздуха от концентрации пенообразователя в пульпе изображена на рис. 10.9, в.

Уменьшение скорости подъема пузырьков. При отсутствии пенообразователя в пульпе пузырьки не имеют на своей поверхности структурно-устойчивой гидратной оболочки (рис. 10.9, а), поэтому при всплытии в пульпе они легко деформируются и принимают форму, выгодную в гидродинамическом отношении. В результате этого скорость их подъема возрастает. Иначе обстоит дело с пузырьками воздуха, которые за-

ключены в довольно «жесткую» гидратную оболочку (см. рис. 10.9, б) и имеют вследствие этого форму, близкую к сферической. При подъеме такие пузырьки меньше деформируются, у них меньше возможностей принять выгодную в гидродинамическом отношении форму и поэтому скорость их подъема гораздо меньше скорости подъема пузырьков такого же размера в чистой воде. Снижение скорости подъема пузырьков под действием пенообразователей увеличивает содержание воздуха в пульпе и тем самым повышает вероятность их столкновения с минеральными частицами и флотации.

Повышение прочности пены. Пенной называется концентрированная эмульсия газа в жидкости. Если она не содержит твердых частичек, то ее называют двухфазной, если содержит

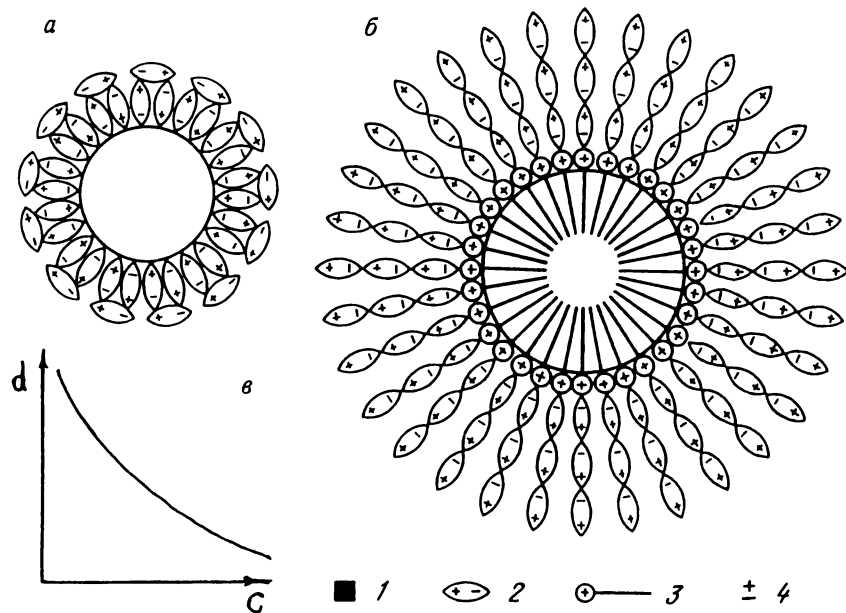


Рис. 10.9. Схема структуры гидратного слоя на поверхности чистого пузырька воздуха в воде (а), покрытого гетерополярными молекулами (б) и влияние концентрации пенообразователя C на средний размер пузырьков d в пульпе (е):

1 — масло; 2 — дипольные молекулы воды; 3 — гетерополярные молекулы; 4 — знак диполя

— трехфазной. В обоих случаях пенообразователь увеличивает прочность пены по следующим причинам:

- довольно прочная ассоциация молекул воды около полярных групп пенообразователя препятствует стеканию воды из прослая при выходе пузырьков в пенный слой (рис. 10.10). Чем больше гидратированы полярные группы пенообразователя, тем медленнее стекает вода с поверхности пузырька между адсорбированными слоями пенообразователя и тем прочнее и устойчивее пена;

- ассоциация молекул воды полярными группами пенообразователя затрудняет испарение жидкости из тонкой прослойки между пузырьком и атмосферой, тем самым затрудняя дальнейшее ее утоньшение и разрушение пузырька;

- адсорбированный слой пенообразователя увеличивает эластичность пузырька и его сопротивляемость разрушению при случайных механических воздействиях.

Последняя причина обусловлена тем, что при внезапном растяжении пузырька концентрация молекул пенообразователя в зоне растяжения (см. рис. 10.10) уменьшится и вызовет увеличение поверхностного натяжения и, следовательно, появление сил, препятствующих дальнейшему растяжению поверхности в данном месте. Прочность пузырька автоматически возрастает как раз в том месте, где возникла опасность разрыва пленки и разрушения пузырька.

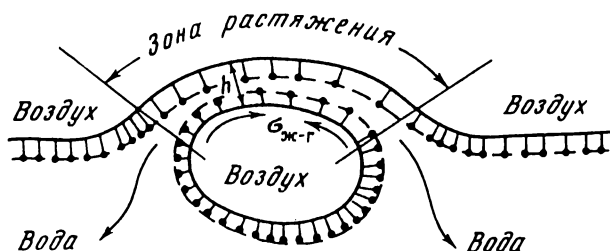


Рис. 10.10. Стабилизация пузырька молекулами пенообразователя

Повышение прочности закрепления пузырька на частице.

Пенообразователи, являясь поверхностно-активными веществами, закрепляются не только на поверхности раздела жидкость — газ, но и на поверхности раздела жидкость — твердое, активно влияя на гидрофобизацию поверхности и флотиримость многих минералов. Например, основная масса сульфидных минералов может быть сфлотирована одним пенообразователем без добавки собирателя.

Разрушение слоя флотационной пены, представляющей собой трехфазную систему, состоящую из пузырьков, водных прослоек и твердых частиц, происходит в результате коалесценции пузырьков в пенном слое и разрушения их на поверхности. Флотирующиеся частицы в зависимости от степени их гидрофобности могут ускорять (если $\theta > 90^\circ$) и затруднять (если $\theta < 90^\circ$) эти процессы. В результате разрушения и коалесценции пузырьков наблюдается вторичная концентрация минералов в пене. Обогащение верхних и обеднение нижних слоев пены происходят вследствие вымывания частиц породы или депрессируемого минерала стекающей между пузырьками водой.

Из большого числа соединений, предложенных в качестве пенообразователей, наибольшее распространение на обогатительных фабриках получили гетерополярные соединения с неионизирующейся полярной группой, сосновое масло и синтетические реагенты: ОПСБ, Т-88, МИБК, циклогексанол, масло Х, ТЭБ, Д-3 и др.

10.3. Режимы флотации

10.3.1. Классификация минералов по флотиремости

Предложенная М.А. Эйгелесом классификация минералов по флотиремости позволяет сгруппировать их следующим образом.

1. Неполярные минералы, обладающие высокой естественной гидрофобностью (самородная сера, графит, каменный уголь, молибденит, тальк, озокерит). Минералы этой группы флотируются аполярными собирателями, например керосином.

2. Самородные металлы (золото, серебро, платина, медь), сульфиды цветных, черных и редких металлов и близкие к

ним по флотационным свойствам теллуристые (теллуриды) и селенистые (селениды) металлы. Минералы легко флотируются сульфгидрильными собирателями.

3. Окисленные минералы цветных металлов (карбонаты свинца, цинка и меди, сульфат свинца, окислы меди и др.). Минералы этой группы флотируются сульфгидрильными собирателями после сульфидизации.

4. Соли щелочноземельных металлов, не содержащие кремнекислоты и карбонаты черных металлов (апатит, фосфориты, кальцит, шеелит, флюорит, барит, сидерит, родохрозит и др.). Минералы легко флотируются оксигидрильными собирателями без предварительной активации.

5. Окислы железа, марганца, олова (магнетит, гематит, псиломелан, пиролюзит, касситерит и др.). Минералы этой группы флотируются без активации оксигидрильными собирателями, но значительно хуже, чем минералы предыдущей группы.

6. Силикаты и кварц. Многие из минералов этой группы флотируются анионными оксигидрильными собирателями. Иногда требуется предварительная активация, если на гранях или поверхностях разлома минерала не имеется достаточного количества катионов, способных образовывать с анионным собирателем труднорастворимые или прочные комплексные соединения. Такие минералы часто лучше флотируются катионными собирателями. Более детальное исследование флотационных свойств минералов данной группы приведет в дальнейшем к разделению ее на отдельные подгруппы.

7. Растворимые в воде минералы: галит (NaCl), сильвин (KCl), карналлит ($\text{KCl} \cdot \text{MgCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$), бишофит ($\text{MgCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$) и др. Минералы этой группы флотируются из насыщенных растворов, называемых «маточником» или «рапой», обычно катионными и гораздо реже анионными собирателями.

10.3.2. Флотация руд, содержащих минералы с высокой естественной гидрофобностью

Высокая естественная гидрофобность каменного угля, графита, самородной серы и талька обусловлена особенностями их кристаллических структур. Значения краевого угла смачивания при этом зависят от соотношения на макроповерхности

минерала высокогидрофобных плоскостей спайности и гидрофильных торцевых участков кристалла.

Несмотря на высокую естественную гидрофобность угля, самородной серы, графита и талька, термодинамическая вероятность их флотации реализуется плохо. Эффективная флотация минералов достигается только после загрузки аполярных собирателей (керосина, масла, нефтепродуктов и др.), которые закрепляются на поверхности в виде линз или капелек, обеспечивая прорыв гидратной прослойки между частицей и пузырьком при их встрече и способствуя многократному упрочнению образовавшегося контакта. Флотационная активность аполярного собирателя обычно тем выше, чем больше содержание в нем непредельных соединений и ароматических углеводородов, чем лучше он эмульгирован и чем выше исходная гидрофобность флотируемых частиц.

Для гидрофобизации полярных участков поверхности необходима добавка гетерополярных реагентов. Поэтому в общем случае наиболее эффективной при флотации рассматриваемой группы минералов является смесь или сочетание двух типов реагентов: поверхностно-активных веществ с гетерополярным строением молекул и малорастворимых в воде аполярных веществ. Оптимальное соотношение их определяется характером перерабатываемого сырья и устанавливается экспериментально. Расход смеси составляет 0,5—1,5 кг/т.

Помимо гидрофобизации полярных участков поверхности флотируемых частиц, добавка поверхностно-активных реагентов улучшает эмульгирование аполярных реагентов, а также аэрацию пульпы и образование устойчивой пены. Лучшие результаты получены с реагентами, имеющими в качестве полярной группы гидроксил (пенореагент, синтетические спирты, кубовые остатки производства бутилового спирта, метилизобутилкарбинол, сосновое масло и др.).

Минералы первой группы обычно совместно в рудах встречаются, поэтому задача обогащения сводится к отделению их от пустой породы при минимальных расходах на измельчение, реагенты и минимальном времени флотации. К технологическим особенностям флотационного обогащения руд, содержащих минералы первой группы, следует отнести:

- необходимость преодоления вредного влияния тонкодисперсных глинистых шламов, гипса, растворимых органических веществ или битуминизированной пустой породы. Для этого применяются загрузки жидкого стекла (до 2 кг/т), пирофосфат, тринатрийфосфат или сульфитцеллолозный щелок. Они пептизируют тонкие шламы и подавляют флотацию битуминизированной пустой породы;

- при разработке режима измельчения и схемы обогащения необходимо учитывать, во-первых, что более мягкие полезные минералы при измельчении режутся острыми краями твердых зерен пустой породы, а это может привести к ухудшению качества конечного, например графитового, концентрата. Во-вторых, при взаимодействии гидрофобных минералов и пустой породы в мельницах последняя приобретает флотационную активность, что снижает эффективность перемывочных операций флотации и ухудшает качество получаемых концентратов;

- сера, графит, уголь и тальк имеют относительно малую плотность, поэтому максимальная крупность флотирующихся зерен для них несколько выше, чем для других минералов. Она составляет при флотации в машинах механического типа около 0,5 мм, а при флотации в машинах пенной сепарации может достигать несколько миллиметров, что позволит получить максимальный выход, например, более ценных сортов крупночешуйчатого графита.

10.3.3. Флотация сульфидных руд и самородных металлов

Сульфидные руды являются основным источником получения цветных металлов. На всех обогатительных фабриках при их флотации используются сульфгидрильные собиратели — ксантогенаты, аэрофлоты и др.

Флотация медных и медно-молибденовых руд. Медь в таких рудах в основном представлена халькопиритом (CuFeS_2), борнитом (Cu_5FeS_4), халькозином (Cu_2S), а железо — пиритом (FeS_2) и пирротинном (FeS), содержание которых в рудах изменяется от нескольких процентов (в медных порфириновых рудах) до 65—85 % (в медистых пиритах). Практически единст-

венным извлекаемым молибденовым минералом в медных рудах является молибденит.

Сульфидные минералы меди обладают высокой флотационной активностью в широком диапазоне рН: от 6 до 13—14. Причем вторичные сульфиды меди флотируются лучше первичных и депрессируются при более высоких значениях рН пульпы. Депрессирующее действие на флотацию сульфидов меди оказывают цианидные, сульфидные и гидроксильные ионы.

Отличительной особенностью флотационного поведения сульфидов железа по сравнению с сульфидами меди является гораздо более высокая их чувствительность к депрессирующему действию цианидных и гидроксильных ионов, что и используется на практике.

Особенности гидрофобизации и флотации молибденита близки к таковым для минералов, обладающих естественной гидрофобностью, к которым он относится в силу особенностей своего кристаллического строения. Обычные подавители сульфидов на молибденит (при обычных расходах) практически не действуют. В то же время молибденит депрессируется органическими коллоидами — крахмалом и декстрином.

Принципиальные схемы последовательного извлечения сульфидов меди, железа и молибдена при флотации медных и медно-молибденовых руд приведены на рис. 10.11.

Коллективная медно-пиритная или медно-молибденовая флотация осуществляется в нейтральной или слабощелочной среде при плотности пульпы 25—35 %. Слабощелочная среда создается или содой, или небольшими загрузками сернистого натрия (0,1—0,3 кг/т), подаваемого для активации флотации окисленных медных минералов. Повышению качества коллективного концентрата и извлечению в него металлов способствует применение депрессоров пустой породы: жидкого стекла, гексаметафосфата, КМЦ и других реагентов. Для усиления действия сульфгидрильного собирателя и более полного извлечения сростков и молибденита используются добавки аполярных масел, загружаемых в виде эмульсии. В качестве пенообразователей в этом случае применяют спиртовые реагенты (сосновое масло, ОПСБ, метилизобутилкарбинол), пенообразующее действие которых изменяется незначительно в присутствии аполярных собирателей.

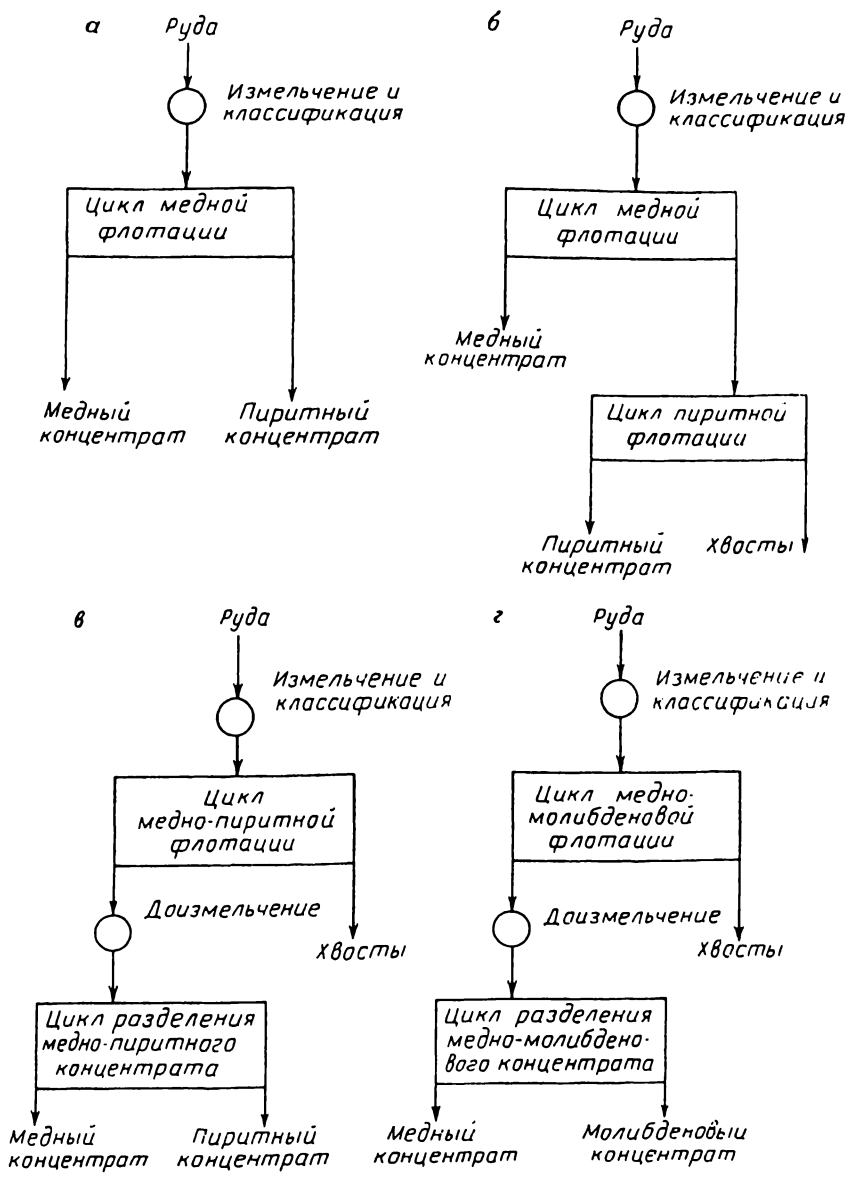


Рис. 10.11. Принципиальные схемы флотации медных и медно-молибденовых руд

Отделение сульфидов меди от сульфидов железа при селективной флотации руды (рис. 10.11, а, б) или коллективного медно-пиритного концентрата (рис. 10.11, в) производится в сильнощелочной среде (рН 11—12), создаваемой известью. Трудности получения пиритного концентрата по схеме рис. 10.11, б обусловлены необходимостью понижения рН всей рудной пульпы для активации задепрессированного известью пирита. Для этого могут быть применены серная кислота, углекислота отходящих дымовых газов металлургических заводов, кремнефтористый натрий, серноокисное железо или другие реагенты, снижающие значение рН пульпы до 8—9. Иногда лучшие результаты дает предварительное сгущение с последующим разбавлением свежей водой или кислыми рудничными водами.

Для разделения коллективных медно-молибденовых концентратов используются методы, основанные на депрессии как молибденита, так и сульфидов меди и железа.

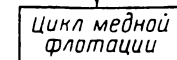
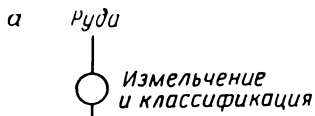
Так, на ряде зарубежных фабрик (Артур, Магна, Сильвер Белл) при селективной флотации медно-молибденового концентрата молибденит депрессируют декстрином.

На других обогатительных фабриках для разделения медно-молибденового концентрата используются методы, основанные на депрессии сульфидных минералов меди и железа и активной флотации молибденита. Депрессия флотации сульфидов меди и железа при этом достигается:

- применением сульфида (Na_2S), гидросульфида (NaHS) натрия или их смеси в соотношении 1 : 1. Разделение осуществляется в сильнощелочной среде (рН 11—12) при высоких расходах реагента (2—20 кг/т коллективного концентрата), обеспечивающих высокую концентрацию сульфидных ионов в пульпе. Благодаря этому достигается десорбция собирателя с поверхности сульфидов меди и железа и депрессия их флотации;

- использованием реагента «Ноукс», представляющего собой продукт взаимодействия P_2S_5 с NaOH . Механизм депрессирующего действия сульфидных ионов в данном случае дополняется гидрофилизующим действием фосфатных ионов при закреплении их на поверхности, депрессируемых минералов;

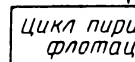
Рис. 10.12. Принципиальные схемы флотации медно-цинково-пиритных руд



Медный концентрат



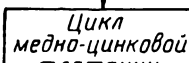
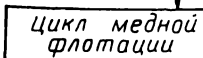
Цинковый концентрат



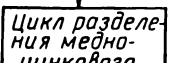
Пиритный концентрат

хвосты

в

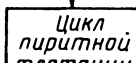


десорбция и доизмельчение



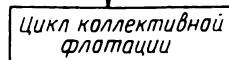
Медный концентрат

Цинковый концентрат



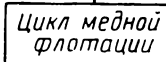
Пиритный концентрат

хвосты

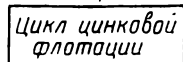


○ Десорбция и доизмельчение

хвосты



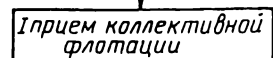
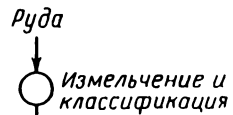
Медный концентрат



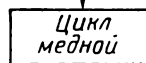
Цинковый концентрат

Пиритный концентрат

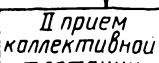
г



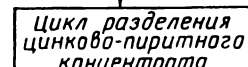
○ Десорбция и доизмельчение



Медный концентрат



хвосты



Цинковый концентрат

Пиритный концентрат

- загрузкой реагента «Анимол Д», представляющего собой продукт взаимодействия As_2O_3 с Na_2S , в результате которого образуются сульфидные и арсенатные ионы. Механизм депрессирующего действия данного реагента аналогичен реагенту «Ноукс»;

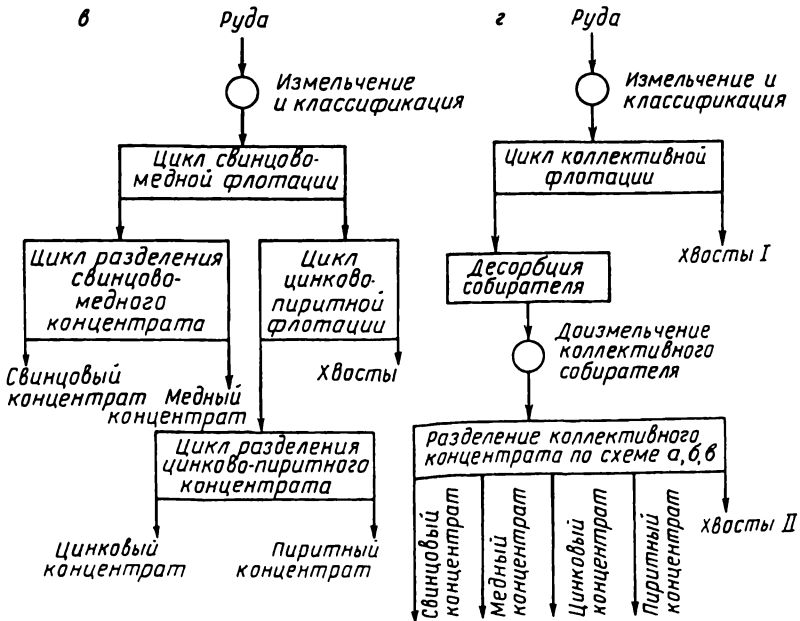
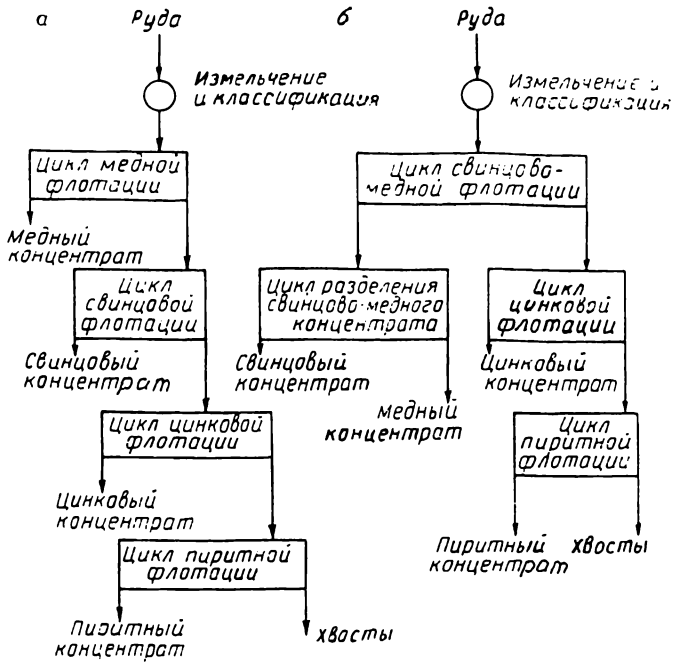
- применением цианида (0,5 кг/т) совместно с цинковым купоросом или ферроцианидом (1,0—1,5 кг/т) в слабощелочной среде (рН 7—8).

Флотация медно-цинково-пиритных руд. Принципиальные схемы флотационного разделения сульфидов меди, цинка и железа приведены на рис. 10.12.

Промышленные способы разделения сульфидных минералов меди и цинка в цикле медной флотации основаны в основном на депрессии сульфидов цинка (сфалерита). Для этого используются различные сочетания следующих реагентов: цианида, растворяющего ксантогенатные соединения меди на поверхности сфалерита, сернистого натрия, связывающего ионы меди и предотвращающего активацию цинковой обманки; сульфоксидных соединений (сернистой кислоты, сульфита натрия, бисульфита аммония), изменяющих окислительно-восстановительный потенциал пульпы и скорость окисления сульфидных ионов и минералов в пульпе; цинкового или железного купороса, образующего с гидроксильными, карбонатными, цианидными и сульфоксидными ионами в определенных условиях соединения гидрофилизующие поверхность сфалерита, и щелочи (соды или извести). Применяемое сочетание реагентов обеспечивает депрессию и сульфидов железа. Гораздо реже при разделении сульфидных минералов меди и цинка используются режимы, основанные на применении ферроцианида, депрессирующего флотацию сульфидов меди.

В циклах цинково-пиритной и пиритной флотации сульфиды отделяются от пустой породы. Флотация проводится в среде, близкой к нейтральной. Для активации сфалерита и задепрессированного цианидом пирита загружается медный купорос при расходе его 0,1—0,3 кг/т.

Рис. 10.13. Принципиальные схемы флотационного обогащения полиметаллических руд



Флотации сульфидов цинка в циклах цинково-пиритного концентрата и цинковой флотации предшествует аэрация пульпы в известковой среде при рН не ниже 11 с целью депрессии сульфидов железа.

Извлечению сульфидов железа из хвостов цинковой флотации предшествует нейтрализация действия извести с использованием методов и реагентов, применяемых при флотационного медных руд.

Флотация полиметаллических руд. К основным сульфидным минералам полиметаллических обычно вкрапленных руд относятся галенит, халькопирит и другие сульфиды меди, сфалерит, пирит и пирротин. Принципиальные схемы их флотации и разделения приведены на рис. 10.13.

Коллективная флотация всех сульфидов проводится в содовой среде при рН 8—9 и интенсивном пенообразовании. Снижению потерь металлов в хвостах способствует загрузка большей части собирателя (до 70 %) в циклы измельчения.

Процесс подготовки коллективного концентрата к разделению включает десорбцию собирателя с его поверхности и доизмельчение до необходимой крупности. Для десорбции собирателя используется один из следующих способов: интенсивное перемешивание концентрата без аэрации с сернистым натрием при расходе 3—6 кг/т с последующей отмывкой десорбированного собирателя и избытка сернистого натрия; перемешивание с сернистым натрием (до 2 кг/т) и активированным углем (до 1 кг/т) без последующей отмывки; перемешивание только с активированным углем (до 2 кг/т) без отмывки.

Отделение сульфидов свинца и меди от сульфидов цинка и железа и пустой породы в цикле свинцово-медной флотации осуществляется в слабощелочной среде (рН 7—9), создаваемой обычно загрузкой соды и реже известью при дозировках цианида 15—100 г/т и сернокислого цинка в количестве, в 5—10 раз превышающем загрузку цианида натрия (режим Шеридана — Грисвольда).

Способы разделения свинцово-медных концентратов можно свести к следующим основным реагентным режимам, основанным:

- на флотации сульфидов меди и депрессии галенита: реагентом-окислителем (бихроматом, перекисью водорода, перманганатом, хлорной известью) в слабокислой или слабощелочной среде (рН 6—8) при расходе 0,5—2,5 кг/т концентрата: сернистой кислотой с бихроматом или крахмалом, или с бихроматом и крахмалом; сульфитом или тиосульфатом натрия с солью тяжелого металла (цинковым или железным купоросом, треххлористым железом или алюминием) при значении рН от 5,5 до 6,2. В присутствии вторичных сульфидов меди используется сульфит натрия с бихроматом;

- на флотации галенита и депрессии сульфидов меди: цианидом в щелочной среде (рН около 10) иногда с небольшими добавками сернистого натрия (0,3—0,5 кг/т концентрата); смесью цианида и цинкового купороса, взятых в соотношении, необходимом для образования комплексной цинкцианистой соли $\text{Na}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$ (метод Ю.И. Еропкина); ферроцианидом при расходе 3—7 кг/т концентрата.

Реагентные режимы пиритной, цинково-пиритной и цинковой флотаций не отличаются принципиально от таковых при флотации медно-цинково-пиритных руд.

Флотация медно-никелевых руд. Сульфиды никеля в них представлены пентландитом $(\text{Fe}, \text{Ni})_9\text{S}_8$, миллеритом NiS и никеленосным пирротинном, имеющим магнитную (моноклинный пирротин) и немагнитную (гексогональный пирротин) разновидности; сульфиды меди — халькопиритом (CuFeS_2) , кубической разновидностью его — кубанитом и иногда талнахитом.

Флотационное извлечение сульфидов меди и никеля в коллективный концентрат осуществляется с применением сульфидрильных собирателей: бутилового ксантогената (100—200 г/т) и азрофлота (100—200 г/т). Для депрессии флотоактивных силикатных минералов пустой породы используются органические депрессоры (150—400 г/т): карбоксиметилцеллолоза

(КМЦ); сульфозфиры целлюлозы (СЭЦ), этансульфоцеллюлоза (ЭСЦ); медно-аммиачные растворы целлюлозы. На зарубежных фабриках применяют также гуартек и кукурузный декстрин. При флотации в щелочной среде, создаваемой загрузками соды (0,5—3,0 кг/т) при рН 7,5—9,5, лучшие результаты получены при применении КМЦ. Наиболее эффективная депрессия флотоактивных силикатов достигается в слабокислой среде (рН 3—5), создаваемой загрузкой серной, щавелевой или сернистой кислот. Предпочтительными депрессорами в этом случае являются СЭЦ и ЭСЦ.

Слабокислая среда является также предпочтительной по сравнению с щелочной для активации флотации никеленосного пирротина, которая осуществляется медным купоросом (до 50 г/т) или медно-аммиачным комплексом $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4 \cdot \text{SO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}]$, образующимся при смешении аммиака и медного купороса в соотношении 2 : 1.

Если отношение содержания меди к содержанию никеля в коллективном концентрате меньше 2, то его подвергают плавке на фэйнштейн, который после измельчения направляется на флотационное разделение. При загрузке ксантогената (1,0—1,3 кг/т фэйнштейна) и пенообразователя в сильнощелочной среде (рН ~ 12), создаваемой обычно едким натром, сульфиды меди флотируются, а в камерный продукт переходят сульфиды никеля и сплав никеля с небольшим количеством меди.

Коллективный медно-никелевый концентрат подвергается непосредственному разделению, если отношение содержаний меди и никеля больше 2. Селекция концентратов после их доизмельчения основана на довольно эффективной депрессии флотации пентландита и пирротина в щелочной известковой среде (рН 9—12), не влияющей существенно на флотируемость халькопирита. Предварительная пропарка концентрата при температуре 80 °С позволяет понизить расход извести и улучшить условия селективной флотации.

Флотация сульфидных руд мышьяка, сурьмы и ртути. Основными промышленными минералами в таких рудах являются киноварь (HgS), антимонит (Sb_2S_3) и арсенопирит (FeAsS).

Селективная флотация сульфидных руд мышьяка, сурьмы и ртути осуществляется обычно с применением сульфгидрильных собирателей по коллективно-селективным схемам.

Разделение коллективного концентрата, получаемого при флотационном обогащении сурьмяно-мышьяковых руд, можно осуществить: депрессируя арсенопирит и пирит загрузками щелочи, цианида и цинкового купороса и флотируя антимонит или депрессируя антимонит сернистым или едким натром, флотируя пирит и арсенопирит ксантогенатом с небольшими добавками медного купороса.

Разделение коллективных мышьяково-ртутных концентратов, содержащих арсенопирит и киноварь, легко достигается депрессией арсенопирита известью. Флотационное разделение сурьмяно-ртутных концентратов основано на значительно более высокой окисляемости антимонита по сравнению с киноварью. Активным реагентом-окислителем, обеспечивающим эффективную депрессию антимонита, в этом случае является перекись водорода в сочетании с хромпиком, не влияющими существенно на флотацию киновари.

При совместном присутствии в руде или в коллективном концентрате сульфидов мышьяка, сурьмы и ртути может быть принята следующая последовательность их флотации. От антимонита и арсенопирита киноварь отделяется в щелочной среде; после извлечения киновари флотируется антимонит в присутствии медного купороса. Для депрессии арсенопирита добавляются жидкое стекло и цианид. В последнюю очередь флотируется арсенопирит после активации его сернистым натрием. По такой схеме получают три кондиционных концентрата: ртутный, сурьмяный и мышьяковый.

Флотация самородных металлов. Из самородных металлов в рудах встречается золото, серебро, платиноиды, медь, реже висмут и ртуть. Наибольшее практическое значение имеет флотация золота и меди. Свободное мелкое золото легко флотируется ксантогенатами при pH 7—9.

Флотационное извлечение мелких зерен самородной меди из руд может быть осуществлено в слабокислой, нейтральной или слабощелочной средах в присутствии сульфгидрильных собирателей и дисульфидов.

10.3.4. Флотация окисленных и смешанных руд цветных металлов

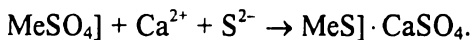
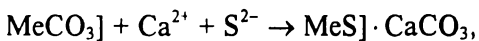
Полезные минералы в таких рудах представлены сульфидами, карбонатами, сульфатами, силикатами, фосфатами, арсенатами и другими минеральными соединениями, обладающими различной флотуемостью.

Сульфидные минералы из руд флотируются с использованием рассмотренных режимов. Для флотационного извлечения окисленных минералов цветных металлов на практике используется и позволяет получать устойчивые технологические показатели только *режим сульфидизации* с последующей флотацией с сульфгидрильными или катионными собирателями.

При сульфидизации окисленных минералов на них образуется сульфидная пленка. Скорость ее роста зависит от природы минерала, концентрации сульфидизатора, времени контакта с ним, ионного состава жидкой фазы пульпы и ее температуры.

Наиболее легко сульфидизируются карбонаты меди (малахит $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$, азурит $2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$) и свинца (церуссит PbCO_3). При их сульфидизации не требуется установки контактных чанов и сульфидизатор загружается непосредственно во флотационную машину в несколько приемов при общем расходе 0,5—1,5 кг/т. Сульфидизация карбонатов меди лучше протекает при низкой щелочности пульпы, а церуссита при pH 9,5. Англезит (PbSO_4) также легко сульфидизируется, особенно при оптимальном значении pH 7,5—8,2, но требует более длительного перемешивания (до 10 мин) с сульфидизатором. Ионы хлора замедляют сульфидизацию карбонатов и сульфатов свинца и меди, а ионы кальция и магния могут ока-

зать депрессирующее действие на их флотацию за счет образования на сульфидизированной поверхности зерен осадков CaCO_3 и CaSO_4 по реакциям:



Добавка солей аммония (NH_4Cl или $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$) повышает растворимость солей кальция и магния и уменьшает их вредное влияние на сульфидизацию и флотацию. При большом количестве в руде растворимых солей и шламов сульфидизация успешно протекает только после предварительного их удаления путем промывки крупнодробленной руды.

Другие окисленные минералы свинца (вульфенит PbMoO_4 , крокоит PbCrO_4 , ванадинит $\text{Pb}_5(\text{VO}_4)_3\text{Cl}$, пироморфит $\text{Pb}_5(\text{PO}_4)_3\text{Cl}$, миметезит $\text{Pb}_5(\text{AsO}_4)_3\text{Cl}$) и меди (куприт Cu_2O) сульфидизируются хуже, даже при оптимальных значениях pH 5,5—8,0. Пломбоярозит $\text{Pb} \cdot \text{Fe}_6[(\text{OH})_6(\text{SO}_4)_3]$ и силикаты меди не сульфидизируются и при флотации теряются в хвостах.

Из всех методов, предложенных для извлечения окисленных цинковых минералов (смитсонита ZnCO_3 и каламина $\text{Zn}_4\text{Si}_2\text{O}_7(\text{OH})_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$) из руд, наиболее перспективными являются методы Дэвиса — Андреевой и Рзя.

Метод Дэвиса — Андреевой заключается в предварительной сульфидизации обесшламленной плотной пульпы ($T_{\text{Ж}} = 1$) при температуре 50—70 °С, активации медным купоросом и последующей флотации с ксантогенатом и аэрофлотом после разбавления пульпы холодной водой. Метод Рзя предусматривает флотацию окисленных цинковых минералов катионным собирателем (первичными алифатическими аминами) при pH 10,5—11,5 после перемешивания пульпы с сернистым натрием при обычной температуре. Расход сульфидизатора в обоих случаях составляет 3—6 кг/т, собирателя — 150—300 г/т. Пустая порода депрессируется жидким стеклом или КМЦ (300—400 г/т).

10.3.5. Флотация несulfидных руд солеобразных минералов

Из несulfидных солеобразных минералов наиболее важное промышленное значение имеют барит BaSO_4 , флюорит CaF_2 , кальцит CaCO_3 , магнезит MgCO_3 , доломит $\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$, апатит $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3(\text{F}, \text{Cl}, \text{OH})$, шеелит CaWO_4 , повеллит CaMoO_4 .

Гидрофобизация и флотация минералов довольно легко обеспечиваются в присутствии оксигидрильных собирателей (мыл, органических кислот, алкилсульфатов, алкилсульфонатов и др.), образующих с катионами щелочноземельных металлов на поверхности труднорастворимые соединения. Ксантогенаты не образуют таких соединений и не обладают собирательными свойствами по отношению к несulfидным минералам. Катионными собирателями наиболее легко флотируется барит. Минералы обладают близкими флотационными свойствами. Особенно трудно разделить минералы с одинаковым катионом в кристаллической решетке (например, кальцит, флюорит и шеелит).

Флотация барита из руд. Барит относится к легкофлотируемым минералам. Он флотируется обычно в щелочной среде с олеиновой кислотой, талловым мылом в смеси с керосином, сульфатным мылом, 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. Силикаты легко депрессируются жидким стеклом. Расход депрессора резко увеличивается (до 1,5—4,0 кг/т) с возрастанием в руде содержания карбонатов кальция и магния. Если в руде присутствуют значительные количества окисленных минералов железа, то флотацию барита проводят в содовой среде (при pH 11) карбоксильным собирателем с использованием в качестве депрессора окислов железа метасиликата натрия (0,5—1,0 кг/т).

Флотация флюорита из руд. Флюорит легко флотируется с оксигидрильными собирателями: олеиновой кислотой; олеатом натрия, аэрозолями ОТ и МА (диалкилсульфосукцинатом натрия); алкилсульфатом. Максимальная сорбция собирателя и флотируемость минерала наблюдаются при рН 6.

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 загрузкой жидкого стекла и соли аммония (0,6—0,8 кг/т).

Наибольшие трудности возникают при флотации баритофлюоритовых руд. По схеме селективной флотации 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—1,0 кг/т), или 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 баритофлюоритового концентрата по коллективно-селективной схеме флотации осуществляется путем депрессии барита танином и солью закисного железа, декстрином и бихроматом калия, КМЦ и серноокислым алюминием, лигнинсульфанолом, декстрином или крахмалом.

Флотация фосфатных минералов из руд. К основным промышленным фосфатным минералам относятся апатит, фосфорит и монацит.

Апатит и *фосфорит* обладают близкими флотационными свойствами. Они легко флотируются оксигидрильными собирателями. Однако невысокая стоимость минералов требует применения дешевых реагентов. Поэтому наиболее широко используются заменители жирных кислот или мыл: сульфатное мыло, талловое масло, смесь жирных кислот, торфяная смо-

ла и другие реагенты, часто в смеси с аполярными собирателями.

Флотационное извлечение апатита из апатито-нефелиновых руд Хибинских месторождений осуществляется в естественной щелочной среде (рН 9,3—9,7), обусловленной присутствием нефелина.

При отсутствии в руде карбонатов щелочноземельных металлов разделение фосфорита и 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.

При большом количестве карбонатов в фосфоритовых рудах сначала флотируют их мылами жирных кислот или синтетическими жирными кислотами (C₁₀ — C₁₆) при депрессии фосфоритов фосфорной кислотой в слабокислой среде (рН 4,5—5,0), а затем в щелочной среде, создаваемой содой, флотируют фосфориты смесью жирной кислоты и аполярного собирателя.

Флотация *монацита* с сульфированными растительными маслами в кислой среде и алифатическими аминами с крахмалом в щелочной среде используется для доводки гравитационных моноцитовых концентратов.

Флотация шеелитовых и вольфрамитовых руд. Основные минералы вольфрама: шеелит CaWO₄, вольфрамит (Mn, Fe)WO₄, иногда гюбнерит MnWO₄, ферберит FeWO₄ — флотируются собирателями типа жирных кислот (0,1—0,4 кг/т) в щелочной среде (рН 9—10), создаваемой содой (1—5 кг/т). Для подавления пустой породы, представленной в основном силикатами (кварцем, полевыми шпатами, слюдами и другими минералами), используется жидкое стекло (1—7 кг/т), кремнефтористый натрий, бихромат или декстрин. Удаление сульфидов при наличии их в исходной руде производится в голове процесса с применением сульфгидрильных собирателей.

Получаемые черновые концентраты загрязнены кальциевыми минералами (кальцитом, апатитом, флюоритом и др.),

некоторыми силикатами (топазом, слюдами и др.), остатками сульфидных минералов и поэтому направляются после предварительного сгущения до 50—60 % твердого в цикл доводки концентрата, который осуществляется по методу Петрова. Сущность метода заключается в избирательной десорбции собирателя с поверхности карбонатов кальция, магния и силикатных минералов в процессе обработки (пропарки) черновых концентратов в 3—4 % растворе жидкого стекла при температуре 85—90 °С в течение 30—60 мин. В результате этого минералы породы депрессируются, а шеелит и обычно сопутствующий ему повеллит CaMoO_4 сохраняют свою флотируемость. После разбавления холодной водой до 25—30 % твердого и двух-трех перечисток получают кондиционный концентрат.

10.3.6. Флотация окислов металлов

Группа окислов весьма многочисленна и многообразна. В настоящее время флотация используется для извлечения из руд окислов железа, марганца, хрома, титана, тантала, ниобия, олова, алюминия, урана, тория и некоторых других металлов.

Флотация железных руд. К основным промышленным минералам в железных рудах относятся магнетит Fe_3O_4 , гематит и мартит Fe_2O_3 , гетит и водные окислы железа, объединяющиеся под общим названием бурые железняки и с общей формулой $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}_{0,5-3}$, сидерит FeCO_3 . Все они могут флотироваться с оксигидрильными собирателями.

Прямая анионная флотация окислов железа обычно проводится при значениях рН 6—7 в операциях основной и контрольной флотации и рН 5,5—6 в перечистных операциях. Для регулировки рН используется серная кислота (до 0,8 кг/т). Иногда флотация проводится в содовой среде (рН до 9,5—10). Для депрессии минералов породы загружается жидкое стекло или коллоидная кремневая кислота (до 1 кг/т).

Обратная анионная флотация минералов породы производится в сильнощелочной известковой среде (при рН ~ 11). Железный концентрат получается камерным продуктом. Депрессия флотации минералов железа обеспечивается депрессирующим действием гидроксильных ионов, загрузкой органического депрессора — крахмала, КМЦ, лигнинсульфоната — или другого аналогичного им реагента при расходе 0,6—1,0 кг/т и, наконец, депрессирующим действием ионов кальция. В то же время ионы кальция играют роль активатора силикатов породы. К достоинству 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 окислов железа применяется крахмал, декстрин, танин (0,5—1,0 кг/т). Вместо них могут использоваться менее дефицитные сульфат-целлюлозный щелок, отходы мукомольного производства, КМЦ и другие органические депрессоры.

Флотация хромитовых руд. Флотационные свойства единственного промышленного минерала хрома — хромита $\text{FeO} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3$ — близки к флотационным свойствам окислов железа.

Флотация марганцевых руд. Основные промышленные минералы марганца: пиролюзит MnO_2 , браунит Mn_2O_3 , манганит $\text{Mn}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$, псиломелан — вад $(\text{MnO}_2)_m \cdot (\text{MnO})_n \cdot \text{H}_2\text{O}$, родохрозит MnCO_3 — характеризуются высокой гидратированностью их поверхности, легко шламуются и обладают худшей флотиремостью по сравнению с окислами железа. Флотационное отделение минералов марганца от минералов породы принципиально не отличается от схем и режимов прямой и обратной анионной флотации железных руд.

Флотация минералов титана и циркония из руд и россыпей. 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 бадделейт ZrO_2 .

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 среде. Для повышения селективности процесса при флотации рутила используют сочетание жирных кислот с аминами.

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 жирнокислотным собирателем (до 5 кг/т). После нейтрализации щелочности серной кислотой (до рН 7) флотируются рутил и ильменит;
- флотация циркона жирнокислотным собирателем при рН 8—9 после обработки коллективного концентрата газообразным азотом, глубоко депрессирующим ильменит и рутил;
- флотация циркона мылом при рН 11,4—11,5 после предварительной промывки коллективного концентрата кислотой;
- флотация циркона при рН 1,5—2,0 после предварительной обработки коллективного концентрата раствором мыла (0,2—1,0 кг/т) и последующей промывки кислотой (10—15 кг/т);
- флотация рутила и ильменита при рН 5,5—6,0 оксигидрильным собирателем (0,5—1,0 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—4,0.

Флотация танталониобиевых руд. К основным минералам тангала и ниобия относятся танталит $(\text{Fe}, \text{Mn}) \cdot \text{Ta}_2\text{O}_6$, колумбит $(\text{Fe}, \text{Mn}) \cdot \text{Nb}_2\text{O}_6$, пироклор $(\text{Na}, \text{Ca})_2 (\text{Nb}, \text{Ti})_2\text{O}_6 [\text{F}, \text{OH}]$, микролит $(\text{Na}, \text{Ca})_2(\text{Ta}, \text{Ti})_2\text{O}_6 \cdot [\text{F}, \text{OH}]$ и лопарит $(\text{Na}, \text{Ce}, \text{Ca}) \cdot (\text{Nb}, \text{Ti})\text{O}_3$.

В первых циклах обычно производится удаление аполярных, сульфидных минералов, слюд, минералов щелочноземельных металлов. Дальнейшие циклы включают флотацию основных ценных окислов и силикатов, доводку полученных концентратов и их разделение, в процессе которых используются операции кислотной и щелочной обработок различных продуктов, отмывки и обесшламливания.

Флотация оловянных руд. Основным промышленным минералом этих руд является касситерит SnO_2 , иногда присутствуют небольшие количества станнина $\text{Cu}_2\text{FeSnS}_4$. Необходимым условием селективной флотации касситерита является тщательное обесшламливание исходного питания основной оловянной флотации, иногда вторичное обесшламливание грубого концентрата перед его перемешивкой или доводкой. Вместе со шламами удаляются растворимые соли, затрудняющие осуществление избирательной дезактивации и депрессии минералов породы. Сульфиды, если они присутствуют в исходном питании, удаляются предварительной флотацией с сульфгидрильными собирателями, обычно в слабокислой среде (pH 6,0—6,5).

В качестве собирателя при флотации касситерита предложено большое количество органических соединений, однако практическое использование получили только карбоновые, арсеновые, фосфоновые, алкилгидроксамовые, сульфоянтарные кислоты и их производные.

Флотация бокситов. Бокситы представляют собой смесь гидраргиллита $(\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O})$, диаспора и бемита (разновидностей $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$) с каолинитом, кварцем, минералами железа и титана.

Наиболее эффективным собирателем гидратированных окислов алюминия является олеиновая кислота (0,4—0,6 кг/т). На практике часто пользуются ее смесью с талловым и машинным маслом (или керосином). Обязательными условиями при флотации являются снижение содержания растворимых солей

(кальция, магния, железа, алюминия) и диспергирование пульпы. Для этой цели используются сода, едкий натр, сернистый натрий, фосфатные соединения (метафосфат, гексаметафосфат, пирофосфат натрия), жидкое стекло и крахмал, оказывающие одновременно и депрессирующее действие на минералы породы. Оптимальное значение рН 7,5—9,5.

Флотация урановых руд. Промышленное значение в урановых рудах имеют окислы (уранинит, смоляная обманка, каритит, браннерит и коффинит. Все они флотируются жирными кислотами или их смесью с аминами в слабокислой (рН 5,0—5,7) или слабощелочной (рН 7,0—7,5) средах. В качестве депрессоров пустой породы используются кремнефтористый натрий и жидкое стекло.

10.3.7. Флотация силикатов

Трудности селективной флотации силикатов обусловлены близостью их флотационных свойств. Селективность флотации достигается путем избирательной активации или дезактивации разделяемых минералов в результате кислотной или щелочной обработки, загрузки плавиковой и серной кислот, фтористого и кремнефтористого натрия, жидкого стекла и других реагентов.

Флотация полевых шпатов. Полевые шпаты представляют собой главным образом изоморфные смеси $KAlSi_3O_8$, $NaAlSi_3O_8$ и $CaAl_2Si_2O_8$. При получении полевошпатовых концентратов решаются три основные задачи:

- удаление минеральных примесей в режиме коллективной флотации в слабощелочной (рН 8,5—9,2) или нейтральной средах при использовании в качестве собирателя смеси реагентов разных классов;
- отделение полевых шпатов от кварца с 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;

- 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) — $CaCl_2$.

Флотация бериллиевых руд. Основной промышленный минерал — берилл $Be_3Al_2[Si_6O_{18}]$.

Флотации берилла по кислотной схеме 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 в сильнощелочной среде (рН 10), создаваемой содой или едким натром;

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

Коллективная берилло-полевошпатовая флотация проводится с катионным собирателем (0,15 кг/т) с целью получения в камерном продукте кварцевого концентрата. Отделение берилла от полевого шпата производится 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 мк путем флотации берилла 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 отмыв-

ки путем флотации берилла в кислой среде (до 2 кг/т серной кислоты) нефтяным сульфонатом.

Флотация литиевых руд. Основным литиевым минералом является сподумен $\text{LiAl}[\text{Si}_2\text{O}_6]$.

Сподумен легко флотируется с помощью собирателей оксигидрильного и катионного типа только после щелочной обработки руды в плотной пульпе (50—70 % твердого) и последующей отмывки щелочного раствора и шламов крупностью 15 мк.

10.3.8. Флотация растворимых солей

К основным минералам растворимых солей относятся сильвин KCl , галит NaCl , карналлит $\text{KCl} \cdot \text{MgCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$, лангбейнит $\text{K}_2\text{SO}_4 \cdot 2\text{MgSO}_4$, бораты и некоторые др. Наибольшее распространение получила флотация сильвинитовых руд, в которых кроме сильвина и галита содержатся в небольших количествах хлориды магния (бишофит, карналлит) и нерастворимые минералы, представленные обычно глиной и гипсом.

Флотация растворимых солей производится анионными и катионными собирателями в насыщенных растворах, называемых «маточником». При использовании жирных кислот флотируется галит после предварительной активации его растворимой солью свинца. Вместе с галитом флотируется основная масса загрязняющих сильвин примесей — глина, гипс, ангидрит. Это позволяет получать в камерном продукте сильвинитовый концентрат высокой чистоты. При использовании в качестве собирателя алкилсульфатов или алкиламинов флотируется, наоборот, сильвин, а галит и минералы породы депрессируются крахмалом, КМЦ и другими органическими реагентами-полимерами.

10.3.9. Направления совершенствования режимов флотации

Совершенствование режимов флотации достигается в первую очередь осуществлением автоматического контроля и регулирования ионного состава жидкой фазы пульпы, регулированием состава продуктов и скорости взаимодействия реаген-

тов на минеральной поверхности и в объеме пульпы, применением электрохимической, магнитной, ультразвуковой, термической обработок пульпы и растворов реагентов, использованием режимов «скоростной», «флокулярной» флотации, пенной сепарации и других мероприятий.

10.4. Флотационные машины и аппараты

Общим для всех современных конструкций флотационных машин является использование в качестве рабочего агента воздуха в виде мелких пузырьков, образуемых в пульпе тем или иным способом.

По способу аэрации пульпы основные флотационные машины могут быть разделены на следующие группы:

- *механические*, в которых аэрация пульпы осуществляется вследствие засасывания воздуха из атмосферы мешалками различных конструкций;
- *пневмомеханические*, обеспечивающие аэрацию пульпы сжатым воздухом, подаваемым в машину от вентиляторов, воздуходувок или компрессоров, диспергирование которого осуществляется мешалками или виброустройствами различной конструкции;
- *пневматические* с аэрацией пульпы сжатым воздухом, подаваемым через патрубки или пористые перегородки.

10.4.1. Требования к современным конструкциям флотационных машин

- Равномерная по всему объему аэрация пульпы при высокой степени диспергирования воздуха и оптимальном соотношении тонкодисперсных и более крупных (несущих) пузырьков.
- Все твердые частицы в пульпе должны находиться во взвешенном состоянии и в условиях тесного контакта с пузырьками воздуха. Максимальная частота столкновения частиц с пузырьками должна протекать при минимальных относительных скоростях их движения, но при достаточном для полной минерализации пузырьков пути их движения в пульпе.

- Всплывание минерализованных пузырьков должно проходить в относительно спокойной (безвихревой) среде или в восходящем потоке пульпы, что улучшает флотацию крупных частиц и агрегатов.

- Должно обеспечиваться оптимальное соотношение между количеством флотационной пены и скоростью ее удаления. Если эта скорость будет чрезмерно большой, то не будет обеспечиваться возможность возврата частиц пустой породы, механически захваченных пузырьками, из пены в пульпу и качество концентрата ухудшится. Если же скорость удаления пены будет недостаточной, то из-за деминерализации пены снизится извлечение.

- Непрерывность флотации, т. е. непрерывное питание машины и непрерывная разгрузка сфлотированных и несфлотированных частиц.

- Возможность регулировки высоты уровня пульпы и пены, величины внутрикамерной циркуляции и аэрации пульпы.

Кроме этих требований, к флотационной машине, как и ко всякой другой, предъявляются общетехнические требования: надежность в работе, высокая износоустойчивость деталей, малая энергоемкость, дешевизна, простота конструкции и т. д.

10.4.2. Механические флотационные машины

Во всех аэрационных узлах флотационных машин засасывание воздуха из атмосферы и образование пульповоздушной смеси, выбрасываемой под действием центробежных сил в камеру, обусловлено образованием небольшого вакуума в полости вращающегося импеллера. В качестве импеллеров используются мешалки различных конструкций (дисковые с радиально расположенными лопатками, стержневые — типа беличьего колеса с осевыми насосами внутри них — и др.).

В России наибольшее распространение получили механические флотационные машины ФМР. Стандартная машина собирается из двухкамерных секций: первая камера является всасывающей, вторая — прямоточной (рис. 10.14).

В каждой камере устанавливается блок аэраторов. Блок состоит из вертикального вала 10 с насаженным на нем импеллером, который представляет собой диск 19 с шестью ра-

диальными лопатками 17. Вал вращается внутри трубы 2, верхний конец которой закрыт наглухо. В нижней части труба расширяется и к ней крепится надымпеллерный диск 9 с лопатками статора 16, расположенными под углом 60° к радиусу. Направляющие лопатки (статора) способствуют превращению тангенциальной составляющей динамического напора пульпы в статическую, увеличивая тем самым аэрацию.

Радиальный зазор между лопатками импеллера и статора не должен превышать 5—8 мм. Исходная пульпа из приемного кармана 1 поступает в аэратор по трубе 20, а воздух — по трубе 3. Для внутрикамерной циркуляции надымпеллерный диск имеет круглые отверстия, расположенные по окружности над лопатками 17 импеллера 19. Кроме того, для регулирования внутрикамерной циркуляции в нижней части трубы 2 имеются небольшие отверстия в верхней части, а в нижней (расширенной) — большое отверстие 18, которое прикрывается заслонкой 14. Тягой 5 она устанавливается в таком положении, чтобы был обеспечен оптимальный поток пульпы на импеллер, необходимый для достижения максимальной аэрации. Для всасывания промпродуктов в каждой камере может быть установлен патрубок, идущий от центральной трубы к передней стенке камеры. В тех камерах, куда промпродукт не поступает, патрубок не устанавливается, а отверстие в расширенной части вертикальной трубы закрывается пробкой 15. Пенный продукт удаляется в сборный желоб.

Всасывающая (а) и прямоточная (б) камеры разделены перегородкой 4. В каждой второй камере секции, или в последней камере прямоточной машины, имеется устройство для регулирования уровня пульпы и удаления камерного продукта (хвостов). Основная часть пульпы переливается через отверстие 13 в боковой стенке камеры 12 и поступает в приемный карман следующей камеры. Чтобы вместе с камерным продуктом не уходила пена, разгрузочное отверстие экранировано перегородкой 6. Для регулирования высоты слоя пены в камере (секции) или, что то же самое, уровня пульпы, разгрузочное отверстие со стороны межкамерного кармана прикрито заслонкой 11, положение которой регулируется устройством 8.

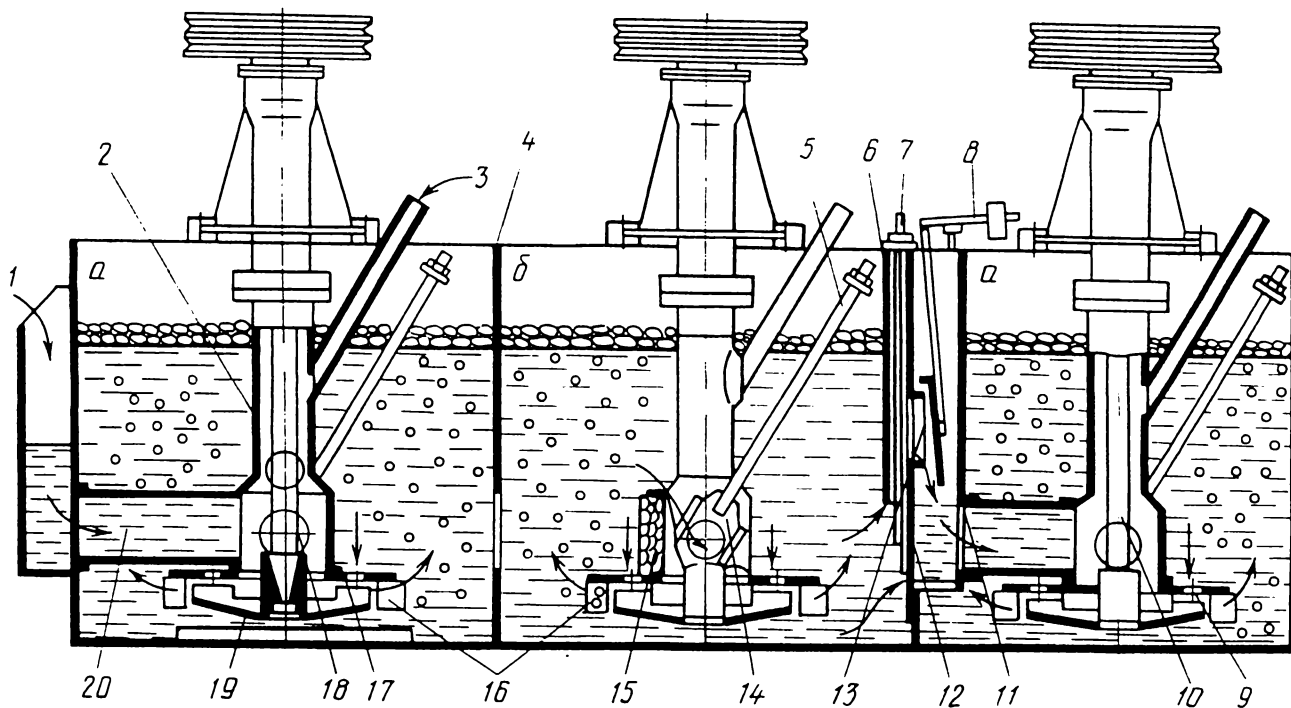


Рис. 10.14. Схема продольного разреза флотационной машины ФМР с всасывающими (а) и прямоточной (б) камерами

Для разгрузки крупных частиц (песков), находящихся в нижнем слое пульпы, внизу межкамерной перегородки 12 имеется небольшое отверстие, которое может перекрываться шибером при опускании его тягой 7.

Для создания спокойной зоны пенообразования предусмотрен успокоитель, состоящий из радикальных Г-образных пластин, расположенных вокруг статора и прикрепленных ко дну камеры. Для устранения застаивания пены в задней части камеры и ускорения пеносъема задняя стенка выполнена изогнутой в сторону пенного порога, лопасти пеносъемника имеют шарнирную подвеску.

Преимуществами механических флотационных машин по сравнению с другими типами машин являются их хорошие гидродинамические параметры, универсальность применения и пригодность для использования в любых технологических схемах, отсутствие потребности в дополнительных источниках воздуха.

К недостаткам механических машин относятся: непостоянная аэрационная характеристика, зависящая от степени износа импеллера и статора, отсутствие регулирования количества воздуха в зависимости от потребностей технологического процесса, сложность конструкции, относительно высокая энергоемкость и металлоемкость, довольно быстрый износ статора и импеллера.

10.4.3. Пневмомеханические флотационные машины

Из пневмомеханических машин с *пальцевым аэратором* наибольшее распространение получили флотационные машины типа «Аджитейр». Машины являются прямоточными и имеют принципиально одинаковый аэрирующий узел (рис. 10.15, а).

На полый вал 4 насажен конический или плоский импеллер 2, по окружности которого на расстоянии 20—30 мм друг от друга вертикально расположены стержни (пальцы) небольшой длины. Импеллер в камере 1 окружен статорной решет-

кой (успокоителем) с радиальными лопастями 3. Сжатый воздух по воздухопроводу через польй вал 4 подается под крышку импеллера от воздуходувки низкого давления (0,10—0,15 атм).

Эффективная диспергация воздуха и аэрация пульпы осуществляются при прохождении их между стержнями вращающегося импеллера и при ударе о радиальные лопатки 3 статорной решетки, обеспечивающей также гашение турбулентных потоков, выбрасываемых импеллером, вращающимся с окружной скоростью 6,0—8,5 м/с.

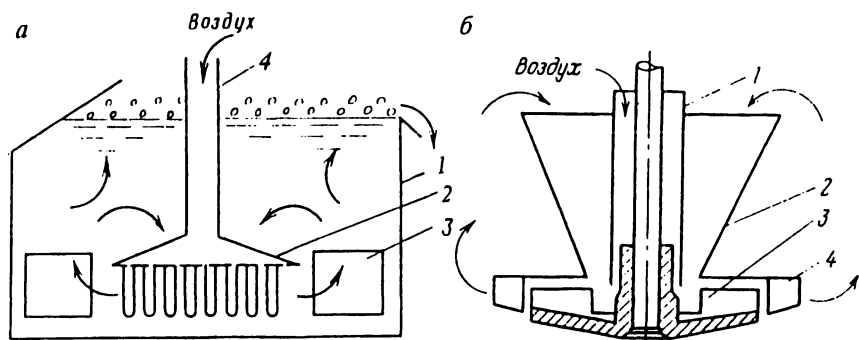


Рис. 10.15. Схема поперечного разреза флотационной машины с пальцевым аэратором (а) и аэратора флотационных машин ФПМ и «Денвер ДР» (б)

Машины ФПМ (Россия) и «Денвер ДР» (США) с большим объемом камеры (до 36,1 м³) имеют принципиально одинаковый центробежный аэратор (рис. 10.15, б). Нижняя часть воздушной трубы 1, в которой вращается вал импеллера 3, помещена внутрь открытого конуса 2, к нижней части которого присоединяется статор 4. Труба и конус соединены между собой вертикальными ребрами. Такая конструкция обеспечивает создание кольцевого пространства между трубой и цилиндром. При работе машины пульпа засасывается через кольцевое пространство между трубой и цилиндром, а воздух нагнетается по трубе 1. Пульповоздушная смесь, насыщенная хорошо диспергированными пузырьками воздуха, выбрасывает-

ся через статор по всей поверхности дна камеры, преобразуясь затем в равномерные потоки, направленные вверх и способствующие подъему пузырьков к поверхности.

Аэратор прямоточных флотационных машин типа ОК (Финляндия) с объемом камеры до 100 м³ состоит (рис. 10.16) из лопастного ротора 1 и радиального статора 2. Ротор представляет собой диск, к которому снизу по кругу крепятся 10 элементов. Каждый элемент состоит из двух радиальных лопастей сложного профиля и имеет V-образную форму. Лопастки соседних элементов параллельны и между ними имеются щели, из которых воздух, подаваемый через полый вал 3, выходит в камеру.

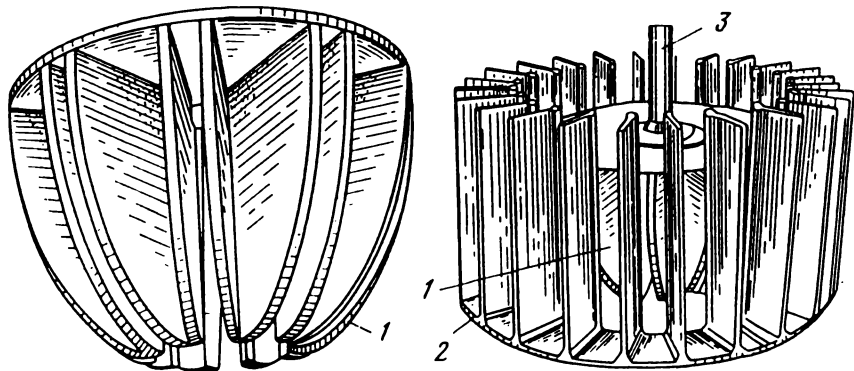


Рис. 10.16. Аэратор флотационных машин ОК

При вращении ротора пульпа со дна камеры засасывается вверх в полость между радиальными лопастями и выходит в верхней части ротора. Точки выхода пульпы и воздуха из полости ротора чередуются попеременно по кругу, но на выходе из него смешиваются. Образованная пульповоздушная смесь выбрасывается между лопатками статора 2 в камеру. Аэратор обладает хорошими аэрационными характеристиками и машина ОК нашла широкое применение.

Достоинства пневмомеханических машин: достаточная простота их конструкции; постоянство аэрационной характери-

стики, не зависящей от износа рабочих органов; возможность регулирования количества воздуха в широком диапазоне; небольшая металлоемкость; меньший расход электроэнергии; большой срок службы азратора; простота эксплуатации.

К недостаткам пневмомеханических машин относятся: невозможность организации покамерной регулировки уровня пульпы; необходимость использования всасывающего механического блока для перекачки промпродуктов, а также применения воздуходувки для нагнетания воздуха.

10.4.4. Пневматические флотационные машины

В пневматических флотационных машинах пульпа азрируется и перемешивается сжатым воздухом.

В *азролифтных машинах* (рис. 10.17, а) подаваемый из ресивера 1 под давлением 0,12—0,3 атм воздух, выходя из трубок б, поднимается между продольными стенками азролифта 5, установленными в ванне 4, и смешивается с пульпой, понижая ее плотность в этой зоне. Вследствие возникающей разности гидростатического давления пульпа выбрасывается из азролифта 5 и падает между его стенками и перегородками 2. В азролифте и зоне падения происходит интенсивное перемешивание воздуха с пульпой и его диспергирование. Азрированная пульпа вытекает из зоны падения через отверстия в перегородках 2. Толщина слоя пены, образующейся между перегородками и стенками машины, регулируется хвостовым порогом или накладками на пенных порогах 3.

Пульпа циркулирует в ванне машины под действием азролифта и течет вдоль машины под напором поступающего в машину потока.

В последние годы в России и за рубежом испытываются и используются в качестве флотационных аппаратов *пневматические флотационные колонны* (рис. 10.17, б). Высота их меняется от 2 до 10 м, а сечение может быть круглым, эллиптическим или прямоугольным. Исходная пульпа по пульпопроводу 5 подается в среднюю часть колонны 4, а воздух из ресивера 1 под необходимым давлением вводится в азратор б, имеющий сменную поверхность из пористого материала с отверстиями от 5 мкм до 2,5 мм.

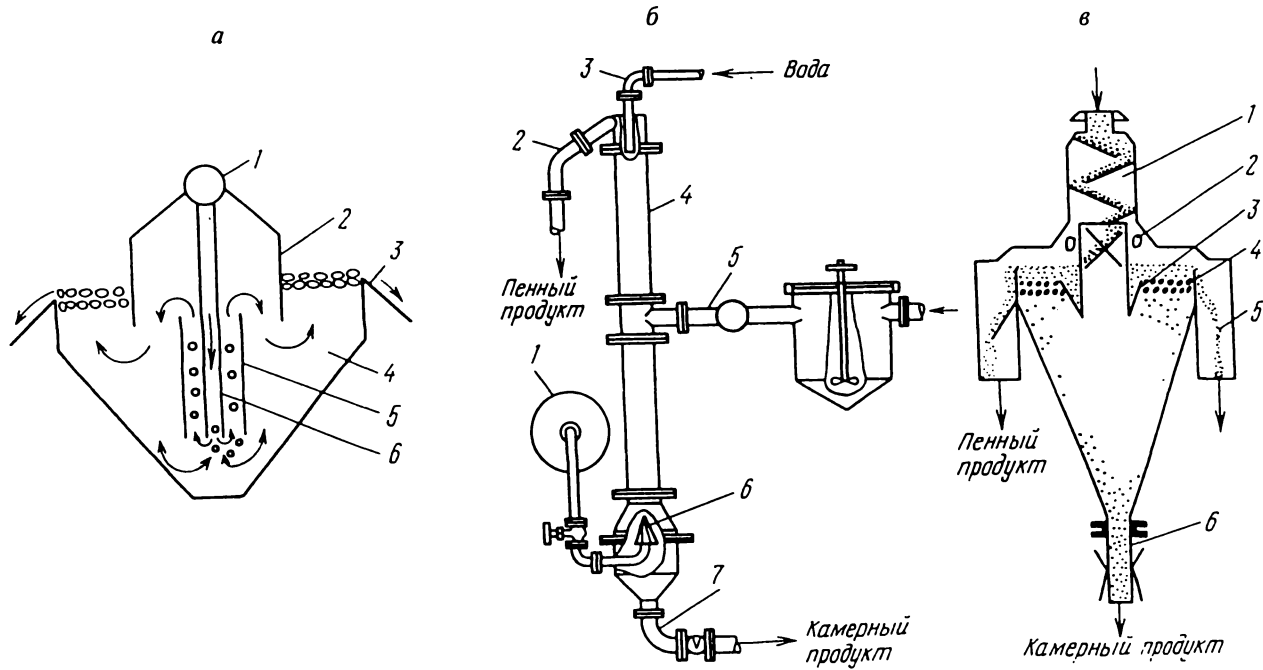


Рис. 10.17. Пневматические флотационные машины:
 а — азроліфтная; б — флотационная колонна; в — пенный сепарации

Флотация в колонне осуществляется при противоточном движении воздушных пузырьков и потоков пульпы. Пульпа движется вниз к разгрузочному отверстию 7 навстречу всплывающим пузырькам. Воздушные пузырьки образуют на поверхности колонны пену, которая орошается для удаления частиц пустой породы водой из трубы 3. Пена отводится по трубе 2. При работе колонны скорость нисходящих потоков пульпы должна быть меньше скорости всплывания воздушных пузырьков. Превышение этой скорости приведет к локальному скоплению пузырьков, их коалесценции и периодическому выбросу воздушных пробок.

Во флотационной машине пенной сепарации (рис. 10.17, в) загрузка пульпы, обработанной реагентами, осуществляется сверху через загрузочное устройство 1 и приемные желоба 3, обеспечивающие равномерное распределение пульпы по всей длине флотационной машины — на ее правую и левую стороны. Пульпа в желобах 3 подвергается разжижению и аэрации воздухом, эжектируемым при работе брызгал 2, и воздухом, подаваемым через резиновые пористые трубки, установленные в этих желобах. Затем пульпа поступает на пенный слой, образуемый в результате подачи сжатого воздуха (под давлением около 1,5 атм), через трубчатые резиновые аэраторы 4 с пористыми стенками, установленными на 150—200 мм ниже пенных порогов.

Гидрофобные минеральные частицы закрепляются на поверхности воздушных пузырьков, а гидрофильные частицы под действием силы тяжести падают на дно камеры и разгружаются через разгрузочное устройство 6. Разгрузка сфлотированных частиц осуществляется через пенные пороги в концентратные желоба 5.

Принципиально новый способ подачи пульпы в машину, обеспечивающий максимальную вероятность флотации при минимальных значениях инерционных сил, позволяет значительно увеличить скорость флотации и повысить крупность флотируемых частиц в 3—4 раза по сравнению с обычными флотационными машинами.

К достоинствам машин пневматического типа относятся: предельная простота конструкции; отсутствие вращающихся частей, быстроизнашивающихся деталей и узлов, малая металлоемкость; простота эксплуатации. Недостатки — необходимость применения воздухонагнетательных установок для подачи воздуха и насосов для перекачки промпродуктов; ограниченность применения (только для простых схем флотационного обогащения).

10.4.5. Выбор флотационных машин

При выборе машин для оснащения обогатительных фабрик исходят главным образом из свойств руды, возможностей получения максимальных технологических показателей, минимальных энергетических затрат, простоты регулирования и эксплуатации.

В настоящее время могут быть рекомендованы к широкому промышленному использованию:

- механические типа ФМР — в сложных схемах флотации, требующих установки большого числа всасывающих камер и тщательного покамерного регулирования выхода пенного продукта. Они обычно используются также при флотации крупнозернистых материалов;
- пневмомеханические типа ФПМ и ОК — в схемах флотации при крупности перерабатываемого материала не менее 40 % – 0,074 мм с максимальной крупностью зерен до 1 мм;
- аэролифтные — в простых схемах флотации, не требующих высокой селективности, с большим выходом пенного продукта;
- колонные — в схемах флотации тонкозернистых материалов и в циклах перечистки концентратов.

Современной тенденцией является разработка новых конструкций флотационных машин с камерами большого объема. Это позволяет существенно укрупнять секции, сокращает коммуникации и вспомогательное оборудование, уменьшает число точек и приборов автоматического контроля и управления технологическим процессом, повышает производительность труда.

Для повышения эффективности обогащения за счет флотации крупнозернистых частиц целесообразно использовать машины пенной сепарации.

10.5. Схемы флотации

Под схемой флотации понимают определенную последовательность операций флотации и их сочетание с операциями измельчения и классификации. При разработке и выборе схем флотации учитывают характер и размер вкрапленности полезных минералов, их содержание в руде и флотируемость, наличие и характер шламов, требования к качеству концентратов, необходимость комплексного использования сырья при минимальных затратах на обогащение.

10.5.1. Классификация операций флотации

Первая операция флотационного измельчения минералов одного или нескольких металлов называется *основной флотацией*. В результате ее проведения обычно не удается получить кондиционный концентрат и отвальные хвосты из-за близости флотационных свойств разделяемых минералов, недостаточного раскрытия их сростков, несовершенства флотационных аппаратов. Получаемые некондиционные (бедные, грубые) концентраты и богатые хвосты иногда подвергаются после их доизмельчения повторной флотации.

Операции повторной флотации концентрата основной флотации называются *перечистками концентрата*, а операции повторной флотации хвостов — *контрольными флотациями*. Цель перечистных операций концентрата является повышение его качества до необходимого по содержанию основных компонентов и загрязняющих примесей. Целью проведения контрольных флотаций является получение бедных, по отношению к извлекаемым минеральным компонентам, хвостов флотации.

Число перечисток концентрата и контрольных флотаций зависит от содержания флотируемых компонентов в исходном материале, их флотируемости и требований, предъявляемых к концентрату и хвостам. Число перечисток обычно тем

больше, чем выше требования к концентрату, ниже содержание извлекаемых минералов в исходном материале и лучше их флотуемость. В противоположных условиях увеличивается число контрольных флотаций и уменьшается число перечисток концентрата. В большинстве случаев число контрольных флотаций не превышает двух-трех, а число перечисток концентрата колеблется от двух до четырех. Совокупность операций основной, контрольной флотаций и перечисток концентрата называется *циклом флотации*. В схеме может быть несколько циклов флотации. Они именуются по получаемому в них концентрату: свинцовый, медный, цинковый, медно-свинцовый, медно-цинковый и т. д.

Конечными продуктами каждого цикла флотации являются получаемые концентраты и хвосты. Все остальные продукты, циркулирующие внутри схемы, называются *промежуточными продуктами*, или *промпродуктами*. Каждый цикл может включать одну или несколько операций доизмельчения промежуточных продуктов. Промпродукты обычно возвращаются в предыдущую операцию, но могут направляться и в другие операции. Во всех случаях промпродукты стремятся подать в ту операцию, в которую поступает материал примерно с таким же содержанием в нем извлекаемых минералов, как и в промпродукте. В ряде случаев промпродукты перерабатываются в отдельном цикле. Это может быть связано, например, с большим количеством в них шламов, необходимостью создания особых условий доизмельчения и флотации и рядом других причин.

Развернутая схема цикла флотации, состоящего из основной, контрольной флотаций и двух перечисток концентрата, представлена на рис. 3.18, а. В схеме флотации все пенные продукты всегда изображаются слева, а камерные — справа от наименования операции флотации. Из любой операции схемы минеральные частицы должны иметь выход в оба конечных продукта цикла флотации, чтобы случайно попавшие в операцию частицы могли перейти в результате перечистных и контрольных операций в соответствующий конечный продукт.

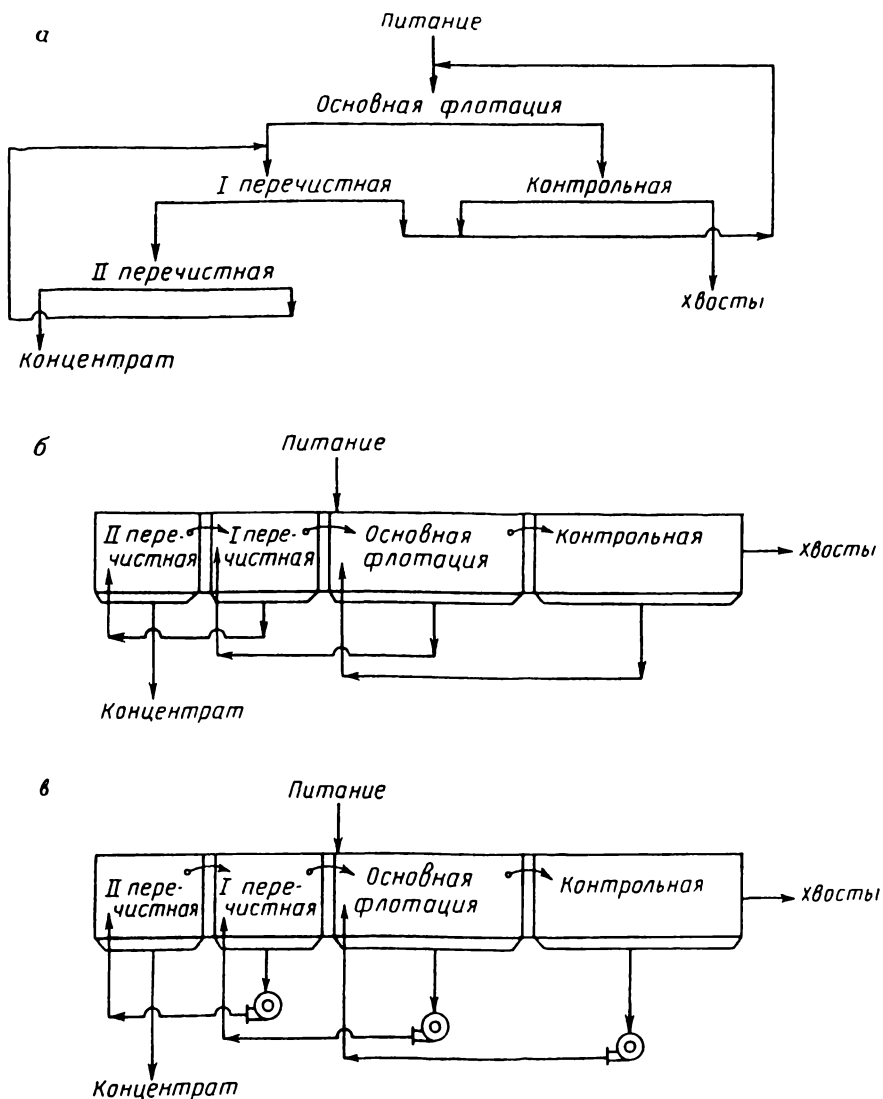


Рис. 10.18. Распределение операций флотационной схемы (а) при использовании механических или пневмомеханических (б) и пневматических (в) флотационных машин

10.5.2. Распределение операций флотации по флотационным машинам

При распределении операций флотации по флотационным машинам должны соблюдаться по крайней мере два обязательных условия:

- максимальный самотек продуктов и возможно меньшее число их перекачек (особенно пенных продуктов) насосами;
- поток пульпы, проходящей через флотационные машины, должен быть оптимальным.

Первое условие для схемы, изображенной на рис. 10.18, *а*, может быть реализовано в результате распределения операций по камерам флотационной машины, приведенной на рис. 10.18, *б*. Камерные продукты самотеком переходят из одной операции в другую, а пенные продукты подсасываются в головную камеру соответствующих операций. Такое распределение легко осуществить, если используются механические флотационные машины, блок-аэраторы которых легко справляются с подсосом промежуточных продуктов флотации. Сложную схему труднее осуществить, если используются пневмомеханические машины. В этом случае, чтобы избежать установки насосов, для подсоса промежуточных продуктов в головных камерах машины могут устанавливаться аэраторы механических флотационных машин. Подача промпродуктов также может производиться специальными пульпоподъемниками, установленными в отдельных камерах или в конце желоба. При использовании флотационных машин пневматического типа осуществление схемы (см. рис. 10.18, *а*) оказывается возможным только с применением насосов, как это изображено на рис. 10.18, *в*. Данное обстоятельство учитывается при выборе флотационных машин для оснащения процесса флотации.

11.1. Обогащение по крупности (с предварительным избирательным изменением размеров части разделяемых минералов)

11.1.1. Общие сведения

Обогащение по крупности производится на основе избирательного изменения размеров зерен разделяемых минералов, различающихся по прочности, твердости, пластичности, температуре плавления, диссоциации или межфазных переходов. Избирательное изменение размеров зерен осуществляется в процессе дробления, измельчения, дезинтеграции, оттирки и термической обработки; разделение зерен по крупности — в процессе их грохочения или классификации. В зависимости от используемого свойства при избирательном изменении размеров зерен минералов они могут оставаться равными размеру их включений в полезном ископаемом, уменьшаться или возрастать.

За *показатель избирательности разрушения* I принимают избыток отдельного компонента в одном или нескольких классах крупности $\gamma\beta$, по сравнению с его массой, которая была бы в этом классе при исходном содержании в нем этого же компонента $\gamma\alpha$:

$$I = \gamma\beta - \gamma\alpha = (\gamma\beta/\alpha) - (\gamma\alpha/\alpha) = \varepsilon - \gamma.$$

Эффективность избирательного разрушения E оценивают как отношение показателя избирательности I к его максимальному значению $(100 - \alpha)$, когда извлекаемый компонент полностью выделяется в отдельный класс крупности:

$$E = I/(100 - \alpha) = (\epsilon - \gamma)/(100 - \alpha) = \gamma(\beta - \alpha)/[\alpha(100 - \alpha)].$$

Значения I и E могут определяться как для узкого класса, так и для суммы нескольких классов крупности.

11.1.2. Обогащение с избирательным разрушением полезных ископаемых при добыче, дроблении и измельчении

Обогащение по крупности с избирательным разрушением полезных ископаемых применяют обычно в тех случаях, когда отдельные компоненты сырья обладают разнохарактерными прочностными особенностями, определяемыми их химическим составом, генезисом и условиями последующего метаморфизма. К таким полезным ископаемым относятся угли, фосфориты, бурожелезняковые руды, железные руды КМА, асбестосодержащие, калийные и др. Различия в прочности вмещающих пород и агрегатов ценных компонентов в них позволяют в процессе обогащения по крупности удалить иногда значительную часть породы или вредных примесей уже на стадии добычи полезных ископаемых.

Так, введение сортировки по крупности *при добыче* выветренных алмазных руд позволяет за счет избирательного разрушения их в природных условиях получить черновой алмазный концентрат, направляемый для дальнейшей переработки на обогатительную фабрику. Осуществление грохочения горной массы по 80—100 мм после взрывной отбойки прожилковых оловосодержащих руд на одном из месторождений России позволяет выделить надрешетный продукт с бортовым содержанием олова и повысить (на 10—20 %) содержание олова в руде, поступающей на фабрику. Управление селективностью разрушения в процессах добычи при взрывании достигают выбором параметров зарядов и их размещением, а при резании — конструкцией машин и выбором параметров резания.

Избирательное разрушение полезных ископаемых *при дроблении* осуществляется, если скорость соударения его с рабочим органом дробилки является промежуточной между критическими скоростями разрушения подлежащих разделению компонентов. Эффективность его возрастает с увеличением числа

центральных соударений и числа степеней свободы в направлении разрушающего усилия. Среди щековых, молотковых и барабанных дробилок наименьшей избирательностью дробления обладают щековые, наибольшей — барабанные, получившие в угольной промышленности название *дробилок избирательного дробления*.

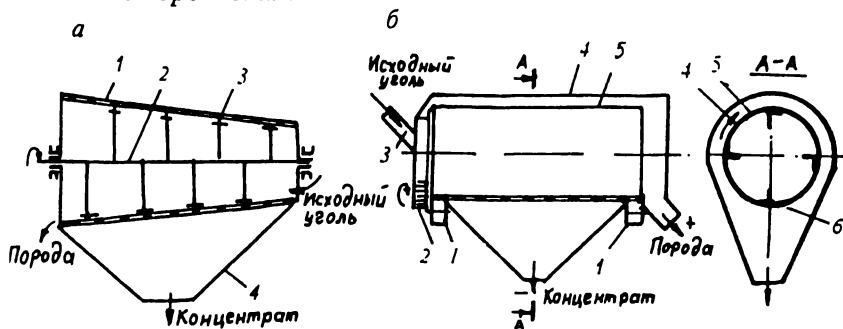


Рис. 11.1. Схемы дробилок избирательного дробления:

а — ударного; б — полужесткого

Характерной особенностью дробилок избирательного дробления является совмещение операций дробления и грохочения углей в одном аппарате. Так, в *дробилке ударного дробления* (рис. 11.1, а) избирательное разрушение угля производится молотками 3, закрепленными на валу 2 внутри вращающегося конического грохота 1. Раздробленный уголь проходит через отверстия грохота в приемник 4, а более прочные недробящиеся куски породы и посторонние предметы (дерево, металл) разгружаются в виде надрешетного продукта. В *дробилке полужесткого дробления* (рис. 11.1, б), получившей наибольшее распространение в практике переработки углей, исходный материал подают по загрузочному патрубку 3 внутрь барабана-грохота 5, вращающегося на катках 1 от привода 2 в корпусе 4. С помощью спиралеобразно расположенных лопаток 6 уголь поднимается при вращении барабана и падает с заданной высоты. При этом более прочная вмещающая порода практически не разрушается, а менее прочный уголь дробится и проходит через отверстия в барабане, образуя обогащенный продукт.

Производительность современных барабанных грохотов-дробилок достигает 2000 т/ч. С целью первичной обработки углей они komponуются в составе надшахтных комплексов, особенно при добыче углей марок Т, ПС, К, ПЖ, обладающих ярко выраженной склонностью к избирательному дроблению.

В щековых и молотковых дробилках обеспечивается избирательное дробление более прочных полезных ископаемых, например фосфоритов. Являющиеся вредной примесью в них магнийсодержащие минеральные компоненты концентрируются обычно в крупных классах (+50 мм) дробленого продукта. Удаление их в виде надрешетного продукта при грохочении существенно повышает качество фосфоритового концентрата без заметных потерь фосфора с удаляемым надрешетным продуктом.

Избирательность разрушения *при измельчении* в барабанных мельницах основана на различиях в прочности и твердости компонентов полезного ископаемого. При этом различие в прочности компонентов проявляется в наибольшей степени при разрушении путем раздавливания и удара в режиме измельчения, близком к водопадному, а различие в твердости — при разрушении истиранием в режиме измельчения, близком к каскадному, или в режиме самоизмельчения.

Так, при измельчении магнетитовых руд различных месторождений в режиме, обеспечивающем использование различий в прочности компонентов, наблюдается концентрация железа в тонких классах получаемых концентратов. Введение операции тонкого грохочения в схему обогащения позволило повысить (за счет удаления крупных сростков) качество концентратов и увеличить производительность мельниц. Осуществление предварительной грубой классификации в гидроциклоне резко сокращает объем материала, поступающего на более дорогостоящую операцию тонкого грохочения.

Избирательное измельчение путем истирания для разделения минералов, различающихся по твердости, пригодно, например, для выделения черного алмазного концентрата из россыпей. В процессе измельчения в мельнице с галей и мелкими шарами более мягкий кварц переходит в тонкие классы

и удаляется в процессе классификации или тонкого грохочения. Сохранность кристаллов алмазов при этом в два раза выше, чем при шаровом измельчении. При обогащении графитовых руд, наоборот, разрушается графит, имеющий твердость по плоскости спайности 1—2, а надрешетным продуктом выделяют минералы породы — кварц (твердость 7) и кальцит (твердость 3).

Избирательный характер измельчения можно использовать также для предварительной концентрации ценного компонента при мягком (сухом или мокром) истирании дробленых до крупности $-5 +1$ мм осадочных марганцевых, фосфатных, железных руд оолитового типа, бокситовых руд брекчиевидной структуры, в которых боксит связан с кремнистым известняком, тальковых руд с доломитовой породой. Вследствие избирательности разрушения золотосодержащих, оловосодержащих и некоторых других руд в мельницах самоизмельчения грохочением их разгрузки можно получить надрешетный продукт крупностью от -100 до $+15$ мм с отвальным содержанием в нем извлекаемого компонента при выходе его до 30—35 % от исходной руды.

11.1.3. Дезинтеграция и промывка

Дезинтеграция и промывка используются для избирательного разрушения путем разрыхления и диспергирования под действием воды и механизмов глинистого материала, цементирующего минеральные зерна, и удаления его в виде шламов путем грохочения или классификации. Их применяют при переработке полезных ископаемых, в которых частицы минералов не связаны взаимным прорастанием, но сцементированы в плотную массу мягким и вязким глинистым или песчано-глинистым материалом. Наиболее широко дезинтеграция и промывка используются при обогащении руд черных и цветных металлов, россыпей редких металлов, золота и алмазов, строительных материалов (песка, щебня), каолинового сырья, углей и фосфоритов.

Дезинтеграция и промывка могут иметь *самостоятельное* значение, если в результате их применения получают товарную продукцию, или являются *подготовительным* процессом,

после которого мытая руда, уголь или пески направляются на обогащение. Удаление глинистого материала в этом случае повышает производительность дробилок и грохотов, улучшает их работу и транспортирование материала, повышает эффективность процесса обогащения и его показатели.

Промывистость полезных ископаемых зависит в основном от количества, характера глинистой или песчано-глинистой массы и ее пластичности, характеризуемой числом пластичности, равным разности значений влажности глины при верхнем (когда глина переходит из пластичного состояния в жидкое) и нижнем (когда глина теряет пластичность) пределах ее текучести. По промывистости полезные ископаемые подразделяются на три группы: *труднопромывистые*, в которых глина представлена вязкой, с трудом поддающейся разрушению формой и числом пластичности более 15; *среднепромывистые* — с вязкой глиной, сравнительно легко поддающейся разрушению и числом пластичности от 7 до 15; *легкопромывистые* — с песчаной глиной и числом пластичности от 1 до 7.

Интенсивность дезинтеграции и промывки зависит как от физического состояния материала и его промывистости, так и от размывающей способности воды и интенсивности механического воздействия в применяемых машинах и устройствах. Предварительное размачивание глины, увеличение расхода и подогрев (до 40°) промывной воды, добавка реагентов (жидкого стекла, соды и др.), вызывающих диспергацию (пептизацию) глинистых частиц, повышают эффективность и снижают продолжительность размыва глины.

Дезинтеграцию и промывку полезных ископаемых проводят в аппаратах барабанного, корытного, комбинированного и башенного типов, а также с использованием плоских просеивающих поверхностей.

К промывочным аппаратам с *плоской просеивающей поверхностью* относятся желоба, гидравлические вашгерды, лотки, вибрационные грохоты и мойки. Дезинтеграция и промывка на них осуществляется при движении материала по просеивающей поверхности в потоке под действием напорных подаваемых под давлением 1,5—2,0 атм струй воды, вытекаю-

щих с большой скоростью из насадок (брызгал) особой конструкции. Отмытая мелочь удаляется вместе с водой через колосники, решетки или сита. В вибрационных промывочных машинах типа ВМИ между двух желобов с перфорированным днищем расположен вибратор инерционного типа, сообщающий им поперечные круговые колебания и за счет этого интенсифицирующий процесс дезинтеграции и промывки материала. Расход воды в аппаратах составляет от 10 до 30 м³ на 1 м³ исходного материала.

Акустическая промывочная машина типа МПА-100 (рис. 11.2, а), разработанная в МГГУ, имеет рабочую камеру 3, оснащенную последовательно соединенными плоскомембранными гидропневматическими излучателями с нижними активными мембранами 4 и верхними пассивными мембранами 5, колебания которых вызываются сжатым воздухом, поступающим через золотниковые устройства 12, связанные с ресивером 13 и системой пневматического питания 14, в подмембранные объемы 6 по патрубкам 11. Рабочая камера 3 снабжена патрубком 7 для предварительного заполнения ее водой и крепится на несущей конструкции 10 посредством виброизоляторов 9. Промываемый материал поступает в рабочую камеру через загрузочное отверстие 1 и дезинтегрируется в ней под действием колебаний. Пески при этом удаляются через разгрузочное устройство 8, а слив — через патрубок 2. Машина является эффективным промывочным аппаратом, обладает хорошими технико-экономическими показателями; недостатком ее является сложность конструкций.

К промывочным аппаратам *барабанного* типа производительностью до 250 т/ч относятся барабанные грохоты, бутары, скрубберы, скруббер-бутары, гравиемойки-сортировки и вибромойки. Дезинтеграция материала крупностью до 300 мм в них осуществляется за счет трения кусков друг о друга и о движущиеся поверхности машины, а также частично за счет удара кусков и резания о полки внутренней поверхности барабана.

Барабанный промывочный грохот (ГБ) представляет собой вращающийся на роликах перфорированный наклонный барабан ($D:L = 1,5$), внутрь которого подается исходный мате-

риал и вода из брызгал под давлением 1,5—4,0 кгс/см². Отмытый глинистый материал вместе с водой удаляется через отверстия в корпусе грохота, а отмытые пески, руда или уголь разгружаются в конце барабана.

Бутары отличаются от барабанных грохотов большей длиной ($D:L$ до 1:4), наличием внутри барабана кольцевых порогов, металлических ребер и иногда цепей для лучшей дезинтеграции промываемого материала. Некоторые бутары имеют барабан конической формы.

Скрубберы (рис. 11.2, б) в отличие от барабанных грохотов и бутар имеют глухие барабаны с торцевыми стенками и горловинами для загрузки и разгрузки материала. Внутри барабана закреплены дезинтегрирующие и перемешивающие устройства, располагающиеся по винтовой линии и обеспечивающие продвижение кускового материала к разгрузочному концу. Отделение шламов от зернистой части производят в других аппаратах.

Скруббер-бутары (рис. 11.2, в) представляют собой комбинацию скруббера и конической или цилиндрической бутары. Материал дезинтегрируется в скрубберной части аппара-

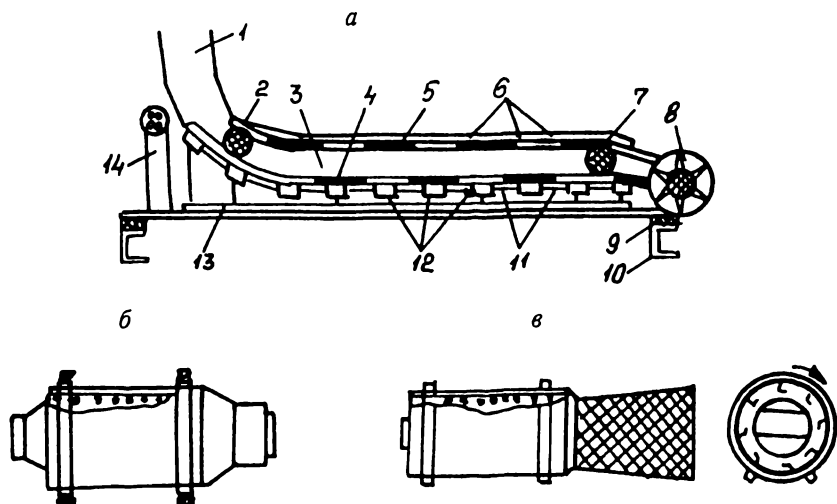


Рис. 11.2. Схемы промывочных аппаратов:
а — МПА-100; б — скруббера; в — скруббер-бутары

та и переходит в бутару для отделения шламов от зернистой части. Скруббер-бутары, как и скрубберы, устанавливаются горизонтально или под углом до 7°

Гравимойка-сортировка отличается от скруббер-бутары только тем, что в ней вместо бутары установлены внутренний и наружный сортировочные барабаны (с различной величиной отверстий в них). Расход воды, как и в других промывочных аппаратах барабанного типа, составляет 2—6 м³/т промываемого материала.

Вибрационные промывочные машины (типа СМД, «Драгон») представляют собой длинные барабаны (трубы), подвешенные на пружинах к раме и приводимые в круговое вибрационное движение, вызывающее интенсивное трение зерен и хорошую их дезинтеграцию. Шламы удаляются через перфорированный участок разгрузочного конца труб. Расход воды не превышает 2 м³/м³ исходного материала.

К промывочным аппаратам *корытного* типа (рис. 11.3) относятся лопастная корытная, песковая, бичевая мойки и комбинированная бутаро-речная промывочная машина, по своему устройству напоминающие механические классификаторы.

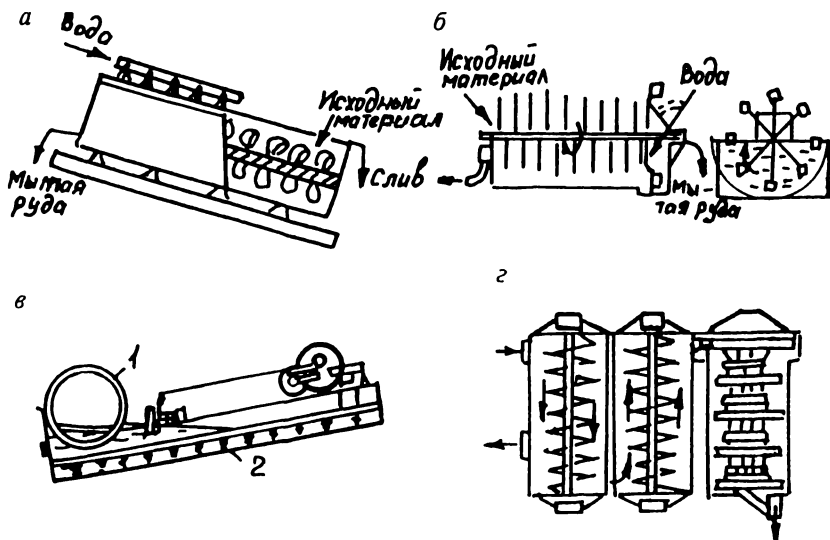


Рис. 11.3. Схемы наклонной (а) и горизонтальной (б) машин корытной мойки, бутаро-речной машины (в) и бичевой мойки (г)

ры. Они состоят из наклонного (рис. 11.3, а) или горизонтального (рис. 11.3, б) корыта, по продольной оси которого расположены один или два вращающихся навстречу друг другу вала с насаженными на них лопастями (в корытных мойках), бичами-билами (в бичевых мойках) или спиральями (в песковых мойках), обеспечивающими интенсивное перемешивание, дезинтеграцию и перемещение промытого материала вверх по дну корыта к разгрузочному концу. Шламы разгружаются через сливной порог в нижнем конце корыта. В *комбинированной бутаро-речной* машине (рис. 11.3, в) материал для промывки поступает в бутару 1, просев которой промывается и разделяется на пески и шламы в речном классификаторе 2. В результате этого получают три продукта: крупнокусковой — из бутары, пески и шламы — из речного классификатора. В *бичевой мойке* (рис. 11.3, г) дезинтеграция материала осуществляется последовательно в первых двух отделениях; в третьем отделении, разделенном на ряд камер, отмытый материал подвергается дополнительной промывке путем последовательной перегрузки его колесным элеватором с перфорированными ковшами из предыдущей камеры в последующую. Достоинствами корытных моек являются большая производительность, простота и надежность конструкции; недостатками — ограничение крупности материала в питании (не более 75—100 мм) и измельчение хрупких полезных минералов.

Промывочная башня (рис. 11.4, а) представляет собой цилиндрическую емкость 2 (диаметром 5—10 м и высотой 10—20 м)

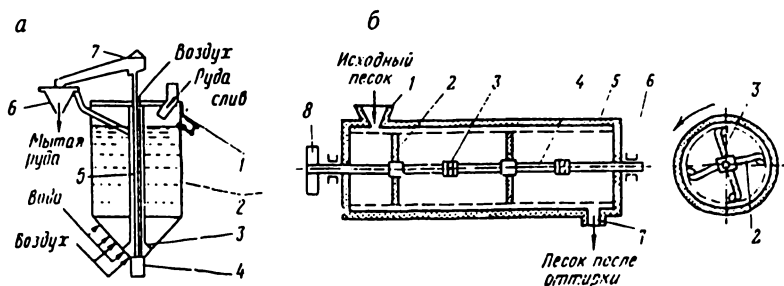


Рис. 11.4. Схемы промывочной башни (а) и оттирочного скруббера пропеллерного типа (б)

с конусным основанием 3 и шлюзом 4. Руда в нее загружается сверху, а вода и воздух под давлением подаются через сопла снизу. Промытая руда из нижней части башни разгружается аэролифтом 5 в деаэрационную камеру 7, а затем в сгустительную воронку 6, слив которой возвращается в башню. Глинистые шламы удаляются через сливной порог 1 в верхней части башни. Преимуществами промывочных башен являются хорошая отмывка легкоразмокаемых глин, сравнительно слабое истирание руды и низкие потери ценных компонентов со сливом, что имеет важное значение при промывке хрупких, например марганцевых, руд.

Использование вида промывочных аппаратов зависит от промывистости исходного сырья. На практике обычно применяют для легкопромывистого сырья, загрязненного супесью, торфом, землей и илами, аппараты с плоской просеивающей поверхностью, барабанные грохоты с орошением водой, гравиемойки-сортировки, бутары; для среднепромывистого сырья, загрязненного суглинками, — различного типа корытные мойки, скрубберы диаметром до 2 м, бутары и вибромойки (типа ВМИ и «Драгон»); для труднопромывистого сырья, представленного крупнокусковым материалом, — скрубберы большого диаметра и с повышенным числом оборотов; для материала с кусками средней крупности (40—150 мм) — скрубберы и вибромойки типа СМД; для мелкого материала (до 20 мм) — корытные мойки.

11.1.4. Обогащение с оттиркой полезных ископаемых

В процессе оттирки происходит интенсивный износ (истирание) поверхностных пленок на минералах, препятствующих процессу обогащения или резко снижающих качество концентратов. В результате оттирки поверхностные покрытия отделяются в виде тонких частиц, крупность же частиц полезных ископаемых существенно не изменяется. Для разделения тонких и крупных частиц используется классификация или тонкое грохочение.

Оттирку используют при переработке стекольных (кварцевых) и формовочных песков, горного хрусталя, полевых и

хромитовых шпатов, при подготовке к флотации окисленных угольных шламов и черновых алмазных концентратов перед их обогащением на жировых поверхностях. Ее осуществляют механическим, ультразвуковым и комбинированным способами, а также газоструйным измельчением.

Например, для избирательной оттирки *механическим* способом с поверхности зерен кварца пленок гидроокиси железа — «ржавчины» и других примазок — при обогащении стекольных песков используется оттирочный скруббер пропеллерного типа (рис. 11.4, б). Оттирка происходит в результате интенсивной циркуляции плотной пульпы, содержащей 40—80 % твердого, и взаимного трения частиц друг о друга при высокой частоте вращения (до 500 мин⁻¹) вала-ротора 4 с резиновыми лопастями 2, 3 в гуммированном цилиндрическом корпусе 5.

Механический способ оттирки позволяет очищать только открытую поверхность минеральных зерен, но не позволяет удалять покрытия из микротрещин. Это достигается применением *ультразвукового* способа оттирки. Для повышения степени очистки ультразвуковую обработку материала в специальной ванне с последующей классификацией его проводят в несколько приемов. Комбинация механического и ультразвукового способов оттирки позволяет достигать высокой степени очистки поверхности минералов. В настоящее время разработан, например, аппарат с конусной ребристой мешалкой, создающей в зазоре 1—2 мм высокочастотные колебания, близкие к ультразвуковым. Интенсификация процесса оттирки может достигаться за счет химического растворения и понижения прочности покрытий при использовании реагентов (хлорида натрия, соды, извести и др.).

Эффективное удаление пленок гидроокиси железа с поверхности циркона возможно в процессе *газоструйного самоизмельчения*. Разупрочнение (растрескивание) пленок, благодаря разнице в коэффициентах термического расширения циркона и материала пленок, происходит при нагревании, а отделение их от поверхности зерен — в результате трения между частицами во встречном потоке газовых струй.

11.1.5. Обогащение с избирательным термическим разрушением полезных ископаемых

Избирательное термическое разрушение полезных ископаемых достигается в процессах декрипитации и термической диссоциации минералов.

Декрипитация основана на способности некоторых минералов разрушаться при нагревании и последующем быстром охлаждении или только при нагревании. К таким минералам относятся сподумен, флюорит, альбит, барит, кальцит, каменная соль, кианит, силлиманит, отдельные виды слюд и другие минералы. Температура растрескивания их различна и находится в пределах 400—1100 °С.

Разрушение минералов при декрипитации может быть обусловлено следующими причинами:

- переходом кристаллов минералов из одной модификации в другую. Например, из α -модификации в β -модификацию с увеличением объема кварц переходит при температуре выше 846 °С, а сподумен — при 1100—1200 °С;
- наличием в некоторых минералах кристаллизационной воды, которая при нагревании интенсивно удаляется, вызывая сильные внутренние растягивающие напряжения;
- различиями в теплопроводности и коэффициентах теплового расширения при изменении температуры, приводящими к сильным разрывным напряжениям и растрескиванию минералов. Например, при подогреве до 508—543 °С происходит отделение путем растрескивания зерен и агрегатов скрытокристаллического графита от прослоек породы с пониженной крепостью.

В результате декрипитационного разрушения происходит концентрация извлекаемого компонента в узких классах крупности, для отделения которых используется грохочение или классификация. Наиболее широко декрипитация используется при обогащении сподуменных руд, которые после обжига при температуре 1100—1200 °С охлаждают, осторожно измельчают в шаровой мельнице с резиновой футеровкой и подают на тонкое грохочение (по 0,2 мм) или воздушную сепарацию для отделения мелкого сподуменного концентрата от круп-

ных пороодообразующих частиц, сохраняющих свою первоначальную крупность.

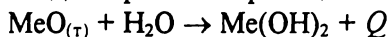
Избирательное разрушение *термической диссоциацией* применяют при обогащении руд, породная часть которых представлена в основном карбонатами (MeCO_3) кальция и магния, а ценные компоненты — термически устойчивыми минералами (пирохлором, фторапатитом и др.).

Термическая диссоциация кальцита начинается при температуре 900—910 °С, магнезита — при 670 °С и протекает по реакции:



с образованием окиси (MeO) кальция или магния и углекислого газа (CO_2).

При гашении водой протекает реакция



с выделением тепла Q , и куски огарка рассыпаются в рыхлую массу гидрооксида $\text{Me}(\text{OH})_2$, который при интенсивном перемешивании и иногда оттирке достаточно полно (до 96 %) переводится в тонкодисперсное состояние и может быть отделен от неизмененных зерен ценных компонентов классификацией.

В промышленных условиях обогащение по крупности с избирательным разрушением породы термической диссоциацией используется в ряде стран при переработке карбонатно-фосфатных и карбонатно-марганцевых руд. Показана перспективность его применения также при обогащении осадочных редкометалльных и карбонатно-фосфоритных руд.

Мелкая руда (не крупнее 5 мм) обжигается при температуре 1170—1320 К в многозонных печах кипящего слоя, более крупная руда (до 30—40 мм) — обычно в трубчатых вращающихся печах. Для улучшения удаления гидрооксидов кальция и магния используется большое количество воды иногда с добавлением солей аммония.

11.1.6. Обогащение с избирательным увеличением размеров извлекаемых компонентов

Обогащение с избирательным увеличением размеров извлекаемых компонентов основано на различии в пластичности и температуре плавления разделяемых компонентов.

Различия в *пластичности* используются, когда размеры частиц пластичного компонента при дроблении или измельчении увеличиваются, а частицы породы — уменьшаются. Это наблюдается, например, при дроблении и измельчении руд самородных металлов (золота, меди, платины), техногенных материалов, шлаков плавки цветных и черных металлов.

Дробление шлаков и техногенных материалов осуществляются в валковых дробилках, обеспечивающих не только разрушение хрупких компонентов, но и прокатку металлических частиц с увеличением их размера. Другие типы дробилок мало пригодны для этих целей: щековые и конусные дробилки забиваются металлом, молотковые не приводят к изменению размеров металлических частиц. Избирательное увеличение размеров металлических частиц малой крупности достигается при измельчении в стержневых и шаровых мельницах. При измельчении в стержневой мельнице металлические частицы приобретают форму стерженьков, а в шаровых — пластинчатую форму. Отделение металлических частиц после избирательного увеличения их размеров осуществляют после дробления на грохотах, после измельчения тонким грохочением.

Различия в *температурах плавления* разделяемых компонентов с увеличением размеров частиц извлекаемого компонента используются при переработке тонковкрапленных труднообогатимых серных руд. При этом используется различие в температуре плавления серы и вмещающих пород. Измельченная до $-0,6$ мм руда в виде пульпы, содержащей 40—50 % твердого, нагревается до температуры плавления серы, тонкие капельки которой сливаются (коалесцируют) в более крупные. Процессу коалесценции капелек серы способствует небольшая частота вращения мешалки, а сохранению большой величины образующихся гранул серы при охлаждении пульпы — ограничение скорости охлаждения до 2 °С/мин, чтобы исключить декрипитационное разрушение гранул серы. Термическая обработка серосодержащих продуктов позволяет вскрывать сростки практически без изменения гранулометрического состава минералов породы. Последующее грохочение на сите $0,8$ мм позволяет получать концентраты, содержащие 96—98 % серы.

11.2. Обогащение по форме, трению и упругости

Процессы обогащения по форме, трению и упругости основаны на различиях в эффекте взаимодействия зерен, отличающихся формой, коэффициентом трения или упругостью, с рабочей поверхностью сепаратора. В настоящее время они применяются для получения высококачественных заполнителей для бетона из неравнопрочных пород, кондиционных продуктов из слюдосодержащего, асбестсодержащего сырья и некоторых других целей. Развитие данной группы процессов связывают с новыми способами направленного изменения свойств рабочей поверхности сепараторов.

11.2.1. Обогащение по форме

Обогащение по форме использует различия в форме частиц минералов, пород, руд и углей, обусловленные генезисом их образования, кристаллохимическими и физическими свойствами минералов, особенностями работы дробилок. Так, например, при дроблении горных пород на щебень в продуктах дробления появляются частицы «лещадной» (пластинчатой) формы, которые при использовании щебня в качестве заполнителя бетона снижают его прочность. При обогащении используются свойства, вытекающие из различий в форме разделяемых частиц.

Для выделения частиц пластинчатой или продолговатой формы может быть использовано грохочение на специальных или профилированных поверхностях. Так, удаление частиц «лещадной» формы из щебня достигается на резинострунных просеивающих поверхностях. Для выделения пластин слюды через щель необходима их ориентация перпендикулярно или наклонно к просеивающей поверхности, что достигается применением просеивающей поверхности из уголков (рис. 11.5, а), часто снабженных вертикальными перегородками (рис. 11.5, б). Такая профилированная поверхность используется, например, в грохоте СМ-13, применяемом в качестве основного обогатительного аппарата для получения слюды в забое (забойного сырца).

В барабанном грохоте (рис. 11.5, в) предусматривается, наоборот, удержание частиц плоской формы на просеивающей

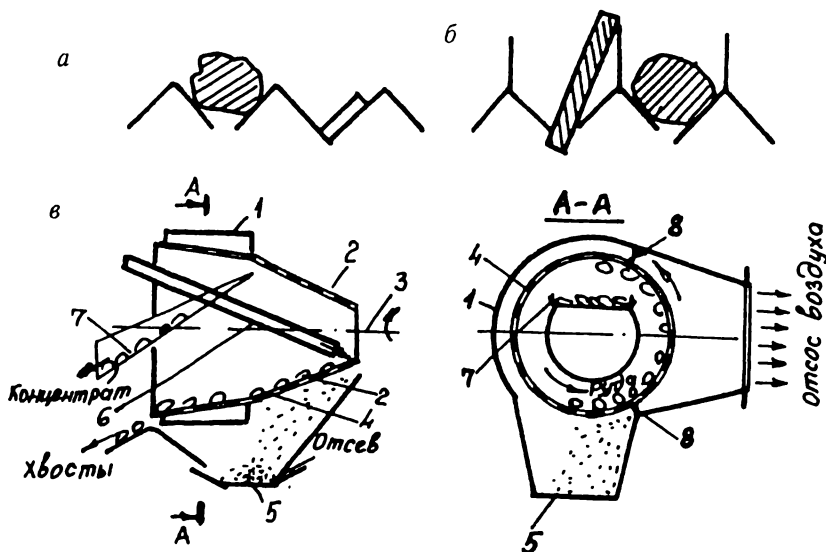


Рис. 11.5. Схемы сепараторов для обогащения по форме:
а — крышевидного грохота; *б* — крышевидного грохота с вертикальными перегородками;
в — барабанного грохота с удержанием частиц плоской формы за счет разрежения

поверхности 2. Исходный материал (~ 300 мм) на нее подают по желобу 6. При вращении грохота валом 3 мелкие округлые зерна породы (~ 20 мм) удаляются в виде подрешетного продукта 5, крупные — в виде надрешетного, а плоские частицы под действием отсасываемого из-под кожуха 1 воздуха прижимаются к конической поверхности 4 грохота. На выходе из зоны разрежения, фиксированной уплотнителями 8, плоские частицы отрываются от поверхности барабана и удаляются из грохота по лотку 7

11.2.2. Обогащение по упругости

Обогащение по упругости основано на разнице траекторий, по которым отбрасываются частицы минералов, имеющих различную упругость, при падении на плоскость. Поскольку наибольшая разница наблюдается в среде с малой вязкостью и плотностью, то процесс обогащения по упругости осуществляется в воздушной среде, т. е. является «сухим». Наи-

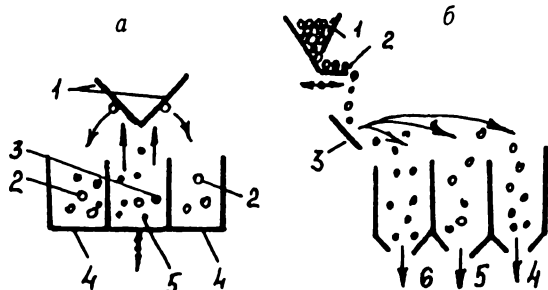


Рис. 11.6. Схема вибрационного сепаратора с подвижной рабочей поверхностью (а) и сепаратора с неподвижной рабочей поверхностью (б) для обогащения по упругости

более часто он применяется при обогащении строительных материалов (в первую очередь щебня и гравия), упругость и прочность зерен которых тесно связаны.

Различия в скорости и высоте отскока зерен разной упругости при прямом центральном ударе их о поверхность используются в вибрационном сепараторе (рис. 11.6, а), представляющем собой трехсекционный короб, днище центральной части которого выполнено из упругой вибрирующей сетки 5. При подаче питания на нее куски 2, имеющие большую упругость, подсакаивают до уголкового отражателя 1 и, отражаясь от него, попадают в приемники 4. Куски 3, имеющие малую упругость, поднимаются на меньшую высоту и, не достигая уголкового отражателя 1, остаются в центральной секции сепаратора, разгружаясь на сходе с нее.

Для обогащения по упругости применяют также сепараторы с наклонной стальной плитой (рис. 11.6, б), на которую материал из бункера 1 подают вибропитателем 2 монослоем. Падая на плиту, более упругие частицы отражаются от нее под большим углом с большей скоростью и попадают в приемник концентрата 4, а менее упругие и менее прочные отражаются незначительно и попадают в приемники промпродукта 5 или отходов 6. Большая дисперсия дальности отскока частиц, обусловленная неправильной формой кусков, приводящей к косому удару и уменьшению дальности отскока, позволяет применять этот метод для разделения компонентов, имеющих округлую форму (как, например, у гравия) и значительное различие в прочности.

Известно о применении обогащения по упругости для отделения щебня от глины с подачей исходного материала на периодически смачиваемую водой поверхность вращающегося диска.

11.2.3. Обогащение по упругости и трению (или контактной прочности)

Обогащение по упругости и трению используют при получении прочного щебня для изготовления высокомарочных бетонов из неравнопрочных известняковых пород. В основу сепараторов положена зависимость, по которой с увеличением прочности известняков их коэффициент трения уменьшается, а упругость возрастает. В сепараторе Н.К. Тимченко (рис. 11.7, а) материал из бункера-питателя 1 поступает в стабилизатор траектории 2, позволяющий смещать точку подачи материала на барабан 3 относительно его оси на величину a . Прочные и упругие частицы, падая на барабан, отскакивают от него в приемник 4. Непрочные и глинистые частицы, имеющие малую упругость, но большой коэффициент трения, уносятся барабаном в приемник 5.

Разделение по упругости и контактной прочности применяется при обогащении тальковых руд. В сепараторе конструкции ВНИИнеруда (рис. 11.7, б) исходный материал подается питателем 1 через стабилизатор траектории частиц 2 на вращающийся зубчатый барабан 3. Более прочные и упругие куски породы при этом сильно закручиваются и отбрасываются на наклонную рифленую поверхность 5, двигаясь по которой они попадают в приемник 6. Частицы талька, имеющие меньшую контактную прочность и упругость, получают меньшую скорость вращения, так как зубья 4 барабана сминают их поверхность, отбрасываются слабее, чем породные частицы, на наклонную поверхность 5 и поэтому скатываются с нее в приемник 7.

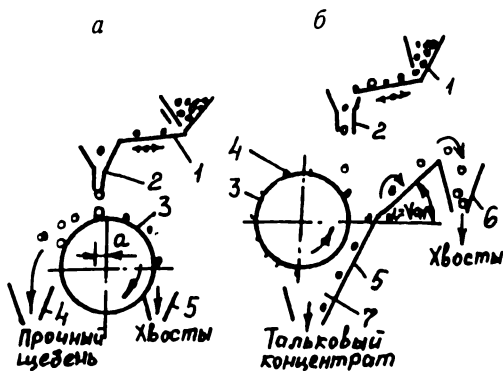


Рис. 11.7. Схемы однобарабанных сепараторов Н.К. Тимченко (а) для обогащения по трению и упругости и конструкции ВНИИнеруда (б) для обогащения по упругости и контактной прочности

11.2.4. Обогащение по трению и форме

Обогащение по трению и форме основано на использовании различий в скоростях движения разделяемых частиц, обладающих разными коэффициентами трения, по рабочей поверхности под действием силы тяжести или центробежных сил.

Процесс осуществляется в воздушной среде. Поскольку величина коэффициента трения определяется в основном формой частиц, то эффективность процесса будет возрастать с увеличением различий не только в коэффициенте трения, но и коэффициенте формы разделяемых частиц. Если плоские частицы скользят по наклонной плоскости, то округлые частицы по ней катятся, и коэффициенты трения в этих случаях будут существенно различны. Уменьшение крупности частиц резко увеличивает коэффициент трения, поэтому для эффективного разделения необходима узкая шкала классификации материала по крупности, модуль которой обычно не превышает 2. На предварительную классификацию и обогащение направляют материал крупностью $-100 + 10(12)$ мм. Для обогащения применяют устройства с неподвижной, вибрирующей, движущейся и комбинированной рабочими поверхностями.

Аппараты с неподвижной рабочей поверхностью. К наиболее простым из них относится сепаратор типа «Горка» (рис. 11.8, а). При обогащении, например, асбестовых руд на плоскости *A* выделяют чистую породную составляющую, на плоскостях *B* и *B* — промпродукты и концентрат.

При использовании *плоскостных* сепараторов (рис. 11.8, б), например для обогащения слюд, куски породы из-за более округлой формы и меньшего, чем у слюды, коэффициента трения разгоняются до больших скоростей и, перелетая при помощи отражателей *1* через щель *2*, разгружаются в конце плоскости. Куски слюды, имея пластинчатую форму, движутся по наклонной плоскости медленнее кусков породы и проваливаются в щель. В другой конструкции плоскостного сепаратора (рис. 11.8, в) используется не только различие в коэффициентах трения разделяемых частиц, но и парусность плоских частиц. Сепаратор имеет разгонную *1* и перфорированную *2* площадку, соединенную с разгрузочной щелью *4* каналом *б*, в котором установлен вентилятор *5*. Поддув воздуха через перфо-

рированную площадку 2 позволяет приподнять имеющие повышенную парусность плоские частицы над отражательным выступом 3, а забор воздуха из щели 4 (при герметизации разгрузочного устройства 7) приводит к селективному засасыванию их в щель. Округлые частицы ударяются о выступ 3, перескакивают щель и выводятся в приемник 8. Различие в коэффициентах трения и парусности частиц плоской и округлой формы используется также в полочном сепараторе (рис. 11.8, г), предназначенном для разделения смеси слюды и граната крупностью менее 5 мм. При подаче материала на полку 1 округлые частицы при подходе к трамплину 2 развивают гораздо более высокую скорость, чем плоские, из-за значительной разницы в коэффициенте трения качения зерен граната и скольжения частиц слюды. Различие в скоростях их движения еще более возрастает у порога трамплина, который округлые зерна граната перескакивают и попадают в приемник 3, а пластинки слюды из-за малой скорости движения и парусности засасываются в бункер 4, соединенный с всасывающим патрубком 5 вентилятора. *Лотково-барабанный* сепаратор (рис. 11.8, д) является разновидностью плоскостного (см. рис. 11.8, б).

Винтовой сепаратор трения имеет рабочую спираль без борта и по внешней стороне ее — желоб с бортом для сбора зерен с небольшим коэффициентом трения, которые при движении развивают высокую скорость и сходят с рабочей спирали. Достоинствами сепараторов с неподвижной рабочей поверхностью являются отсутствие движущихся частей и возможность визуального контроля; недостатками — нестабильность их работы, истираемость материала и невозможность получения кондиционных продуктов.

В *вибрационном* сепараторе трения (рис. 11.8, е) рабочей поверхности колец 2 сообщаются направленные круговые вибрации. При обогащении асбесто содержащих продуктов материал подается на перфорированный диск 1, служащий для дезинтеграции и распределения материала по поверхности вибрирующих колец. Волокнистые частицы асбеста под действием сил инерции и трения поднимаются и разгружаются через верхний край кольца; частицы породы, имеющие малый коэффициент трения, скатываются с него, поступая на нижнее кольцо и в приемник породы 3.

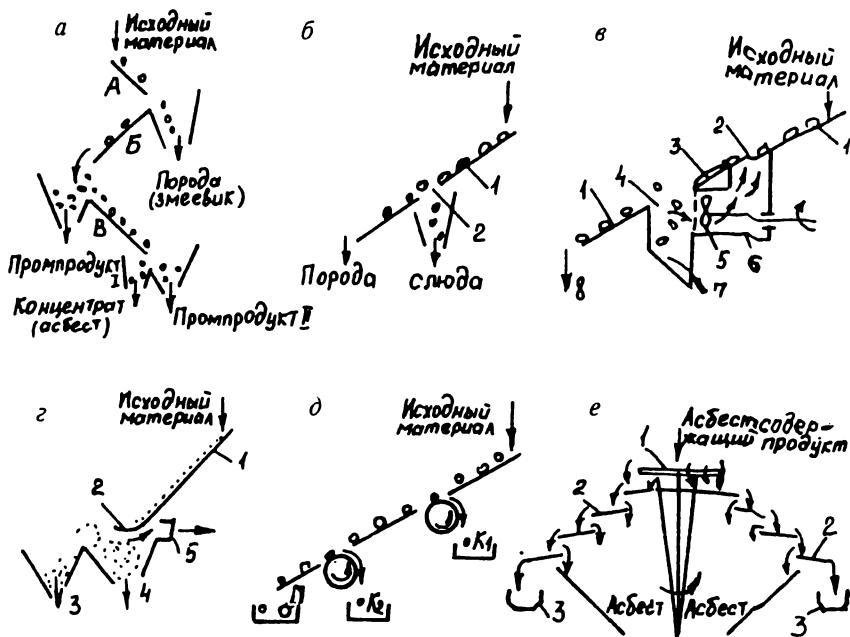


Рис. 11.8. Схемы сепараторов для обогащения по трению и форме: *a* — с неподвижной поверхностью «Горка»; *б* — плоскостной с отражателями и щелями; *в* — плоскостной для обогащения по форме и парусности; *г* — полочный с трамплином; *д* — лотково-барабанный; *е* — вибрационный

Аппараты с движущейся рабочей поверхностью. В ленточных сепараторах трения (рис. 11.9, *a*), применяемых для разделения абразивных порошков по форме и отделения мелкого технического граната от пластинок слюды, частицы с меньшим коэффициентом трения скатываются с ленты в приемник 1, а с большим — увлекаются лентой в приемник 2. В барабанном сепараторе трения (рис. 11.9, *б*) движение продуктов разделения аналогично движению их на ленточном сепараторе. В *дисковых* сепараторах трения (рис. 11.9, *в*) интенсификация процесса разделения достигается за счет использования центробежных сил. Под действием их частицы с меньшим коэффициентом трения отбрасываются к наружному краю металлического диска и разгружаются в первый по его ходу желоб, с большим — в следующий желоб, с самым большим коэффициентом трения — в последний желоб. При диаметре диска

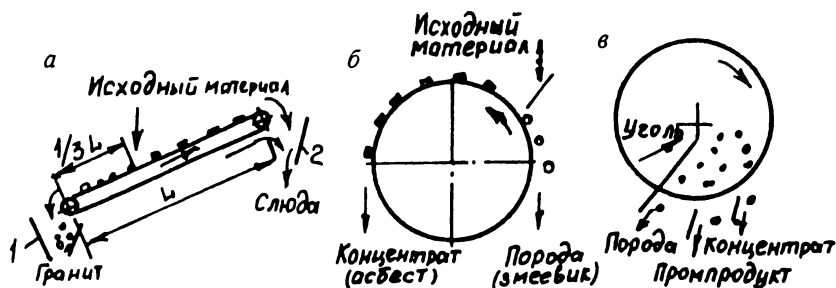


Рис. 11.9. Схемы сепараторов с движущейся рабочей поверхностью для обогащения по трению и форме:

а — ленточный; б — барабанный; в — дисковый

1,0—1,5 м производительность сепаратора составляет 4—15 т/ч. Для увеличения производительности на общем валу устанавливается несколько дисков (один над другим).

11.3. Адгезионные процессы обогащения

Адгезионные процессы обогащения являются разновидностью флотационных процессов. Они основаны на различии в физико-химических свойствах разделяемых минералов, приводящих к избирательному закреплению частиц на границе раздела фаз жидкость — газ и газ — твердое.

11.3.1. Обогащение на жировых поверхностях

Процесс обогащения на жировых поверхностях используется в основном для извлечения алмазов при переработке черновых алмазных концентратов крупностью более 0,5 мм. При течении пульпы по жировому покрытию гидрофобные алмазные частицы прилипают к поверхности, а гидрофильные частицы породы сносятся потоком воды в хвосты.

В качестве жира применяют смесь масел (петролиума, машинных масел, вазелина, парафина и др.), обеспечивающая жировому покрытию при рабочих температурах величину сопротивления сдвигу в пределах 780—2940 Па. Для дополнительной гидрофобизации поверхности алмазных частиц может использоваться смесь аполярных и гетерополярных собирателей (автола, олеиновой кислоты, катионных собирателей

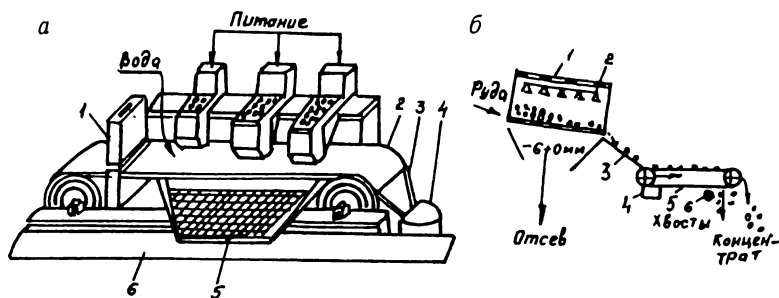


Рис. 11.10. Схемы ленточного жирового стола (а) и термоадгезионного сепаратора (б) конструкции «Беттелл Мемориал» (США)

и др.). Избирательное омасливание алмазной поверхности протекает более эффективно на влажном материале, так как разрыв и вытеснение с нее гидратных пленок маслами происходит значительно легче, чем с гидрофильных частиц породы, где они закреплены весьма прочно.

Обогащение осуществляется на жировых столах периодического или непрерывного действия. Стол непрерывного действия (рис. 11.10, а) состоит из бесконечной резиновой ленты 2 шириной 1 м с жировым покрытием, натянутой на два барабана, смонтированных на раме 6, которая установлена на пружинных опорах. Стол может совершать колебания в плоскости потока перпендикулярно к направлению движения ленты. Пульпа поступает на ленту по всей ширине с одного конца и сливается с другого в лоток 5, благодаря регулируемому наклону ленты. Слой жира с прилипшими минеральными частицами (алмазами) снимается скребком 3 с разгрузочного барабана в приемник 4, регенерируется и с помощью специального устройства 1 вновь наносится на ленту, движущуюся со скоростью 200—350 мм/мин. Обогащению подвергается материал, предварительно расклассифицированный по крупности для отдельной обработки каждого класса.

11.3.2. Термоадгезионное обогащение

Термоадгезионное обогащение основано на селективном закреплении различно нагретых компонентов на термопластичной поверхности.

Селективный нагрев компонентов смеси достигается благодаря различию в оптических, тепловых, электрических свойствах, а также пористости при использовании источников инфракрасного, индукционного, сверхвысокочастотного нагрева. Селективное закрепление нагретых до различной температуры компонентов осуществляется на термочувствительной поверхности за счет ее размягчения нагретой частицей (до точки пластификации) и закрепления этой частицы при охлаждении места контакта частицы и термочувствительной поверхности.

Промышленное применение получил способ селективного нагрева, использующий различия в прозрачности разделяемых компонентов. Показана его применимость для отделения сильно нагреваемых непрозрачных минералов (сульфидов, графита, хромита, касситерита, турмалина, биотита, вольфрамит и др.) от встречающихся с ними ненагреваемых минералов: кварца, кальцита, флюорита, галита, сильвина, криолита, каолина, витерита, боксита, магнезита, стронцианита и др.

Сепаратор (рис. 11.10, б) конструкции «Бетгелл Мемориал» (США) используют для удаления из каменной соли сопутствующих минералов — доломита и ангидрита. Селективный нагрев материала в процессе отсева из него мелочи (–6 мм) на барабанном грохоте 1 (диаметром 2,4 м и длиной 7,3 м) осуществляется лампами инфракрасного излучения 2 общей мощностью 120 кВт (240 шт.), после чего его подают монослоем при помощи формирователя потока 3 (качающегося питателя и ускорительного желоба) на конвейер 5 (шириной 1,5 м и длиной 6,7 м). Ленту покрывают смесью полимеров «Пикколостис» А-25 и А-50 для получения температуры пластификации термопластичного слоя от 25 до 50 °С, обеспечивающей достаточно эффективное закрепление на нем минеральных примесей. Очищенная каменная соль (галит) разгружается с концевой барабана. Минеральные примеси, прилипшие к ленте, движущейся со скоростью 5,3 м/с, счищают щеткой 6. Поверхность термопластичного слоя регенерируется устройством 4. При производительности сепаратора 32 т/ч и расходе полимерной смолы 0,45 г/т себестоимость обогащения 1 т исходного материала не превышает 0,33 долл.

11.4. Химические методы обогащения

Химические, как и термохимические, процессы используются в начале, середине или конце комбинированных схем переработки и обогащения труднообогатимого минерального сырья. Из химических процессов наиболее часто используются выщелачивание, осаждение, сорбция и экстракция. Применение комбинированных схем позволяет вовлечь в переработку неподдающиеся обычными методами обогащения минеральное сырье и резко повысить комплексность его использования. Наиболее перспективно использование комбинированных схем при извлечении из руд меди, молибдена, свинца, ниобия, железа, алюминия, золота, урана и других металлов.

11.4.1. Процесс выщелачивания

Из химических процессов основным, определяющим показатели переработки сырья, является выщелачивание. Оно представляет собой операцию селективного растворения одного или нескольких компонентов. В качестве растворителя используются в зависимости от природы растворимых минералов кислота (серная и др.), щелочь (сода, едкий натр) или комплексообразующие реагенты (цианид, аммиак или соли аммония и др.).

Концентрация растворителей изменяется от 0,02 % KCN (при выщелачивании золота) до 94 % H_2SO_4 (при разложении редкометалльных концентратов). Извлечение металлов в раствор при этом может достигать 98—99 % при незначительном растворении (3—5 %) сопутствующих минералов. Увеличение скорости выщелачивания достигается повышением температуры раствора, применением добавок окислителей, восстановителей, бактериальных культур и продуктов их жизнедеятельности, наложением магнитных и электрических полей, виброакустических и других воздействий. Трудноизвлекаемые компоненты предварительно переводят в легкорастворимые соединения путем окислительного обжига (например, сульфидного сырья), восстановительного или хлорирующего обжига (например, окисленных руд), сплавления или спекания с содой (вольфрамсодержащего сырья), известью (алюминийсодержащего сырья) или фторсиликатами (редкометалльного сырья).

Выщелачивание осуществляется чановым, автоклавным, перколяционным, кучным и подземным способами.

11.4.2. Чановое выщелачивание

При чановом выщелачивании измельченная до 50—90 % класса $-0,074$ мм руда проходит через ряд последовательно соединенных чанов, интенсивное перемешивание пульпы в которых производится механическими мешалками, сжатым воздухом или комбинированным воздушно-механическим способом.

При механическом перемешивании пульпы применяются пропеллерные, импеллерные, турбинные, цепные и другие мешалки. Чаны с пневматическим перемешиванием (пачуки) используются обычно для выщелачивания плотных пульп с соотношением Т:Ж = 1,2:1 при переработке цинк-, золото- или урансодержащего сырья. Они представляют собой цилиндрические чаны с коническим днищем диаметром 3,0—4,5 м и высотой от 9 до 15 м, в нижнюю часть которых подают воздух под давлением 0,15—0,20 МПа. Чаны с комбинированным перемешиванием имеют или центральный аэролифт и вращающиеся гребки, или периферический аэролифт и центральный импеллер.

При использовании любого аппарата скорость выщелачивания извлекаемого металла примерно в 100 раз больше по сравнению с перколяцией (просачиванием выщелачивающего раствора через неподвижный слой материала) и процесс заканчивается за 0,5—2,0 ч. Необходимый объем аппаратуры для выщелачивания также уменьшается в 80—100 раз. Однако для отделения растворов от твердого материала требуется сооружение сгустителей, работающих по системе непрерывной промывочной декантации (когда слив сгустителя последующего цикла выщелачивания и сгущения направляется в предыдущий). Образование пены при выделении CO_2 в чанах выщелачивания предотвращается порционной подачей кислоты, гипсование труб — применением труб из пластика.

По сравнению с перколяцией процесс чанового выщелачивания требует более высоких капитальных затрат (на сооружение зданий для установки чанов и сгустителей, отделения измельчения и классификации), поэтому его целесообразно применять при переработке труднообогатимых богатых руд, промпродуктов и бедных черновых концентратов.

11.4.3. Автоклавное выщелачивание

Автоклавное выщелачивание нашло широкое применение в урановой, никелевой, алюминиевой и вольфрамовой промышленности. Автоклавы представляют собой металлические вертикальные или горизонтальные сосуды вместимостью от 5—10 до 130 м³, работающие под давлением от 1 до 5 МПа при нагреве пульпы через внешние нагреватели (паровые рубашки, электронагреватели) или путем продувки ее в автоклаве острым паром, обеспечивающим также интенсивное перемешивание пульпы. Повышение температуры и давления в автоклаве вызывает резкое увеличение скорости выщелачивания. Для окисления выщелачиваемых компонентов, например сульфидов, в автоклав подают кислород, воздух, перекись водорода, соли марганца, хлор и др. Автоклавы объединяют обычно в батареи, состоящие из 5—10 аппаратов, работающие по принципу непрерывного выщелачивания сырья.

11.4.4. Перколяционное выщелачивание

Методом перколяции обрабатывают дробленую, а если шламов больше 10 %, то обесшламленную руду обычно крупностью $-15 +1$ мм. Ее загружают в большие прямоугольные бетонные (длиной 35—60, шириной 25—35, высотой 2—6 м) или круглые деревянные чаны с внутренним кислотоупорным покрытием и ложным перфорированным днищем для прохождения выщелачивающего раствора, который фильтруется через слой руды. Процесс используется для выщелачивания окисленных медных руд. Продолжительность полного цикла выщелачивания, включая загрузку и выгрузку руды, составляет 6—14 сут. Операции выщелачивания и выделения меди из раствора представляют собой замкнутый цикл, в котором раствор циркулирует из выщелачивания на выделение меди, а оттуда — снова на выщелачивание. Достоинствами процесса перколяции являются отсутствие тонкого измельчения, малый расход кислоты при выщелачивании, растворение меньшего количества примесей и достаточно высокая концентрация меди (10—26 г/л) в растворах, позволяющая использовать для ее выделения электролиз. Извлечение меди достигает 75—90 % при расходе серной кислоты в пределах 10—55 кг/т.

11.4.5. Кучное выщелачивание

При кучном выщелачивании дробленая до 120—400 мм руда размещается в виде штабеля (кучи) высотой до 60, шириной до 200 и длиной до 800 м на специальной слегка покатой плотно утрамбованной, зацементированной или покрытой полимерной пленкой водонепроницаемой площадке. Кучи орошают при выщелачивании меди и урана раствором серной кислоты (рН 1,2—2,5), при выщелачивании золота и серебра — раствором цианида (рН 10,0—10,5). Раствор разбрызгивают через перфорированный распределительный трубопровод, разбрызгивающие головки или подают через нагнетательные скважины, футерованные перфорированными трубами. Обогащенный извлекаемым металлом раствор, прошедший через кучу, собирается в бассейне с отстойником для осаждения глины и шламов, а затем поступает на извлечение металла.

Кучным выщелачиванием перерабатывают бедные, балансовые руды и отвалы вскрытых пород с низким содержанием в них меди (0,15—0,5 %), золота (около 0,5 г/т) или урана (0,02—0,07 % U_3O_8). Оно требует небольших капитальных затрат и эксплуатационных расходов, однако является длительным процессом и получаемые растворы характеризуются низким содержанием в них металла. Поэтому обычно весь цикл насыщения, сбора и переработки раствора повторяют до тех пор, пока содержание, например меди, в растворе, полученном из штабеля, не будет менее 1 г/л. Урансодержащие растворы содержат обычно 0,3—3,0 г/л с рН 1,2—1,4. При длительности выщелачивания 30—80 сут извлечение урана и золота составляет 60—80 %. В соответствии с существующей практикой выщелачивание меди выгодно проводить в течение 3—4 лет (18—24 цикла) при содержании меди в исходном материале более 0,15 % и среднем извлечении меди из него 40—50 %.

11.4.6. Подземное выщелачивание

При подземном выщелачивании, например, меди и урана оборотные или свежие сернокислые растворы (рН 1,2—2,4) закачивают в специальные скважины, дренажные канавы или разбрызгивают по поверхности участка выщелачивания. Прой-

дя (за 3—4 недели) через всю толщу руды, они собираются в нижних горизонтах и подаются насосами на извлечение из них меди или урана.

Подземное выщелачивание характеризуется довольно низкими капитальными затратами, быстрой окупаемостью, минимальным воздействием на окружающую среду, высоким уровнем безопасности горных работ и применяется для руд, добыча которых горными работами нерентабельна. Наиболее широко подземное выщелачивание используется для извлечения металлов из оставшихся целиков и заброшенных участков при подземной добыче богатых руд, содержащих менее 0,4 % меди (иногда менее 0,1 %), а урана менее 0,01 %. Необходимыми условиями применения подземного выщелачивания являются проницаемость руды (естественная или создаваемая взрывом) и наличие под выщелачиваемым участком непроницаемого слоя, обеспечивающего сбор растворов, направляемых на извлечение металлов.

Растворы выщелачивания отделяют от твердого вещества сгущением в прудах, чанах и сгустителях или фильтрованием на вакуум-фильтрах или фильтр-прессах разных конструкций.

11.4.7. Выделение металлов из растворов

Выделение металлов из растворов производят осаждением, сорбцией на ионообменных смолах и экстракцией органическими жидкостями.

При *осаждении* используются электролиз (например, меди), восстановление до металла (например, никеля, кобальта) продувкой раствора газом-восстановителем (например, водородом), образование труднорастворимых соединений (например, сульфидов молибдена, никеля, меди), цементация более электроотрицательным металлом (например, меди — железной стружкой, скрапом, порошком или губчатым железом; золота — цинковой или алюминиевой пылью) в цементаторах различной конструкции (конусах, барабанах, желобах, чанах, ваннах, аппаратах кипящего слоя и др.).

Сорбция металлов из раствора основана на способности синтетических ионообменных смол и некоторых природных сорбентов поглощать (сорбировать) ионы металла, отдавая в

раствор эквивалентное число других ионов. При обычной сорбции осветленный раствор пропускают через колонку с неподвижным слоем сорбента, который может также загружаться в раствор или пульпу и после перемешивания и насыщения отделяться грохочением. Удаление ионов металла с поверхности сорбента и его регенерация осуществляются промывкой сорбента раствором (кислоты, щелочи или соли) с высокой концентрацией тех ионов, которые были замещены в сорбенте в процессе сорбции. Извлеченный металл переходит при этом в концентрированный по металлу раствор, а сорбент направляется снова в процесс.

Жидкостная *экстракция* основана на избирательной способности некоторых органических жидкостей (аминов, кетонов, карбоновых кислот, спиртов, эфиров, фосфорсодержащих соединений и других), не растворимых в воде, поглощать (экстрагировать) ионы металла из раствора. Для экстракции применяют смесители, отстойники, колонны с насадкой, тарельчатые колонны с пульсацией, центробежные экстракторы. После отделения насыщенной металлом органической фазы (экстрагента) от водной производится реэкстракция металла обработкой экстрагента щелочным или кислым раствором, а иногда только водой. Концентрированный раствор металла (реэкстракт) поступает в дальнейшую переработку, а органическая фаза — снова в процесс.

Экстракционные и сорбционные методы извлечения металлов из растворов выщелачивания получили широкое распространение при переработке урановых, золотосодержащих, вольфрамовых, молибденовых, медных руд. Окончательное выделение металлов из полученных этими методами растворов осуществляется путем осаждения.

11.5. Комбинированные методы обогащения

Комбинированные методы обогащения основаны на различиях нескольких технологических свойств разделяемых минералов (смачиваемости и плотности, плотности и электромагнитных свойств).

11.5.1. Флотогравитация

Флотогравитация основана на различии физико-химических свойств поверхности и разнице плотностей разделяемых минералов. В процессе флотогравитации происходят отделение флотируемых частиц и разделение нефлотируемых частиц по плотности. В промышленности процесс применяется для выделения сульфидных минералов из гравитационных, вольфрамовых и оловянных концентратов, для отделения апатита и фосфорита от кварца и силикатов, циркона от пирохлора, шелита от касситерита и для разделения других минералов. Преимуществом флотогравитации перед пенной флотацией является возможность обогащения крупнозернистого материала — от 3 до 0,1 мм.

Флотогравитации предшествуют операции обезвоживания исходного материала с дешламацией его и перемешивания плотной пульпы, содержащей от 50 до 70 % твердого, с флотационными реагентами. Для перемешивания пульпы с реагентами применяют вращающиеся трубы, барабаны, оборудованные внутри полками или обратной спиралью, шнеки, лопастные мешалки, эжекторные устройства (при давлении воздуха 0,3—0,4 МПа). В качестве реагентов для флотационного отделения сульфидов используют серную кислоту, ксантогенат и аполярные масла, для отделения несulfидных минералов — щелочь (соду или едкий натр), жирные кислоты или мыла в смеси с аполярными маслами.

Флотогравитация чаще всего осуществляется на концентрационных столах с дополнительными приспособлениями, а также на винтовых сепараторах и реже на ленточных шлюзах и отсадочных машинах.

При осуществлении флотогравитации на *концентрационном столе* основной задачей является обеспечение выхода крупных флотируемых частиц в положение пленочной флотации. Для улучшения контакта частиц с атмосферным воздухом на деках концентрационных столов (рис. 11.11, а, б) применяют различные устройства-контакты: возвышения 2 с выпуклой поверхностью непосредственно у разгрузочных отверстий питающего желоба 1; зоны осушения 5 между продольными нарифлениями 4 в виде клиновидных планок (см. рис. 11.11, а),

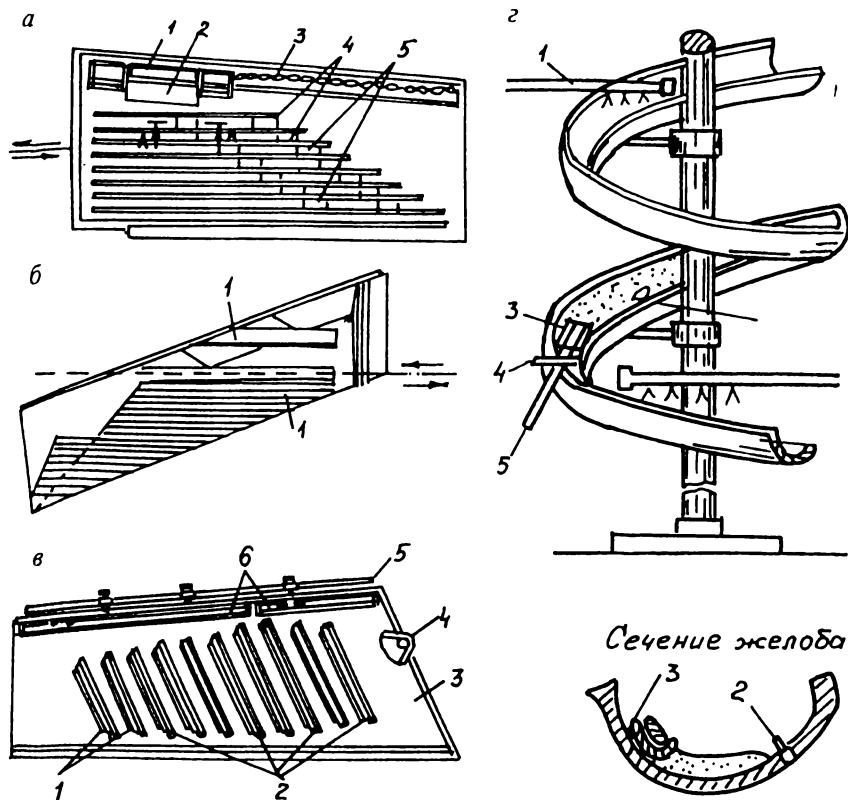


Рис. 11.11. Деки концентрационных столов (а—в) и винтовой сепаратор (г) для флотогравитации

площадок-контакторов 1 клиновидного сечения, располагаемых параллельно нарифлениям в загрузочной части стола (см. рис. 11.11, б). Преодолевая эти барьеры, твердые частицы вступают в контакт с воздухом, переходят в положение пленочной флотации и сходят с деки стола в месте обычной разгрузки шламов. Нефлотирующиеся зерна разделяются по плотности, образуя веер, как и на обычном концентрационном столе.

Для интенсификации процесса используют также подачу воздуха различными способами:

- через отверстия трубок (диаметром 1,5—2 мм), располагаемых вдоль деки над поверхностью стола. Воздушные струйки при этом образуют на поверхности пульпы воронки глубиной около 1/3 толщины потока, способствуя контакту флотируемых частиц с атмосферой воздуха и их всплытию;

- в виде водовоздушной эмульсии (получаемой в эжекторном устройстве), которая смешивается с поступающей в загрузочный желоб пульпой, образуя аэрофлокулы мелких флотируемых частиц, сразу же переходящие на поверхность потока при поступлении пульпы на деку стола;

- снизу через диспергаторы воздуха 2 (рис. 11.11, в), которые в специальных обоймах вмонтированы в деку 3 стола перед каждым из диагональных рифлей 1. Воздух из диспергаторов (при абсолютном давлении 0,15 МПа) в виде микропузырьков движется вверх через слой пульпы и, перемешивая минеральную суспензию, выталкивает флотируемые частицы из нижних слоев на поверхность. Флотация их осуществляется в результате контакта с атмосферным воздухом во время перехода через диагональные рифли. Пульпа поступает из лотка-распределителя 4, вода — из ресивера 5 через водораспределительные желоба 6. Этот стол для флотогравитации рекомендуется обычно как наиболее эффективный из всех известных.

При использовании для флотогравитации *винтового сепаратора* (рис. 11.11, г) пульпа аэрируется брызгалами 1. Флотируемые частицы, вступающие в контакт с воздухом, всплывают на поверхность и удаляются к наружному борту желоба, где захватываются уловителями 3 с разгрузочными патрубками 5, закрепленными в обоймах 4. Тяжелые нефлотируемые минералы разгружаются через разгрузочные отверстия 2 у внутреннего борта желоба, а минералы меньшей плотности — в конце желоба.

Ленточный шлюз (рис. 11.12, а) для флотогравитации представляет собой наклонно установленный короткий ленточный конвейер. Пульпа насыщается воздухом благодаря эжектирующему действию тонких струй воды, подаваемой на ленту через ороситель 1. Дальнейший контакт минералов с воздухом происходит при помощи щитков 2 и прутков 4, перемешивающих и направляющих поток на ленте. Всплывшие частицы разгружаются в боковой желоб 3.

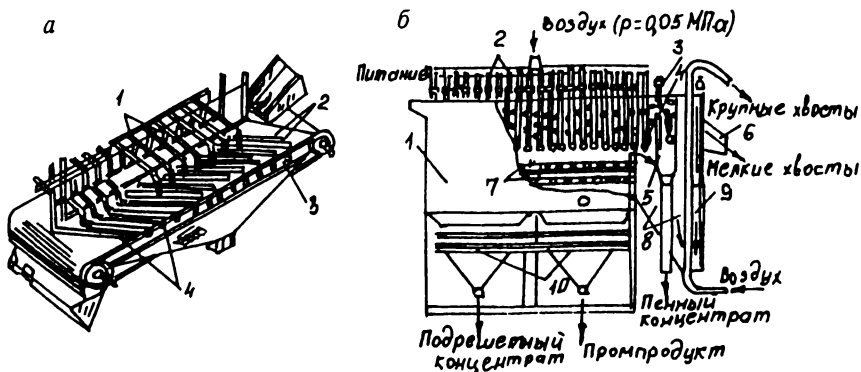


Рис. 11.12. Ленточный шлюз для флотогравитации (а) и флотоотсадочная машина (б)

Флотоотсадочная машина (рис. 11.12, б) является разновидностью диафрагмовой отсадочной машины, оснащенной диспергирующим устройством воздуха специальной конструкции 2. Устройство обеспечивает равномерное насыщение всего объема камеры мельчайшими пузырьками воздуха, поступающего из коллектора, установленного на корпусе 1 машины. Толщина образующего слоя пены, переливающейся через порог в приемник 5 с флотированных частиц, регулируется устройством 3. Пульсация потоков в машине через сетку 7 осуществляется с помощью подвижных конусов 10. Мелкие зерна легких минералов разгружаются через внутренний 4 и регулируемый внешний 6 сливные пороги, крупные удаляются из приемника 8 аэролифтом 9. Машины пока не получили широкого применения в основном из-за сложности конструкции и регулирования их работы.

11.5.2. Магнитогидродинамическая сепарация (МГД)

Магнитогидродинамическая сепарация зерен по плотности и электромагнитным свойствам — электропроводности, магнитной восприимчивости и диэлектрической проницаемости — осуществляется в жидкости, помещенной в скрещенные магнитное и электрическое поля. На жидкость и минеральные частицы, обладающие существенной электропроводностью, магнит-

ной восприимчивостью или диэлектрической проницаемостью, в этом случае действуют соответственно лоренцовы, магнитные или электрические силы, определяющие совместно с силами тяжести погружение или выталкивание зерен из жидкости.

В качестве сепарирующей жидкости используются электролиты — водные растворы поваренной соли, кислот, щелочей, солей меди и железа. Изменением величины тока в электролите или обмотках электромагнита можно изменять эффективную (кажущуюся) плотность жидкости в широких пределах (от 1 до 10 т/м³), создавая хорошие возможности для гравитационного обогащения различных минеральных комплексов.

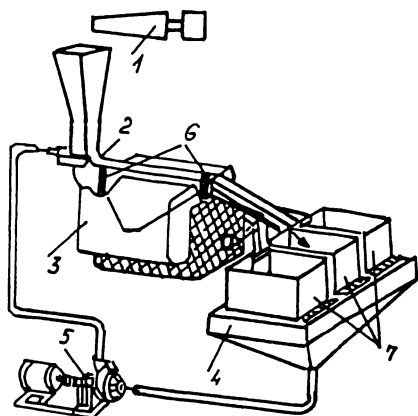


Рис. 11.13. Схема установки МГД-сепарации

продукты разделения поступают в приемники 7 с сетками для дренажа электролита.

Трудности использования процесса МГД-сепарации связаны с вихревым характером лоренцовой силы. Возникающие возле частиц локальные вихревые течения, а также циркулирующие течения на входе и выходе сепаратора существенно затрудняют разделение частиц. Для широкого промышленного использования процесса необходимо проведение работ также по сокращению расхода электроэнергии, увеличению производительности сепаратора, снижению химической агрессивности электролитов и их стоимости.

Исходный материал в установку для МГД-сепарации (рис. 11.13) подается питателем 1 через разделительный канал 2, расположенный в зазоре между полюсами электромагнита 3. Электролит из сборника 4 насосом 5 подается в загрузочную часть канала. Ток подводится к электролиту через электроды 6, установленные в канале,

Часть 4

**ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ
ПРОЦЕССЫ
И АППАРАТЫ
ПРИ ОБОГАЩЕНИИ
ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**

12.1. Назначение и общая характеристика процессов и продуктов обезвоживания

Обезвоживанием называется разделение твердой и жидкой фаз. Ему могут подвергаться не только конечные, но и промежуточные продукты обогащения, осуществляемого обычно в водной среде. Причинами обезвоживания являются: необходимость снижения затрат на транспортирование продуктов обогащения (концентратов); переход от мокрых процессов обогащения к сухим или к операциям, требующим меньшей разжиженности пульпы; необходимость организации на фабрике полного водооборота с целью снижения себестоимости продукции и охраны окружающей среды.

Для обезвоживания крупнозернистого и кускового материала достаточно операции *дренирования*, при которой избыток воды удаляется самотеком. Из тонкозернистого материала вода удаляется значительно труднее и для его обезвоживания обычно требуется несколько последовательных операций: *сгущение* или *центрифугирование* (до влажности 30—50 %) путем осаждения частиц под действием силы тяжести или центробежных сил; *фильтрование* (до влажности 10—15 %) путем отделения твердых частиц от жидкости пропусканием пульпы через пористые перегородки; *сушка* (до влажности 0,5—5,0 %) для удаления влаги под действием температуры.

В зависимости от содержания влаги различают продукты обогащения и обезвоживания: *мокрые*, из которых вода (свободная, гравитационная) может свободно стекать под действием сил тяжести; *влажные*, содержащие капиллярную и пленочную воду, удерживаемую между минеральными частица-

ми; *воздушно-сухие*, содержащие гигроскопическую влагу, удерживаемую поверхностью частиц, и *сухие*, содержащие только кристаллизационную влагу.

12.2. Дренрование

Дренрование представляет собой процесс естественной фильтрации жидкости через промежутки между твердыми частицами или кусками под действием силы тяжести. Оно используется для обезвоживания кускового и крупнозернистого материала в штабелях, бункерах, обезвоживающих элеваторах, механических классификаторах и на грохотах.

Обезвоживание в *штабелях* крупнокускового материала (до 150—200 мм) с нижним пределом крупности 0,1—1 мм производится на дренажных складах, представляющих собой железобетонные сооружения большой вместимости с наклонным дном, в котором проложены дренажные канавы для отвода воды. Время обезвоживания мелкого материала (например, железного концентрата) достигает 24 ч после предварительного его сгущения в отстойниках.

Обезвоживание в *бункерах* обычно прямоугольной формы с пирамидальной нижней частью, оборудованной специальными затворами-выпусками с перфорированными отверстиями для стока воды, используется главным образом на углеобогажительных фабриках для удаления воды из углей крупнее 0,6 мм.

Обезвоживанию в *элеваторах с дырчатыми ковшами* подвергается материал крупнее 2 мм в процессе его транспортирования из обогащительных аппаратов или отстойников. Чтобы предотвратить попадание воды из верхнего ковша в нижний и получить материал влажностью не более 25—30 %, элеватор устанавливают под углом 60—70 ° к горизонту.

Обезвоживание продуктов в *механических* (реечных и спиральных) *классификаторах* происходит при их транспортировании по днищу классификатора. Влажность средне- и мелкозернистых железных концентратов и продуктов обогащения марганцевых руд после обезвоживания составляет 15—25 %.

Обезвоживанию на *грохотах* может подвергаться материал широкого диапазона крупности (от 0,35 до 300 мм и более). Наиболее широко используются вибрационные, самоба-

лансные, резонансные и дуговые грохоты с щелевидными ситами. Встряхивание и перемещение материала по грохоту значительно интенсифицируют процесс дренирования воды.

12.3. Сгущение

Сгущением называется процесс разделения твердой и жидкой фаз, основанный на естественном осаждении минеральных частиц в жидкости под действием силы тяжести.

Осаждение частиц при сгущении подчиняется рассмотренным ранее (см. подразд. 3.3.1) законам стесненного падения твердых тел в жидкой среде. Скорость осаждения возрастает с увеличением крупности и плотности частиц, повышением температуры и разбавлением сгущаемой пульпы, вызывающих уменьшение ее вязкости. Тонкодисперсные частицы оседают медленно из-за малой скорости падения, броуновского движения и взаимного отталкивания при одноименном заряде их поверхности. По этим причинам оседание частиц меньше 0,1 мкм практически прекращается. Решение проблемы сгущения тонкодисперсных частиц достигается применением реагентов, вызывающих их слипание или агрегацию в результате коагуляции или флокуляции.

Коагуляция под действием сил Ван-дер-Ваальса происходит при уменьшении или нейтрализации заряда поверхности частиц при использовании неорганических реагентов (кислоты, извести, железного купороса и др.). Флокуляция обусловлена действием органических реагентов, вызывающих или гидрофобизацию поверхности частиц и стремление их при этом сократить поверхность контакта с более полярной жидкостью — водой (при использовании реагентов-собирателей: ксантогенатов, жирных кислот, аминов и др.), или сцепление частиц «мостиками» полимерных молекул, закрепляющихся одновременно своими полярными группами на разных частицах (при использовании реагентов-флокулянтов: полиакриламида, сепарана, суперфлока, полиокса и др.). Магнитная флокуляция частиц минералов, обладающих повышенной магнитной восприимчивостью, обеспечивается созданием магнитного поля.

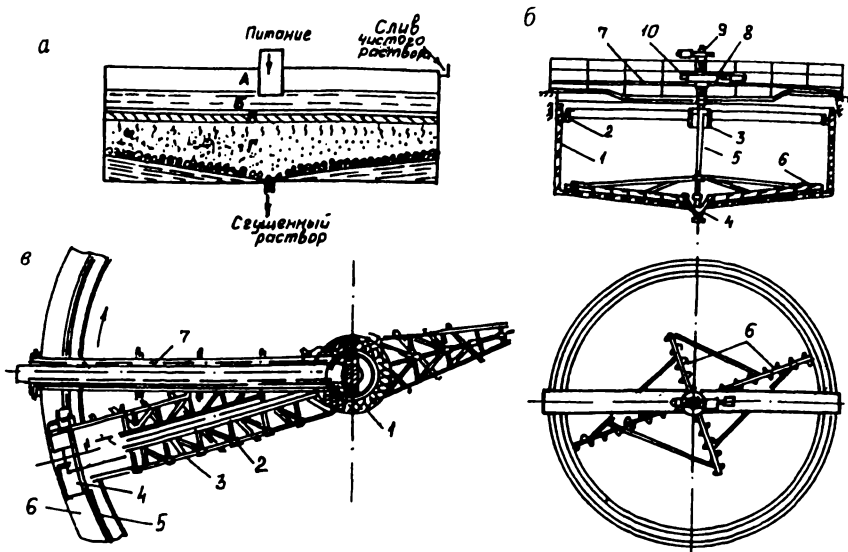


Рис. 12.1. Схема зон осаждения пульпы в сгустителях (а) и конструкции одноярусных радиальных сгустителей с центральным (б) и периферическим (в) приводом

В настоящее время сгущение производится в основном в цилиндрических (радиальных) сгустителях с механической разгрузкой осадка. При установившемся режиме в сгустителе можно выделить (рис. 12.1, а): зону А осветленной жидкости, удаляемой в слив; зону Б пульпы исходной плотности, в которой происходит (в зависимости от содержания твердого) свободное или стесненное падение зерен; зону Г уплотнения, в которой дополнительное выделение жидкости происходит в результате сжатия осадка под давлением находящегося выше материала; промежуточную зону В. Разгрузка сгущенного материала осуществляется медленно вращающимся в центре сгустителя устройством, перемещающим осевшие твердые частицы к отверстию в средней части его днища. По расположению приводного механизма различают сгустители с центральным и периферическим приводом.

Сгуститель с центральным приводом может быть одно- или многоярусным. Одноярусный радиальный сгуститель (рис. 12.1, б) состоит: из цилиндрического чана 1 диаметром

от 2,5 до 50 м и глубиной от 1,5 до 5 м с горизонтальным (при малом диаметре) или коническим (при большом диаметре) днищем и кольцевым желобом 2 для удаления слива; разгрузочной воронки 3, заглубленной по отношению к уровню слива примерно на 0,5—1 м и снабженной металлической решеткой для гашения скорости потока и дефлектором — распределителем поступающей пульпы; механизма для разгрузки сгущенного продукта.

У сгустителей небольшого диаметра (до 18—24 м) механизм разгрузки осадка крепится на ферме 7. Он представляет собой вращающийся от привода 8 вал 5 с граблинами 6 в виде крестовины с наклонными гребками (или в виде полуспиралей), позволяющими перемещать осадок к разгрузочному конусу 4 в центре днища. У сгустителей большего диаметра (до 50 м и более) вал заменяется сварной конструкцией, опирающейся на центральную колонну. Для предотвращения поломок механизма при перегрузках сгустителя, регистрируемых указателем 10, вал вместе с граблинами может перемещаться в вертикальном направлении вручную или автоматически механическим устройством 9.

Разгрузочный механизм сгустителей с периферическим приводом (рис. 12.1, в) диаметром до 100 м и глубиной до 7 м имеет вид рамы с гребками 3, которая опирается на центральную колонну 1 и монорельс 5, уложенный вкруговую на стенке чана 6. У периферии рама заканчивается кареткой 4, на которой размещены электропривод, редуктор, приводной ролик и балласт для увеличения силы сцепления ролика с рельсом при вращении рамы 2 вокруг центральной оси.

Окружная скорость движения граблин или гребковой рамы у периферии составляет обычно 0,1 м/с; она уменьшается до 0,05 м/с при сгущении тонких шламов и возрастает до 0,2 м/с при сгущении грубозернистых пульп. Удельная производительность составляет при этом от 0,1 до 2 т/(м² · сут) и только при сгущении магнетитовых и титаномангнетитовых концентратов магнитной сепарации благодаря их магнитной флокуляции достигает 6—8 т/(м² · сут).

Для откачки продукта, сгущенного до плотности 60—70 % твердого, из сгустителей малого диаметра применяют диафрагмовые насосы, а из сгустителей большего диаметра — центро-

бежные песковые насосы. Слив сгустителей используется в качестве оборотной воды. Для предотвращения потерь пены с ним при сгущении флотационных концентратов перед сливным порогом устанавливают пеноотбойник (экран), заглубленный ниже уровня слива. Исходная пульпа поступает в сгуститель по трубопроводу или желобу, проложенным по неподвижной ферме 7.

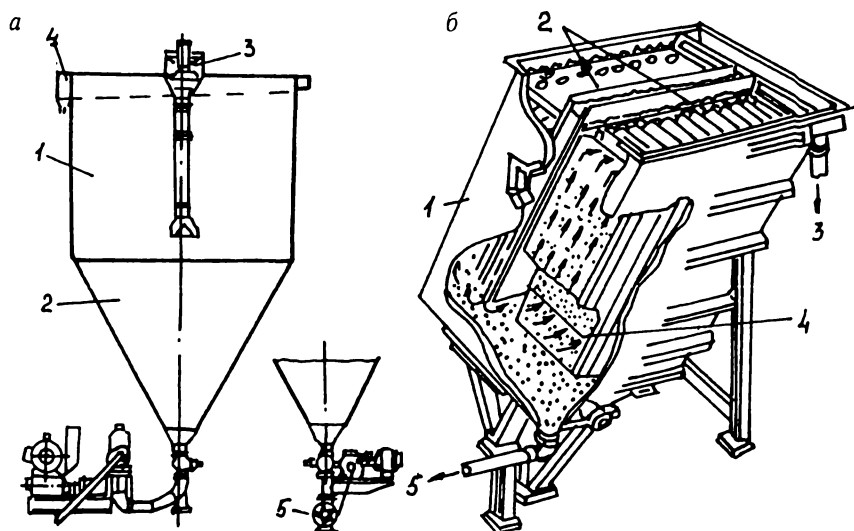


Рис. 12.2. Схема цилиндрического сгустителя с осадкоуплотнителем (а) и пластинчатого сгустителя (б)

В последнее время на угольных фабриках для сгущения шламов и хвостов флотации кроме радиальных сгустителей используются также цилиндрические сгустители с осадкоуплотнителем (рис. 12.2, а), состоящие из цилиндрической 1 и конической 2 частей, питателя 3, сливного кольцевого желоба 4 и разгрузочного устройства 5 для сгущенного продукта. Цилиндрическая часть обеспечивает необходимую степень осаждения тонких зерен, а коническая — уплотнение осадка до 80 % твердого при удельной производительности на 1 м² поверхности несколько большей, чем у радиальных сгустителей.

Для сгущения рудных тонкодисперсных продуктов начинают применять пластинчатые сгустители (рис. 12.2, б), пред-

ставляющие собой камеру 1, в которой установлены пакеты параллельных плоскостей 2 общей площадью до 1000 м², из стеклопластика или нержавеющей стали, расположенных на расстоянии 30—50 мм друг от друга под углом 25—60° к горизонту. Это позволяет разделить поток на струи 4 с ламинарным движением, значительно уменьшить путь оседания твердых частиц и тем самым резко увеличить удельную производительность сгущения на горизонтальную площадь всех плоскостей. Твердые частицы оседают на наклонные плоскости, перемещаются вниз и удаляются через патрубок 5; осветленная жидкость поднимается вверх и сливается через патрубок 3. Разгрузка сгущенного продукта до 60—75 % твердого может быть автоматизирована; регулирование его плотности при этом может осуществляться с использованием гамма-лучей, ультразвука или электропроводности пульпы, а изменение скорости разгрузки — «наложением» на пакет пластин вибрации с малой амплитудой колебаний.

Для сгущения пульп, содержащих быстрооседающую твердую фазу, например магнитную фракцию сепарации железных руд, применяют гидросепаратор, представляющий собой невысокий сгуститель с центральным приводом и используемый обычно как классифицирующий аппарат. Его использование позволяет совместить две операции — сгущение и удаление шламистых частиц породы, что очень важно при сгущении, например, магнетитовых и титаномагнетитовых концентратов. Эффективность этих операций повышается при использовании специальных магнитных дешламаторов, отличающихся от гидросепараторов наличием намагничивающего устройства, состоящего из четырех катушек, расположенных в питающей воронке.

Для предварительного сгущения продуктов иногда используют пирамидальные отстойники и гидроциклоны, сливы которых поступают в радиальные сгустители, а сгущенные продукты аппаратов обычно объединяются. В отстойниках пульпа поступает в головную часть и движется к сливному порогу на противоположной стороне. По пути движения пульпы твердые частицы оседают в камеры и выпускаются через специальные разгрузочные отверстия вручную через патрубки с кра-

нами, при помощи диафрагмовых насосов и автоматически через шлюзовой питатель. Обезвоживающие гидроциклоны и мультициклоны устанавливают обычно перед сгустителем.

12.4. Фильтрование

Фильтрованием называется процесс разделения твердой и жидкой фаз пульпы с помощью пористой перегородки под действием разности давлений, создаваемой разрежением или избыточным давлением воздуха. Жидкая фаза при этом проходит через пористую перегородку в виде фильтрата, а твердая задерживается на ее поверхности, образуя слой осадка — кека. Разность давлений в пресс-фильтрах создается подачей пульпы на фильтрующую перегородку под давлением выше атмосферного, а в вакуум-фильтрах — созданием вакуума за пористой перегородкой ниже 0,1 МПа. В качестве пористой перегородки используют синтетические, реже хлопчатобумажные и шерстяные ткани, иногда металлические сетки с отверстиями 0,1—0,2 мм.

Для обезвоживания угольных и рудных суспензий на обогащательных фабриках применяют преимущественно вакуум-фильтры, которые по конструкции основного рабочего органа разделяются на дисковые, барабанные и ленточные.

В *дисковых вакуум-фильтрах* (рис. 12.3, а) фильтрация осуществляется через боковую поверхность фильтрующих элементов — секторов, закрепленных на вращающемся от привода 7 вала и образующих сплошной диск 2, погруженный нижней частью в ванну б с пульпой, подаваемой сверху или через ее днище. Мешалка 4, совершая качательное маятниковое движение вокруг вала 1, взмучивает пульпу. Каждый сектор (рис. 12.3, б, в) представляет собой обтянутую тканью фильтрующую камеру 8 из дерева (см. рис. 12.3, б), металла (см. рис. 12.3, в) или синтетического материала, подсоединенную через патрубок 9 (с помощью шпильки, накладки и гайки) к продольному каналу 10 пустотелого вала 1, конец которого входит в обойму распределительной головки 3 (см. рис. 12.3, а). Число секторов равно числу продольных каналов, которые при вращении вала (с частотой 0,13—2 мин⁻¹) поочередно совме-

щаются с окнами неподвижной распределительной головки (см. рис. 12.3, *в*), находящимися под вакуумом (окна 11, 13) через патрубок 12 и давлением (окна 14, 17) сжатого воздуха, подводимого через патрубки 15 и 16. В период, когда сектор погружен в пульпу, соответствующий продольный канал вала соединяется с системой вакуума через окна 11 и происходит отсасывание жидкости через ткань с образованием на ней осадка-кека нарастающей толщины. При выходе из пульпы сектор продолжает некоторое время сообщаться с вакуумом через окна 13, вызывая уплотнение и просушку кека воздухом. Затем продольный канал вала соединяется с окном 14, подключенным к линии сжатого воздуха, и происходит отдувка кека от фильтроткани с последующим снятием его боковыми ножами 5, армированными резиной.

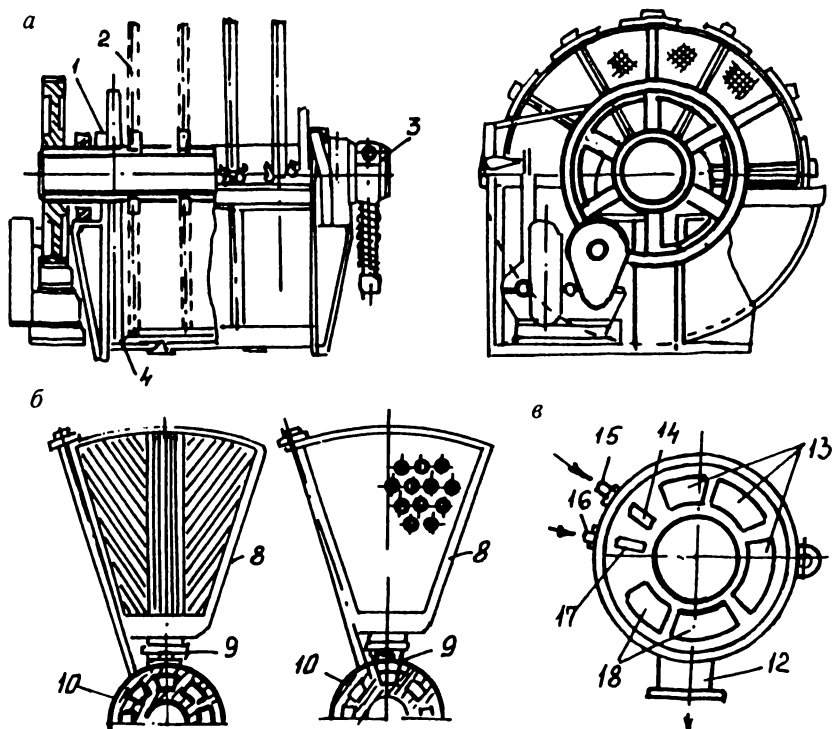


Рис. 12.3. Схема дискового вакуум-фильтра (*а*), фильтрующих секторов (*б*) и распределительной головки (*в*)

При подключении к окну 17 фильтроткань продувается сжатым воздухом с целью очистки ее отверстий. Затем цикл фильтрования повторяется.

Преимуществом дисковых фильтров является большая фильтрующая поверхность и возможность быстрой замены любого сектора при выходе из строя фильтроткани. При числе дисков от 2 до 14 и диаметре их от 1,8 до 2,5 м общая площадь фильтрующей поверхности составляет 9—100 м².

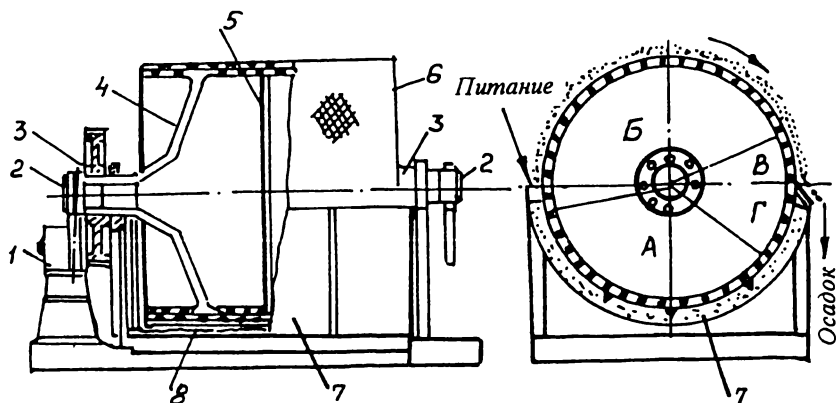


Рис. 12.4. Схема барабанного вакуум-фильтра с внешней фильтрующей поверхностью

Барабанный вакуум-фильтр с внешней фильтрующей поверхностью (рис. 12.4) состоит из вращающегося на подшипниках 3 перфорированного барабана 5, покрытого фильтротканью 6 и погруженного в ванну 7 с пульпой, перемешиваемой мешалкой 9 маятникового типа. Внутри поверхность барабана разделена на продольные полые секции, соединенные отводящими фильтрат трубами 4 с секциями пустотелых цапф 8. К торцевым поверхностям цапф прижаты распределительные головки 2, через окна которых производится попеременное соединение отдельных секций барабана с вакуумом и давлением. Принцип работы фильтра аналогичен дисковому вакуум-фильтру. За один оборот барабана совершается полный цикл фильтрации: образование, подсушка и отдувка кека, регенерация фильтроткани. По сравнению с дисковыми фильтрами барабанные вакуум-фильтры более пригодны для обез-

воживания труднофильтруемых продуктов, поскольку они позволяют монтировать приспособления для дополнительного удаления влаги из кека во время фильтрации: устройства для промывки кека и заглаживания трещин, хлопуши, рыхлители, отжимные ролики и вибраторы. Фильтры с предварительным нанесением на барабан поверх ткани слоя кизельгура, целлюлозы или других фильтрующих материалов используются для получения фильтрата высокой степени чистоты. Магнитные фильтры (с расположенным внутри их магнитными системами) предназначены для обезвоживания магнетитовых концентратов.

К существенным недостаткам вакуум-фильтров с внешней фильтрующей поверхностью относятся большая площадь и объем при малой фильтрующей поверхности, длительное время, необходимое для крепления фильтроткани и ее замены при порыве. При изменении диаметра барабана от 1,75 до 3 м и его длины от 0,95 до 4,4 м фильтрующая поверхность возрастает с 5 до 40 м².

Барабанные фильтры с внешней фильтрующей поверхностью, как и дисковые фильтры, изготавливают в обычном (типа БОУ, ДУ) и кислотостойком (БОК, ДК) исполнении для фильтрования тонкозернистых материалов с верхним пределом крупности 65—70 % класса -0,074 мм.

Для фильтрования материалов большей крупности используют барабанные вакуум-фильтры с внутренней фильтрующей поверхностью, ленточные вакуум-фильтры и план-фильтры.

В барабанных вакуум-фильтрах с внутренней фильтрующей поверхностью фильтрующие секции общей площадью от 10 до 40 м² расположены на внутренней поверхности сплошного барабана диаметром 2,7 м и длиной от 1,2 до 5,2 м. Продольные каналы между барабаном и фильтротканью соединены, как и у барабанных фильтров с внешней фильтрующей поверхностью, с каналами полой цапфы, которые через распределительную головку подключаются при вращении барабана к вакууму или сжатому воздуху. Пульпа подается внутрь барабана, кек отдувается в верхней его части и падает на ленту конвейера, удаляющего его из барабана.

Ленточный вакуум-фильтр (рис. 12.5, а) представляет собой бесконечную резиновую ленту 5 с отверстиями, покрытую фильтротканью и натянутую на приводной 1 и натяжной 6 барабаны. Борта ленты скользят со скоростью 0,01—0,167 м/с по двум направляющим планкам 3, а средняя ее часть прилегает к колосниковой решетке над вакуумной камерой 2, соединенной патрубками с коллектором для фильтрата. Пульпа поступает из питающего лотка 4, образующийся слой кека снимается ножевым устройством 9 на приводном барабане. Нижняя часть ленты, поддерживаемая роликами 7, может подвергаться промывке устройством 8 с целью регенерации фильтроткани.

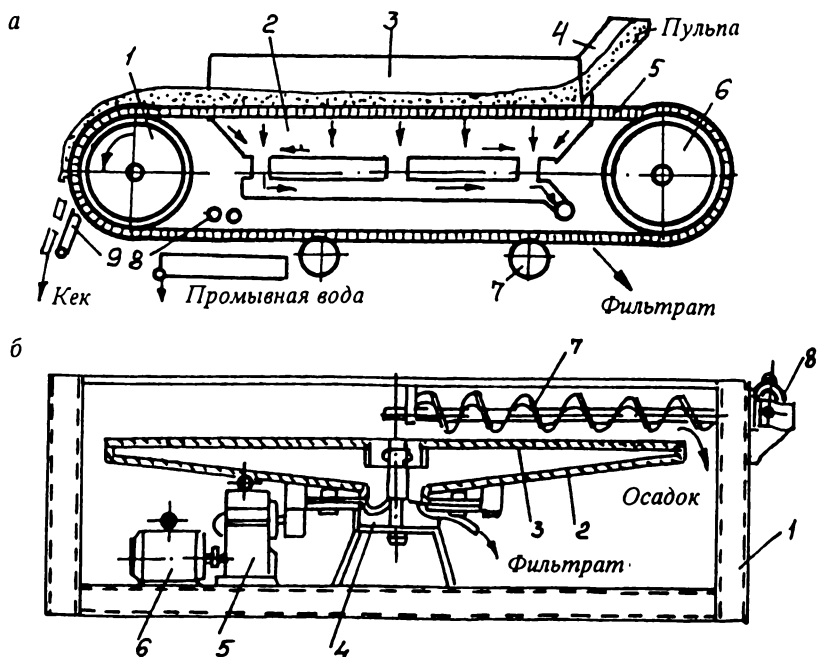


Рис. 12.5. Схема ленточного фильтра (а) и планфильтра (б)

В планфильтре (рис. 12.5, б) горизонтальная тарель 2 устанавливается на раме 1 и приводится во вращение через редуктор 5 электродвигателем 6, покрыта сверху перфорированным диском 3, на который натягивается фильтровальная

ткань. Пространство между диском и дном тарели разделено на ряд секций, сообщающихся каналами с распределительной головкой 4, которая при вращении тарели последовательно соединяет ее секции с вакуумом (при отсосе фильтрата) или со сжатым воздухом (при подсушке кека, его отдувке и регенерации ткани). Цикл фильтрования совершается за один оборот тарели. Пульпа на фильтрующую поверхность подается сверху. Слой образующегося кека снимается с диска вращающимся от электродвигателя 8 шнеком 7. Недостатком планфильтра и ленточных вакуум-фильтров является малая площадь их фильтрующей поверхности (до 10 м²), достоинством — возможность промывки кека.

Вакуум-фильтры работают при вакууме 0,04—0,09 МПа и давлении сжатого воздуха при отдувке кека до 0,05 МПа. Удельная производительность их увеличивается, а влажность кека уменьшается с увеличением вакуума и температуры пульпы, крупности материала и содержания твердого в фильтруемой пульпе, при уменьшении содержания в ней шламистых частиц, забивающих поры фильтроткани, и осуществлении магнитной флокуляции материала или флокуляции его под действием гидрофобизирующих реагентов. При добавке синтетических флокулянтов забивка пор уменьшается и производительность фильтров возрастает, однако влажность кека при этом также возрастает (из-за внутрифлокулярной воды) на 1,5—2 %. Аналогичное влияние оказывает увеличение скорости движения фильтрующей поверхности.

Удельная производительность дисковых и барабанных фильтров с внешней фильтрующей поверхностью составляет 0,1—2 т/(м² · сут) при влажности кека 8—25 %, барабанных фильтров с внутренней фильтрующей поверхностью — 0,6—1,15 т/(м² · сут) при влажности кека 10,5—14 %, ленточных и планфильтров — 0,3—10 т/(м² · сут) при влажности кека 9—20 %.

В вакуум-фильтровальных установках применяют в зависимости от конкретных условий производства схему с *принудительным* удалением фильтрата насосами или схему с *самотечным* удалением фильтрата (рис. 12.6).

По первой из них (рис. 12.6, а) фильтрат из вакуум-фильтра 1 отсасывается по трубопроводу 4 в ресивер 2, откуда выкачивается центробежным насосом 9. Расстояние h от нижней точки ресивера 2 до оси насоса 9 должно составлять не менее 600 мм; на трубопроводе, соединяющем под углом 45° ресивер и насос, устанавливается обратный клапан 10. Во избежание попадания фильтрата в вакуум-насос 5 на высоте 10,5 м над гидрозатвором 8 установлена ловушка 7 для окончательной очистки воздуха от фильтрата, который самотеком попадает в гидрозатвор по барометрической трубе 3. Сжатый воздух для отдувки кека поступает от воздуходувки 6.

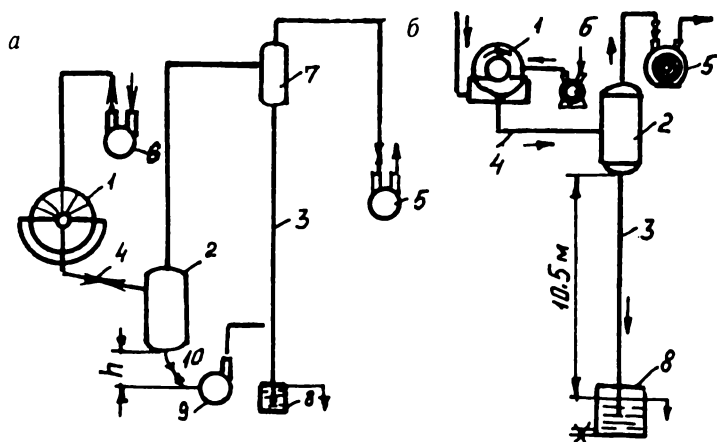


Рис. 12.6. Схемы вакуум-фильтровальных установок с принудительным (а) и самотечным (б) удалением фильтрата

Вторая схема (рис. 12.6, б) отличается от рассмотренной тем, что фильтрат из ресивера 2 поступает самотеком по барометрической трубе 3 в гидрозатвор 8, из которого может откачиваться насосом. Фильтр 1 и ресивер 2 в этом случае должны располагаться на высоте 10,5 м над гидрозатвором 8.

Достоинством схемы с самотечным удалением фильтрата (см. рис. 12.6, б) является простота и надежность в работе; недостатком — возможность зашламования гидрозатвора и необходимость устанавливать фильтры и ресиверы на высоте 10—10,5 м. Преимуществом схемы с принудительным удалением

фильтрата (см. рис. 12.6, а) заключается в экономии высоты здания и устранении зашламования системы при хорошей работе насосов. Недостатки связаны с дополнительными затратами на насосы, большим их числом и ненадежной работой, особенно при отдельных отводах фильтрата от секций набора и просушки кека, необходимостью строгого контроля уровня фильтрата в ресивере и более сложным обслуживанием вакуум-фильтровальных установок.

Пресс-фильтры применяются для обезвоживания труднофильтруемых и разжиженных тонкодисперсных суспензий под действием избыточного давления. Они получают все более широкое распространение на предприятиях, использующих комбинированные схемы переработки полезных ископаемых, и при решении проблем водно-шламового хозяйства на углеобогачительных фабриках.

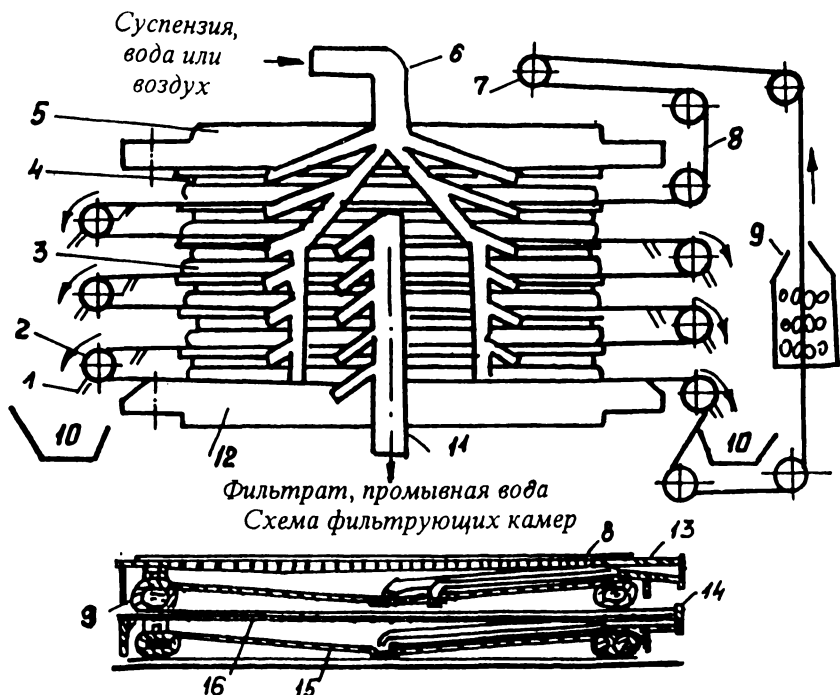


Рис. 12.7. Принципиальная схема пресс-фильтра типа ФПАК

Камерный автоматический пресс-фильтр типа ФПАК (рис. 12.7) состоит из упорной 5, опорной 12 и фильтровальных 4 плит, между которыми проходит бесконечная лента фильтроткани 8, огибающая ролики 2, где происходит съем осадка с нее ножами 1 в приемники 10. Натяжение фильтроткани производится с помощью устройства 7, промывка ее и зачистка осадка скребками — в камере регенерации 9. Фильтровальные плиты представляют собой горизонтальные камеры, перекрытые сверху тканью 8 и щелевидным ситом 16, имеющие внизу глухое конусное днище 15 для сбора фильтрата, который отводится через патрубки 14 и коллектор 11, расположенные на боковой стенке пресс-фильтра.

Пресс-фильтр работает периодически. В каждом цикле сначала с помощью насоса под давлением 800—1000 кПа в резиновые уплотнительные ткани 9 накачивается вода и они плотно закрывают зазоры между плитами, зажимая фильтроткань. Затем в пространство между плитами по трубопроводу 6 и патрубкам 13 под избыточным давлением до 500 кПа подается исходная пульпа. После этого включается компрессор, нагнетающий сжатый воздух по этой же системе под давлением 400—500 кПа. Вода фильтруется через ткань, а оставшийся осадок просушивается поступающим воздухом. Отключение воды, подаваемой в уплотнительные шланги 3, приводит к изменению их формы на овальную, образованию зазора между плитами и освобождению фильтроткани 8, которая электроприводом перемещается на длину одной плиты.

Работа пресс-фильтра полностью автоматизирована. Период полного цикла фильтрования составляет 3—10 мин в зависимости от крупности фильтруемого материала и консистенции пульпы. Преимущество пресс-фильтров, по сравнению с вакуум-фильтрами, заключается в получении более чистого фильтрата и меньшей влажности осадка; недостатком их является сложность конструкции, малая производительность и большие эксплуатационные затраты.

12.5. Центрифугирование

Центрифугирование является процессом разделения твердой и жидкой фаз под действием центробежных сил. Используется оно в основном на углеобогатительных фабриках для обезвоживания мелких классов углей, флотационных концентратов и хвостов обогащения. Высокая интенсивность отделения влаги от твердых частиц при центрифугировании обусловлена тем, что ускорение центробежных сил в центрифугах в десятки и сотни раз превосходит ускорение силы тяжести в обычных аппаратах. По принципу своего действия центрифуги разделяются на фильтрующие и осадительные.

Фильтрующие центрифуги оснащены коническим перфорированным ротором, расположенным вертикально или горизонтально. В России получили наибольшее распространение вертикальные фильтрующие центрифуги с вибрационной (типа ФВВ) и шнековой (типа ФВШ) выгрузкой осадка.

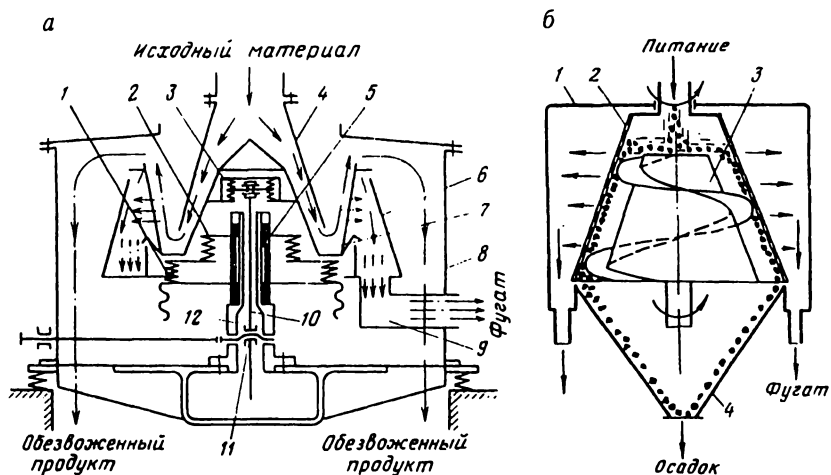


Рис. 12.8. Схема фильтрующих центрифуг с вибрационной (а) и шнековой (б) выгрузкой осадка

В *фильтрующих центрифугах с вибрационной выгрузкой осадка* (рис. 12.8, а) производительностью до 350 т/ч исходный материал подается через загрузочное устройство 4 в нижнюю часть вращающегося фильтрующего ротора 7 диаметром до

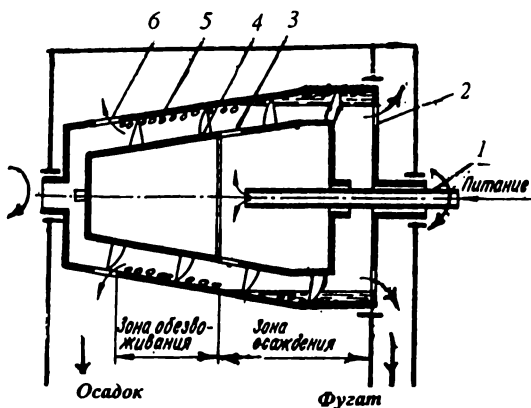
1500 мм, установленного на верхних 2 и нижних 1 амортизаторах, связанных с втулкой 5, вращающейся с частотой 350—470 мин⁻¹ вокруг трубчатой стойки 12. Одновременно ротору сообщаются вертикальные вибрации от эксцентрика 11 через шатун 10 и амортизатор 3. Под комбинированным воздействием центробежных сил и осевых вибраций материал распределяется равномерным потоком по фильтрующей поверхности ротора и обезвоживается, продвигаясь вверх к его широкой части. Фугат проходит через фильтрующие щели стенок ротора и удаляется по желобу 9; обезвоженный материал разгружается через верхнюю кромку ротора в кольцевое пространство между внутренним 6 и наружным 8 кожухами центрифуги и попадает в приемник, расположенный под аппаратом.

В *фильтрующих центрифугах со шнековой выгрузкой осадка* (рис. 12.8, б) производительностью до 100 т/ч внутри вращающегося с частотой 600 мин⁻¹ сетчатого ротора 2 диаметром до 1000 мм расположен шнек 3 в виде усеченного конуса с закрепленной на его поверхности спиралью. Исходная пульпа подается на вращающуюся крышку шнека и отбрасывается центробежными силами к внутренним стенкам ротора. Вода фильтруется через слой осадка и сетчатую поверхность ротора, и фугат удаляется из корпуса 1 центрифуги. Обезвоженный осадок перемещается по ротору спиралью шнека, вращающегося с меньшей, чем у ротора, угловой скоростью, и разгружается в приемный бункер 4.

Преимуществом фильтрующих вибрационных центрифуг является меньшая измельчаемость материала при центрифугировании и большая чистота фугата, чем в шнековых фильтрующих центрифугах, однако последние позволяют получать осадок меньшей (на 1—1,15 %) влажности, которая зависит от содержания тонких частиц в исходной пульпе и составляет 6—9 %.

Осадительные центрифуги имеют только шнековую выгрузку осадка. Наибольшее распространение из них получили центрифуги (рис. 12.9) с ротором диаметром до 1350 мм цилиндрической конфигурации и горизонтальной осью вращения

Рис. 12.9. Схема осадительной центрифуги со шнековой выгрузкой осадка



(типа НОГШ) производительностью до 300 м³/ч. Пульпа в них подается внутрь вращающегося шнека 4, а затем через его окна 3 попадает во вращающийся с большой частотой (800 мин⁻¹) ротор 5 и заполняет его до уровня сливных окон 2. Под действием центробежных сил частицы прижимаются к внутренней стенке ротора, а жидкая фаза переливается через кромку сливных окон 2 и поступает в сборник фугата. Образовавшийся слой осадка из зоны осадения перемещается шнеком в зону обезвоживания и разгружается через специальные окна 6. Влажность осадка изменяется в пределах 10—25%. Увеличение частоты вращения ротора и крупности материала повышает чистоту фугата и снижает влажность осадка; уменьшение крупности материала, увеличение нагрузки на центрифугу и скорости вращения шнека выше оптимальных оказывают обратное влияние. Подача флокулянтов снижает содержание твердого в фугате.

12.6. Сушка

Сушка основана на испарении влаги в окружающую среду при нагревании, является дорогостоящей операцией и используется только в тех случаях, когда необходимо предотвратить смерзание концентратов, удешевить их перевозку на большие расстояния или когда другие методы обезвоживания не могут обеспечить требуемых кондиций по влажности продуктов.

Для сушки продуктов применяют различные типы печей (подовые, шахтные, барабанные, электрические, кипящего слоя и др.) и труб-сушилок, из которых на обогатительных фабриках наибольшее распространение получили барабанные сушилки, вертикальные трубы-сушилки и сушилки кипящего слоя.

Барабанная сушилка (рис. 12.10, а), широко применяемая для сушки углей, рудных и нерудных материалов широкого диапазона крупности, представляет собой сварной барабан 3 диаметром 1—3,5 м и длиной 4—27 м, установленный бандажми 4 на опорные ролики 7 с углом наклона 1—5° в сторону разгрузочной камеры 6. Вращение барабана с частотой 1—6 мин⁻¹ осуществляется от привода 8, находящегося в зацеплении с венцовой шестерней 5. Влажный материал подается в барабан по загрузочному устройству 2; туда же из топки 1 поступает газ-теплоноситель с температурой 600—900 °С. При соприкосновении его с материалом происходит испарение влаги, которая вместе с газом отводится естественной или принудительной тягой. Для перемешивания материала и его интенсивного контактирования с газом-теплоносителем внутренняя поверхность барабана оборудована насадками (рис. 12.10, б), форма которых определяется диаметром барабана и характеристикой подвергаемого сушке материала: крупностью, влажностью, способностью к слипанию, спеканию и пылеобразованию. При вращении барабана материал постепенно перемещается (за 30—40 мин) к разгрузочной камере, из которой выгружается с влажностью от 4—8 до 0,5—1,5 %.

Барабанные сушилки производительностью 140—230 т/ч экономичны в работе, имеют высокую производительность по испаряемой влаге, удельный расход топлива в них не превышает 0,25 кг/кг.

Газовые трубы-сушилки производительностью до 250 т/ч применяются главным образом на углеобогатительных фабриках для сушки концентратов крупностью до 12—13 мм. Они состоят из топки со смесительной камерой и вертикально

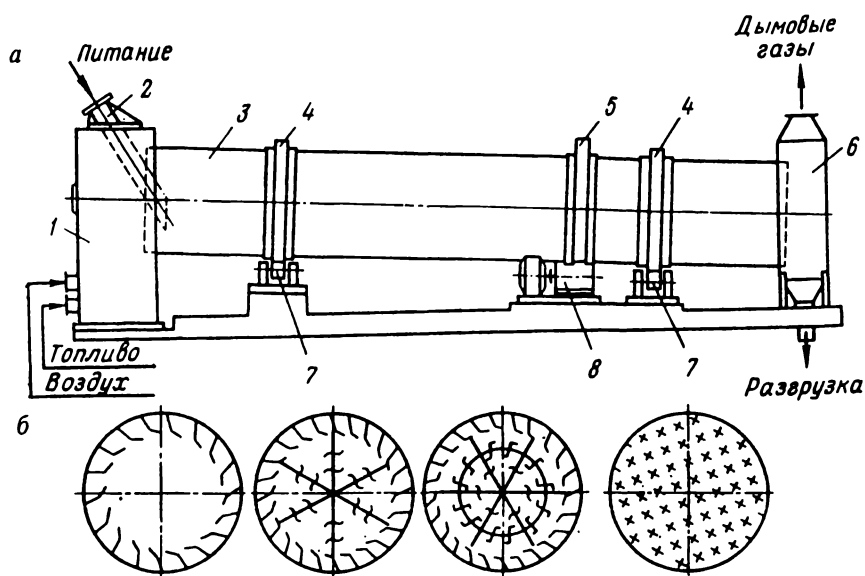


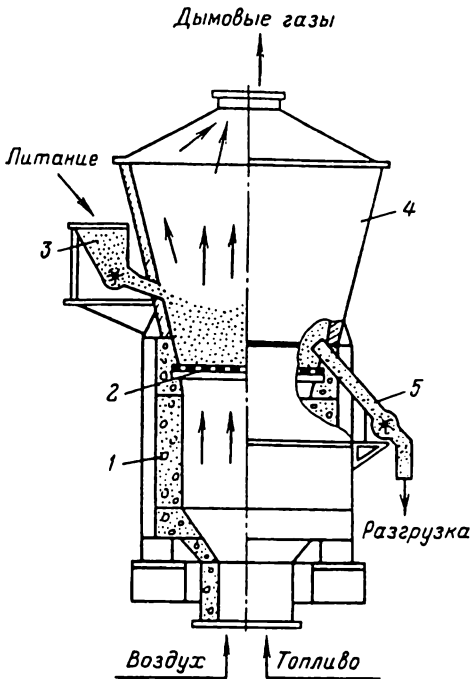
Рис. 12.10. Схема барабанной сушилки (а) и типы насадок (б)

установленной трубы диаметром 0,65—1,2 м и длиной от 14 до 35 м.

Горячие газы (600—900 °С) засасываются из топки через нижний конец трубы вентилятором-дымососом вместе с забрасываемым в трубу через питатель исходным материалом влажностью 14—24 %. По мере продвижения в топке вверх по трубе материал высушивается до влажности 4—9 %.

Сушилки кипящего слоя (рис. 12.11) производительностью до 300 т/ч применяются для сушки углей крупностью до 50 мм и мелкозернистых рудных материалов равномерной крупности. Они состоят из топливно-смесительной 1 и сушильной 4 камер, разделенных газораспределительной решеткой 2 с площадью отверстий 5—11 % от общей ее площади. Исходный материал подается через загрузочное устройство 3 питателем и под действием потока горячего воздуха или дымовых газов с температурой 500—800 °С образует на решетке 2 кипящий слой высотой 30—45 см.

Рис. 12.11. Схема сушилки кипящего слоя



Взвешенное состояние частиц в потоке горячего газа обеспечивает эффективное испарение влаги с их поверхности. Высушенный продукт разгружается через патрубок 5, высоту расположения которого над решеткой можно регулировать. Достоинствами сушилок кипящего слоя являются высокая интенсивность сушки (как и в газовых трубах-сушилках) и возможность регулирования времени пребывания материала в сушке с получением материала влажностью 0,5—8 %.

Назначением операций пылеулавливания, очистки сточных и кондиционирования оборотных вод является охрана окружающей среды, обеспечение нормальных условий протекания технологических процессов и охраны труда на обогатительных фабриках.

13.1. Пылеулавливание

Процессы дробления, сухого измельчения, пневматического обогащения сопровождаются пылевыделением и оснащаются пылеулавливающими (аспирационными) системами.

Сушка продуктов обогащения также всегда сопровождается выделением большого количества пыли, поэтому все сушильные аппараты работают в комплекте с пылеулавливающими устройствами, из которых наиболее часто на обогатительных фабриках используются *пылеосадительные* камеры, циклоны, фильтры и мокрые пылеуловители.

Пылеосадительные камеры обычно прямоугольной формы с пирамидальным днищем-бункером или воронками используются для предварительной очистки газа или воздуха от крупной пыли и мелкозернистого материала за счет их осаждения под действием сил тяжести при резком уменьшении скорости газового потока в камере, поскольку ее поперечное сечение во много раз больше сечения входного патрубка. Степень очистки газа от пыли составляет 40—70 %. Осевшая пыль из бункера или воронок удаляется через специальные устройства (затворы, винтовые конвейеры и др.)

Циклоны (рис. 13.1, а) используются для улавливания пыли с нижним пределом крупности частиц до 5 мкм. Пылегазовая смесь в них подается со скоростью до 25 м/с в цилиндрическую

часть 1 аппарата по касательной к внутренней поверхности входного патрубка 2 и получает вращательное движение, спускаясь вниз. Возникающие при этом центробежные силы прижимают твердые частицы к стенке и они, перемещаясь по спирали в коническую часть 4, разгружаются через пылевую насадку 5. Очищенный воздух удаляется из циклона через выходной патрубок 3. Степень очистки воздуха, составляющая 60—80 % у циклонов большого диаметра (2—3 м), возрастает до 90—92 % при использовании циклонов малого диаметра (0,3—0,5 м) в связи с резким увеличением центробежной силы в них. Существенный недостаток циклонов малого диаметра — небольшая производительность — преодолевается объединением их в батареи.

Батарейные циклоны, применяемые для улавливания пыли с нижним пределом крупности частиц до 5 мкм, состоят из большого числа (до 60) отдельных циклонов диаметром 40—250 мм, работающих параллельно. Запыленный воздух в батарейный циклон типа ЦГ-1 (рис. 13.1, б) подается через входной патрубок 9 в среднюю часть корпуса 8, ограниченную горизонтальными перегородками 2 и 4, откуда попадает в циклоны 1 по кольцевому зазору между стенкой циклона и выхлопной трубой 3, снабженной винтовым направляющим устройством для придания воздуху вращательного движения.

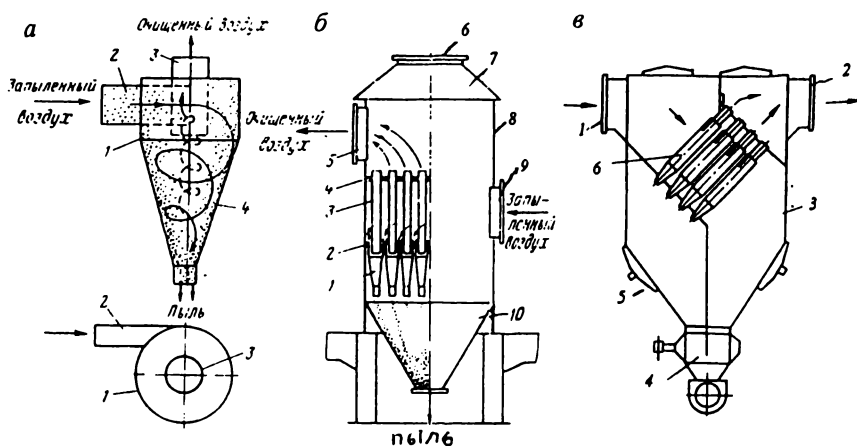


Рис. 13.1. Схемы циклона (а) и батарейных циклонов типа ЦГ-1 (б) и ПБЦ-50 (в)

Осевшая пыль из циклонов разгружается в бункер 10; очищенный воздух по осевым выхлопным трубам 3 попадает в верхнюю часть корпуса и удаляется или через отверстие 6 в крышке 7, или через патрубок 5. Батарейный циклон ПБЦ-50 (рис. 13.1, в) отличается от рассмотренного тем, что в нем вместо осевых закручивающих устройств используется подвод запыленного газа по касательной, как в обычных циклонах. Запыленный газ со скоростью 10—12 м/с поступает через входной коллектор 1 одновременно во все циклоны 6, установленные наклонно в корпусе 3. Пыль из циклонов попадает в пылесборники 5 и разгружается через шишозовые затворы 4; очищенный газ удаляется через газоотводящий коллектор 2.

Из пылеулавливающих фильтров наибольшее распространение на обогатительных фабриках получили рукавные фильтры и электрофильтры.

В *рукавном фильтре* (рис. 13.2, а) корпус 2 разделен вертикальной перегородкой на секции, отделенные горизонтальными перемычками 6 от пылевого бункера 7 со шишозовым затвором 8. Перемычки снабжены патрубками для крепления нижней части тканевых рукавов 5, изготовляемых из хлопчатобумажных, шерстяных, синтетических, минеральных (асбестовых), стеклянных фильтровальных тканей и нетканых материалов. Верхняя часть рукавов крепится на встряхивающем механизме 4. Запыленный воздух из патрубка 1 распределяется через приемную камеру по рукавам и очищенный от пыли удаляется через патрубок 3. Пыль, осевшую на внутреннюю поверхность рукавов, периодически (каждые 3—8 мин) встряхивают в пылевой бункер 7, предварительно отключая автоматически подачу пылегазовой смеси и включая подачу сжатого воздуха для лучшего удаления пыли с поверхности ткани. В момент встряхивания пыли в одной секции запыленный воздух подается на очистку в параллельную секцию. Число рукавов в секции рукавного фильтра типа РФГ-У — 14, число секций — 4—10, общая площадь фильтрующей поверхности — 112—280 м². Достоинствами фильтров являются высокая степень очистки (до 98 %) от крупной и мелкой пыли при ее различной концентрации в пылегазовой смеси, простота эксплуатации и возможность полной автоматизации; недостатками — необходимость регенерации фильтрующей ткани и периодичность работы секций фильтра.

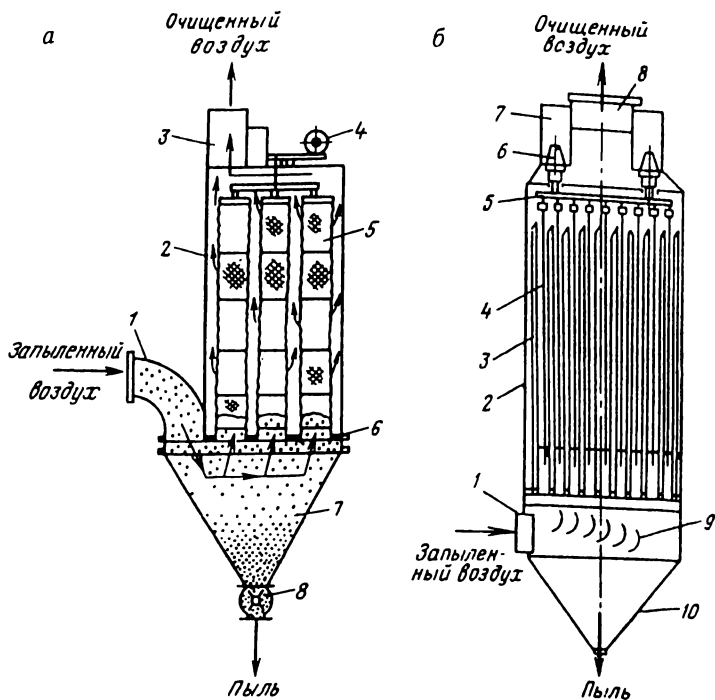


Рис. 13.2. Схемы рукавного фильтра (а) и электрофильтра типа ДВП (б)

Пылеулавливание в электрофильтрах основано на зарядании частиц пыли в поле коронного разряда и осаждении их на электроде противоположного знака. Осадительные электроды имеют форму пластин или труб диаметром 150—300 мм и длиной 3—4 м, изготавливаются из стали (для нейтральных газов) или свинца (для кислых газов) и обычно заземлены. Коронирующие электроды из нихромовой проволоки толщиной 1,5—2 мм натянуты между пластинами или по оси труб и находятся под напряжением 50—60 кВ. Коронирующие и осадительные электроды располагаются вертикально. Наибольшее распространение получили пластинчатые фильтры типа УВП (угольный вертикальный пластинчатый) для улавливания взрывоопасной пыли и ДВП (дымовый вертикальный пластинчатый) для улавливания невоспламеняющейся пыли.

Запыленный воздух в электрофильтрах типа ДВП (рис. 13.2, б) подается через входной патрубок 1 корпуса 2 и направляющими лопастями 9 вводится снизу в вертикальное пространство осадительных электродов 3, выполненных в виде сдвоенных пластин с узкой щелью между ними для удаления осевшей пыли. Коронирующие электроды 4 располагаются между осадительными. Они объединены подвеской 5 и подключены к высокому напряжению через опорно-проходной изолятор 6 и изоляторную коробку 7. Осевшая пыль с осадительных электродов стряхивается кулачковым механизмом в пылевой бункер 10, очищенный воздух удаляется через верхний патрубок 8. Степень очистки воздуха при производительности фильтров 106—430 м³/ч и незначительном расходе электроэнергии (0,1—0,8 кВт·ч на 1000 м³ газа) достигает 99,5%. Они полностью автоматизированы, могут работать при высокой температуре воздуха (до 170 °С) в условиях его агрессивности и при широком диапазоне содержания в нем пыли. Недостатки связаны с большими размерами фильтров, необходимостью высококвалифицированного обслуживания и высокой стоимостью их, по сравнению с другими пылеулавливающими аппаратами.

Очистка газа или воздуха в *мокрых пылеуловителях* основана на смачивании частиц пыли водой. Достоинством их является высокая степень очистки (98—99 %) газа от пыли, недостатком — необходимость обезвоживания для выделения твердых частиц из образующейся суспензии.

При использовании простого мокрого *фильтра-барботера* (рис. 13.3, а) запыленный газ по трубе 3, конец которой находится в воде, проходит через слой воды в цилиндрической части 2 аппарата, освобождается от пыли и выходит по газоходу 1. Частицы пыли оседают в конусе 4 и разгружаются в виде шлама через устройство 5.

В *пенном фильтре с решеткой* (рис. 13.3, б) запыленный газ или воздух подводится по патрубку 1 со скоростью 2—2,5 м/с под решетку фильтра 7, на которую из патрубка 2 подается вода (800—900 г/м³). В результате взаимодействия газа и воды над решеткой образуется слой пены высотой 100—200 мм, обеспечивающий эффективное удаление твердых частиц из газа. Пена со шламом переливается через порог 6 и удаляется

по патрубку 5, очищенный газ выводится через газоход 3, крупные частицы попадают в коническую часть 8 фильтра и удаляются через патрубок 9.

В *скруббере Вентури* (рис. 13.3, в) производительностью 4000 м³/ч запыленный газ или воздух подается в трубу Вентури 7, на выходе которой установлено брызгало 4 для распыления подаваемой воды. Крупные частицы, смачиваясь водой, сразу выпадают в осадок. Более тонкие частицы улавливаются при прохождении газа через решетку корпуса 3 и насадку 2, смачиваемую водой из брызгал 4. Очищенный газ проходит через каплеуловитель 5, камеру 6 и удаляется в атмосферу. Частицы осаждаются в шламовый бункер 1, из которого разгружаются специальным устройством.

Аппараты для улавливания пыли используются не только при сушке, но и в схемах пневматической сепарации и обогащения, очистки воздуха дробильных отделений, сортировок и обогатительной фабрики в целом. В зависимости от содержания, крупности и ценности пыли применяются одно-, двух- и трехступенчатые схемы пылеулавливания, обеспечивающие очистку воздуха до санитарных норм.

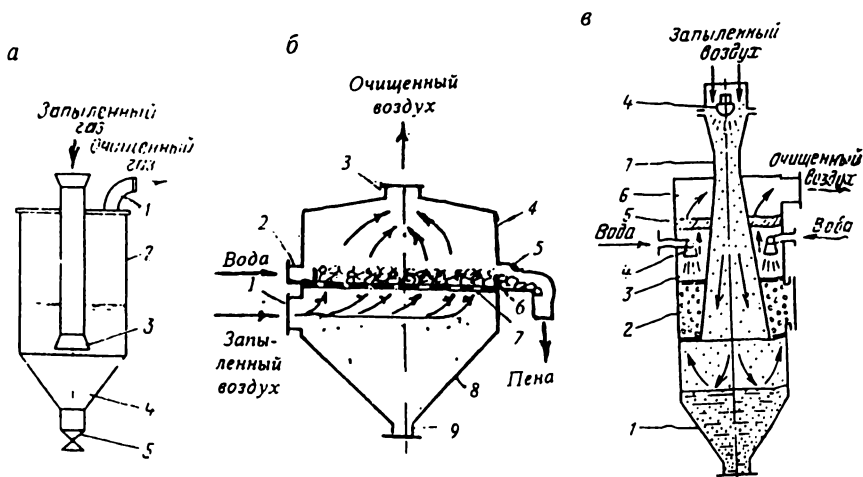


Рис. 13.3. Схемы простого мокрого фильтра-барботера (а), пенного фильтра с решеткой (б) и скруббера Вентури (в)

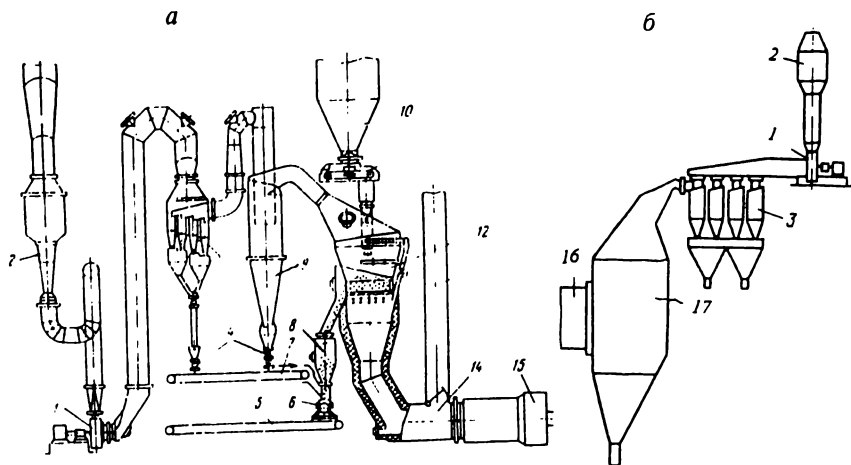


Рис. 13.4. Трехступенчатая схема пылеулавливания для сушилок кипящего слоя на ГОФ «Свердловская» (а) и барабанных сушилок (б):

1 — дымосос; 2 — мокрый пылеуловитель; 3 — батарейные циклоны; 4 — шлюзовой затвор; 5, 7 — конвейеры; 6 — скребково-барабанный питатель; 8 — бункер сухого угля; 9 — циклон; 10 — бункер влажного угля; 11 — питатель; 12 — сушилка «кипящего слоя»; 13 — растопочная труба; 14 — боров; 15 — топка; 16 — патрубок входа дымовых газов; 17 — разгрузочная камера (I ступень очистки)

Одноступенчатые схемы с использованием пылеуловителей с высокой степенью очистки воздуха (электрофильтров, рукавных и мокрых фильтров) применяют обычно для очистки воздуха производственных помещений с незначительным содержанием пыли в системе проточно-вытяжной вентиляции. *Двухступенчатые* схемы необходимы, например, при очистке воздуха в дробильно-сортировочных отделениях обогатительных фабрик. В I ступени устанавливают обычно циклоны или пылеосадительные камеры, во II ступени — сухие и мокрые фильтры или электрофильтры. *Трехступенчатые* схемы применяются для очистки газов, выходящих из сушилок кипящего слоя (рис. 13.4, а), вертикальных труб-сушилок и барабанных сушилок (рис. 13.4, б).

При работе в открытом цикле весь очищенный воздух или газ выбрасывается в атмосферу, в полужамкнутом цикле — часть его используется на технологические нужды. Замкнутый цикл применяется при пневматическом обогащении, когда отработанный в сепараторах воздух, пройдя грубую очистку от пыли, снова подается в сепараторы.

13.2. Очистка сточных и кондиционирование оборотных вод

Источником сточных и оборотных вод на обогатительных фабриках являются сливы обезвоживающих, обесшламливающих, промывочных аппаратов и хвосты обогащения. Загрязняющими примесями в них являются частицы различной крупности (вплоть до коллоидных), соли жесткости и ионы тяжелых металлов, органические вещества и продукты взаимодействия реагентов с минералами и растворимыми солями. Содержание примесей обычно во много раз превышает предельно допустимую концентрацию (ПДК) их в водоемах санитарно-бытового использования, составляющую (в мг/л): 0,5 — для нефти, железа, молибдена; 0,1 — для керосина, бензина, цианида, меди, вольфрама, никеля, свинца, титана; 0,001 — для фенола, крезола, ксантогенатов, дитиофосфатов. Содержание твердых веществ в воде водоема при сбросе в него сточных вод не должно увеличиваться более чем на 0,25 мг/л, а значение рН — выходить за пределы 6,5—8,5.

Значительные трудности и большие капитальные затраты при очистке сточных вод до ПДК, недопустимость загрязнения окружающей среды и менее жесткие требования к оборотным водам вызывают необходимость осуществления полного водооборота не только на обогатительной фабрике, но и на горно-обогатительном предприятии в целом. Оборотные воды должны содержать не более 12—15 мг/л твердых веществ, иметь жесткость не более 8, рН в пределах 6—10 и концентрацию растворимых соединений в соответствии с требованиями используемой технологии обогащения, т. е., например, реагенты, от которых необходимо было бы очищать стоки, могут быть повторно использованы при флотации. Задачей кондиционирования оборотных вод является удаление только вредных для технологического процесса примесей.

Очистка сточных вод для использования их в качестве оборотных (кондиционирование) и для сброса в водоемы осуществляется механическим, химическим, физико-химическим и биохимическим способами. Процесс очистки должен сопро-

вождаться доизвлечением теряемых со сточными водами ценных компонентов.

Механическая очистка сводится к удалению грубодисперсных примесей из жидкой фазы пульпы путем осаждения их под действием сил тяжести и центробежных сил в сгустителях, отстойниках, гидроциклонах, центрифугах и хвостохранилищах, представляющих собой гидротехнические сооружения в виде большой открытой чаши, слив которых без доочистки или после нее используется в качестве оборотной воды или сбрасывается в водоем.

Химические способы используются для удаления из вод растворенных соединений. Они основаны на применении реагентов, вызывающих:

- **нейтрализацию** избыточной кислотности или щелочности воды. Для нейтрализации щелочных вод используется обычно серная кислота; для нейтрализации кислых вод — известь, иногда едкий натр и сода, карбонаты щелочноземельных металлов (кальцит, мел, магнезит, мрамор). В последнем случае вода фильтруется через слой, например, мраморной крошки. Нейтрализация щелочных вод фабрики может быть достигнута также смешиванием их в определенном соотношении с кислыми шахтными (рудничными) водами;

- **образование и осаждение** труднорастворимых соединений, например, гидроксидов, карбонатов, сульфидов тяжелых металлов, цементных металлов, фторидов и фосфатов щелочноземельных металлов. Так, применение извести приводит к образованию гидроксидов, например, меди и никеля, фторида кальция; применение соды и карбонатов щелочноземельных металлов — простых и основных карбонатов меди, свинца, цинка; применение сернистого натрия — сульфидов тяжелых металлов и ртути; применение сульфата железа — ферроцианидов железа; использование металлического железа (в виде порошка, стружки или жести) позволяет осадить медь и никель в виде цементных;

- **окисление** токсичных соединений (цианидов, ксантогенатов, дитиофосфатов, фенола, крезола, сероводорода и др.) до безвредных. Например, при окислении цианидов образуются карбонатные ионы, азот или ионы аммония, при окислении

сероводорода — элементарная сера или сульфоксидные соединения. В качестве окислителей используются хлорная известь, гипохлорит кальция или натрия, жидкий хлор, озон. Окисление применяют в тех случаях, когда другие методы очистки не могут удалить или разрушить вредные примеси.

Принципиальные схемы очистки сточных вод гипохлоритом кальция, получаемым на месте из жидкого хлора и извести, а также озонированием приведены на рис. 13.5.

Наиболее перспективным, технологически и экологически приемлемым способом очистки вод является озонирование. Озон O_3 получают воздействием электрического разряда на кислород воздуха. Процесс окисления с ним идет в 15—30 раз быстрее, чем с хлором; в сточные воды не вносятся никаких дополнительных примесей. Кроме того, при озонировании вода обогащается кислородом, что полезно как при сбросе очищенных вод в водоем, так и при использовании в качестве оборотных при флотации руд и углей.

Из *физико-химических способов* при очистке вод используются коагуляция, флотация и адгезионная сепарация, электрокоагуляция и электролиз, сорбция и экстракция, кристаллизация и эвапорация.

Коагуляцию применяют для ускорения осаждения тонких частиц в результате их агрегации. В качестве реагентов-коагулянтов используют обычно известковое молоко, растворы сульфатов железа или аммония, которые подают ($0,1—0,9 \text{ кг/м}^3$) для улучшения контакта и перемешивания с ними в начало пульповода, транспортирующего пульпу в хвостохранилище. Помимо коагуляции твердых частиц, известь вызывает также осаждение тяжелых металлов и анионов жирных кислот в виде труднорастворимых соединений, уменьшает кислотность и повышает значение рН, а соли железа и аммония уменьшают щелочность и понижают значение рН, осаждают оксигидрильные собиратели. Агрегированию тонких частиц способствует также загрузка флокулянтов типа полиакриламида. Однако они не оказывают заметного влияния на утолщение осадка, сравнительно дороги и поэтому редко применяются для осветления сточных вод.

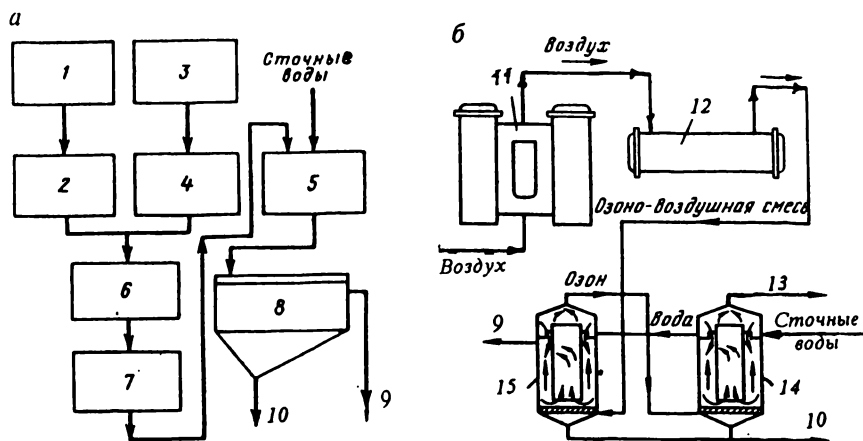


Рис. 13.5. Схемы очистки сточных вод гипохлоритом кальция (а) и озонированием (б):

1 — склад извести; 2 — емкость с известковым молоком; 3 — склад жидкого хлора; 4 — испарительная станция; 5 — реактор; 6 — емкость для раствора хлорной извести; 7 — дозатор; 8 — сгуститель; 9 — выпуск чистой воды; 10 — выпуск осадка; 11 — осушительная установка; 12 — генератор озона; 13 — отвод отработанного газа; 14 — предварительный реактор; 15 — основной реактор

При флотации эффективное удаление из сточных вод тонких минеральных частиц и капелек органических веществ осуществляется в результате закрепления их на поверхности пузырьков в объеме пульпы или раствора. Образование требуемых при этом тонких и тончайших пузырьков достигается электролизом при электрофлотации, созданием вакуума при вакуумной флотации, предварительным насыщением очищаемой воды воздухом под давлением при напорной или компрессионной флотации.

Принцип компрессионной флотации получил развитие и используется в настоящее время в разработанном В.А. Малиновским процессе адгезионной сепарации, которая включает в себя по существу три по-разному аппаратно оформленных метода: каскадную (АКС), глубинную (ГАС) и поверхностную (ПАС) адгезионную сепарацию. Все они предназначены для извлечения из шахтных, сточных и оборотных вод гидрофобных частиц, осадков и веществ в результате адгезии их на поверхности выделяющихся из раствора пузырьков газа и отде-

ления образующихся флотационных комплексов от объема жидкости. Степень очистки на установке типа АКС составляет 70—98 % при стоимости очистки 1 м³ воды 0,16—0,22 долл.

Методы флотации пригодны также для извлечения из растворов ионов и молекул органических и неорганических веществ при концентрации их в растворе 10⁻²—10⁻⁸ моль/л. Эти методы, получившие общее название *ионной флотации*, основаны:

- на способности ионов и молекул органических веществ адсорбироваться на поверхности пузырьков и концентрироваться затем в пенном продукте (*пенное фракционирование*). При извлечении 90—95 % органических веществ, не поддающихся биологическому разрушению, расходы не превышают 0,01 долл /м³;

- на притяжении извлекаемых ионов (например, урана, молибдена, вольфрама, рения и др.) противоположно заряженными ионами собирателя, закрепившимися на поверхности пузырьков (*ионная флотация*);

- на способности многих цветных и редких металлов образовывать с определенным органическим веществом трудно-растворимые гидрофобные осадки, легко закрепляющиеся на поверхности пузырьков (*флотация гидрофобных осадков*);

- на предварительном осаждении извлекаемых металлов неорганическими реагентами и последующей гидрофобизации полученного осадка собирателем, обеспечивающей эффективное закрепление его на поверхности пузырьков (*флотация гидрофобизированных осадков*);

- на аккумуляровании в слое органического растворителя на поверхности азрируемого раствора гидрофобных соединений, транспортируемых из объема раствора пузырьками газа (*флотоэкстракция*).

Перечисленные разновидности ионной флотации позволяют обеспечить высокую степень очистки сточных вод и предотвратить загрязнение окружающей среды, получить за счет извлекаемых примесей товарные продукты, повысить извлечение ценных компонентов и комплексность использования сырья.

При *электрохимической* очистке сточные или оборотные воды пропускают через электролизер. Очистка от растворенных и коллоидных примесей при этом происходит в результате:

- протекания реакций окисления или восстановления примесей, например, окисление цианидов на графитовом или магнетитовом аноде, и восстановления на медном катоде;
- образования осадков, например гидроксидов тяжелых металлов, за счет повышения рН воды в электролите на 1—4 единицы;
- электрохимического растворения железных или алюминиевых анодов с образованием соответствующих гидроксидов, развитая поверхность которых адсорбирует имеющиеся в воде катионы и анионы металлов или капельки эмульгированных органических веществ и вызывает осаждение их вместе с осадками гидроксидов железа или алюминия.

Процесс электрохимической очистки сточных или оборотных вод получил название *электрокоагуляции*. Большинство устройств для электрокоагуляции представляют собой безнапорные электролизеры горизонтального или вертикального типа, в которых пластинчатые, цилиндрические или насыпные (из металлического порошка) электроды располагаются на расстоянии 5—20 мм. Для предотвращения межэлектродного замыкания между ними расположены специальные изолирующие вставки. В процессе очистки сточных и оборотных вод от катионов тяжелых металлов, органических веществ и коллоидных частиц образуется осадок, составляющий до 3—8 % от объема обрабатываемого стока, для отделения которого в схему очистки после электрокоагулятора включают обычно отстойники и фильтры разных конструкций. Однако во многих случаях осаждение образовавшегося шлама в отстойниках оказывается малоэффективным из-за высокой газонасыщенности его частиц. Более целесообразным в таких случаях методом удаления частиц является их флотация в электрофлотационных машинах или специальных флотационных аппаратах.

Степень очистки вод от загрязняющих примесей при использовании электрокоагуляции составляет от 77 до 99 % при удельном расходе электроэнергии 0,2—3,0 Вт ч/м³. Ощутимый расход электроэнергии и металла электродов ограничивает применение электрокоагуляции в настоящее время очисткой стоков объемом не более 50—80 м³/ч с целью улавливания ценных компонентов, например из сливов сгустителей концентратов цветных и редких металлов, а также разрушения

токсичных примесей в условиях острой нехватки производственных площадей или жестких экологических требований.

Сорбция на синтетических смолах (ионитах) и природных ионообменных материалах (сорбентах), способных к ионному обмену, используется одновременно для очистки сточных или оборотных вод и извлечения из них цветных, редких, благородных и радиоактивных металлов. Наиболее часто она применяется при очистке сливов сгустителей от комплексных цианидов цветных и благородных металлов при переработке полиметаллических и золотосодержащих руд. Лучшие результаты получаются на смоле АВ-17-4, имеющей большую емкость по отношению к поглощаемым из раствора цианистым соединениям металлов. Регенерация ионита осуществляется последующей фильтрацией через него раствора, содержащего 18 % поваренной соли и 7 % каустической соды, — при элюировании (десорбции) с его поверхности меди и цинка, или раствора, содержащего 8 % тиомочевины и 5 % соляной кислоты, — при элюировании золота и серебра. Выделение металлов из полученных при элюировании концентрированных растворов (элюатов) производится обычно электролизом. Отработанный электролит также возвращается в оборот. Среднее технологическое извлечение меди и цинка составляет 99 %, золота, серебра и цианида 85—95 %.

При использовании для очистки сливов сгустителей и сточных вод от комплексных цианидов активированного угля угольная суспензия подается питателем (1,3—1,5 кг/м³) в контактный чан-мешалку. После 7—10-минутного контактирования с угольной суспензией слив поступает в отдельный сгуститель, где происходит осаждение угля в течение 3—4 ч. Сгущенный продукт отфильтровывается на вакуум-фильтрах и отправляется на металлургическую переработку. Такая технология обеспечивает высокое извлечение золота из сточных вод (до 87 %) при насыщении угля золотом до 0,15 %.

Часто для очистки сточных вод от фенолов, мышьяка, сероводорода и других примесей в качестве сорбентов используется коксовая мелочь, торф, каолин, мел, известняк, опилки, различные отходы производства (например, зола ТЭЦ и белого шлама алюминиевого производства для очистки вод от меди), природные сорбенты (например, вермикулит для очистки вод от

никеля). В таких случаях сточные воды пропускают через фильтр, состоящий из сорбента. Регенерация сорбента осуществляется обработкой растворителями, паром или термообработкой.

Экстракция, основанная на извлечении из растворов веществ при помощи другого растворителя (экстрагента), не смешивающегося с водой, применяется ограниченно при очистке сточных вод от фенолов в тех случаях, когда стоимость извлечения веществ (например, цветных, редких, благородных или радиоактивных металлов) компенсирует осуществленные затраты.

Эвапорация представляет собой отгонку летучих веществ, загрязняющих сточную воду водяными парами или воздухом. Она находит широкое применение на коксовых установках для очистки воды от фенолов и на золотоизвлекательных фабриках для очистки вод от цианида. В последнем случае сточную воду подкисляют серной кислотой. Образующиеся при этом пары синильной кислоты отдуваются воздухом и улавливаются раствором щелочи. Установка состоит из двух колонных аппаратов — десорбера и адсорбера. Транспортирующим агентом служит воздух, циркулирующий в замкнутом цикле. При этом внутри системы поддерживается давление ниже атмосферного, чтобы исключить возможность выделения вредного газа в атмосферу.

Другие физико-химические методы очистки сточных вод (кристаллизация, вымораживание, электродиализ и др.) пока не получили распространения на горно-обогатительных предприятиях.

Биохимические методы очистки основаны на способности микроорганизмов использовать органические и неорганические примеси сточных вод в качестве своих питательных элементов и источников энергии, разлагая их до нетоксичных соединений (углекислоту, газ, воду, соли кислот и др.). Очистка производится в условиях, близких к естественным (на полях орошения и фильтрации, в биологических прудах), или в специальных устройствах — аэротенках различных конструкций, позволяющих значительно интенсифицировать процесс биологической очистки стоков за счет их аэрации и создания (для лучшего контакта с водой) взвешенного слоя активного ила — биоценоза микроорганизмов.

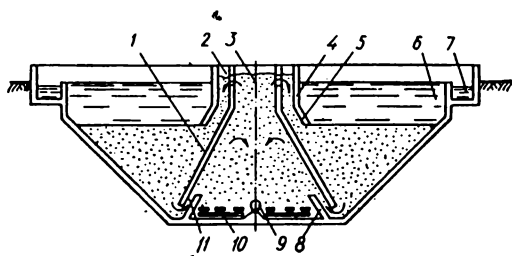


Рис. 13.6. Схема аэротенка-осветлителя сточных вод

Наиболее часто используемая конструкция аэротенка-осветлителя (рис. 13.6) состоит из зоны аэрации 3, в которой расположена система подачи сточных вод 9 и аэраторы 10, и зон осветления 6, где размещены направляющие перегородки 4 с козырьками 5 и желоба 7, предназначенные для отвода очищенной жидкости. В стенках 1, отделяющих зоны 6, имеются отверстия 2 с шиберами и две симметричные щели 11 вдоль всего сооружения для обеспечения внутри его циркуляции потоков. Вблизи этих щелей находятся отражательные щитки 8.

Гидродинамическая схема аэротенка-осветлителя позволяет осуществить в зоне 3 смешивание сточных вод, активного ила и воздуха, окисление загрязнения во взвешенном слое и возврат из него части микроорганизмов в зону аэрации. Очищаемая жидкость фильтруется через взвешенный слой активного ила, что обеспечивает высокую степень очистки ее от примесей.

Биохимический способ часто применяют для доочистки промышленных сточных вод после обработки их физико-химическими методами, с помощью которых не удастся выделить токсичные вещества. Преимуществом его является способность легко разрушать различные классы органических соединений. Совместная очистка производственных и бытовых вод часто существенно облегчает и упрощает биохимическую очистку промышленных стоков.

Схемы очистки сточных и кондиционирования оборотных вод зависят от вида обогащаемых полезных ископаемых, применяемых методов и схем обогащения и обезвоживания, токсичности применяемых реагентов, способов интенсификации и автоматизации процессов, т. е. от характера сырья и принятой технологии обогащения полезных ископаемых.

От эффективности процессов обогащения полезных ископаемых зависят комплексность и экономическая эффективность использования минерального сырья, возможность освоения новых видов сырья (вторичного сырья, технологических растворов, продуктов металлургического и химического переделов и др.), обеспечения охраны окружающей среды при разработке полезных ископаемых (путем создания технологий с замкнутым водооборотом, безотходных технологий и т. д.).

К настоящему времени созданы новые эффективные технологии и высокопроизводительное обогатительное оборудование, позволяющие обеспечить высокую степень комплексного использования сырья. Однако дальнейшее решение взаимосвязанных проблем более рационального использования природных ресурсов, экологии, энергетики и управления производством требуют качественно нового уровня техники и технологии переработки и обогащения минерального и других видов сырья. Это может быть достигнуто только за счет дальнейшего совершенствования и развития процессов обогащения полезных ископаемых на базе как уже имеющихся теоретических разработок, гипотез, теорий в области обогащения полезных ископаемых, так и путем использования последних достижений в области физики, химии, механики, теории управления и т. д.

14.1. Подготовительные процессы

Теоретической базой резкого повышения эффективности раскрытия (разъединения) минералов из сростков при снижении энергоемкости, капитальных затрат и эксплуатационных

расходов при этом является теория Орована—Гриффитса — Ребиндера—Ревнивцева.

От степени реализации разработанных принципов избирательного раскрытия минералов из сростков будет зависеть эффективность разработанных принципиально новых конструкций электрогидравлических и электроимпульсных дробилок ударного и взрывного действия, струйных, вибрационных, планетарных и центробежных мельниц, ударных мельниц самоизмельчения и мельниц с измельчением токами высокой частоты, дезинтеграторов ультразвукового действия и с использованием низкотемпературной плазменной технологии.

Предлагаемые новые методы дезинтеграции обеспечивают, как правило, кроме интергранулярного раскола, большую равномерность гранулометрического состава, повышение КПД и производительности аппаратов по свежобразованной поверхности. Однако эти аппараты имеют в настоящее время, как правило, или более низкую производительность, или более высокую энергоемкость. Поэтому в будущем могут получить развитие двухступенчатые технологические схемы: с предварительным получением грубых коллективных концентратов извлекаемых минералов после дробления и измельчения в обычных аппаратах в первой ступени и разделением грубого концентрата после измельчения в новых аппаратах — во второй ступени.

С позиций рассмотренной ранее (см. подразд. 4.2) теории избирательного раскрытия сростков минералов повышение эффективности работы обычного *дробильного* оборудования может быть достигнуто увеличением числа качаний дробящего тела (конуса, щеки), совершенствованием профиля дробящей камеры, использованием инерционного привода и наложением вибрационного поля или иного поля малых импульсов энергетического воздействия на дробимый материал.

Повышение эффективности удельной производительности шаровых и стержневых *мельниц* (на 30—70 %) достигается за счет снижения крупности их питания, повышения пропускной способности, выявления оптимальной частоты вращения мельниц, оптимальной рационализованной загрузки их измель-

чающими телами определенной формы и целесообразности химических добавок — понизителей прочности материала.

Увеличение степени раскрытия полезных минералов при минимальном переизмельчении их свободных зерен и минералов породы может быть достигнуто также:

- переводом шаровых мельниц на некатарактный режим работы при доизмельчении промпродуктов и концентратов;
- установкой флотоклассификаторов, монокамер, флотоотсадочных машин, гравитационных аппаратов в замкнутых циклах измельчения, осуществлением флотации песков гидроциклонов в машинах типа «Ским Эйр» с целью вывода из процесса раскрытых зерен полезных минералов;
- применением более эффективных грохотов и классифицирующих устройств в циклах дробления и измельчения.

Сущностью методов интенсификации и повышения эффективности *грохочения* является максимальное увеличение вероятности прохождения зерен необходимой крупности через отверстия просеивающей поверхности. Она достигается применением «активных» поверхностей за счет использования эластомеров, волнообразной установки сита (принцип «Umbtex»), применением сит с непосредственным возбуждением и сит, различные участки которых или сита одного грохота имеют различные параметры колебаний или различаются градиентом интенсивности колебаний. Гидравлические грохоты с эластичной синтетической сеткой обеспечивают эффективное грохочение плотных пульп (60—65 % твердого). Использование грохотов тонкого грохочения в качестве классифицирующих аппаратов позволит снизить ошламование извлекаемых минералов, повысить точность разделения материала по крупности, улучшить качественные и количественные показатели как измельчительных, так и обогатительных операций.

Совершенствование и повышение эффективности основных *классифицирующих* аппаратов в цикле измельчения — гидроциклонов — осуществляется за счет спирального ввода питания, применения новых износостойких материалов (керамики, специальной резины, полиуретана и др.), применения насосов с регулируемой частотой вращения и систем автоматизации.

Эффективным направлением снижения затрат на дробление и измельчение в цикле рудоподготовки является реализация современной тенденции максимального разупрочнения горной массы при *взрыве* в процессе горных работ. 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, целью которых является обеспечение необходимых значений частоты, амплитуды, вектора и величины энергетических импульсов ударной волны, обеспечивающих эффективное разупрочнение отбиваемой горной массы.

14.2. Основные обогатительные процессы

Особое значение среди основных процессов имеют: гравитационный, магнитный, электрический, радиометрический и флотационный.

Теоретической основой *гравитационных* процессов обогащения являются закономерности движения частиц в стесненных условиях под действием силы тяжести или центробежных (и центростремительных) сил и противодействующих им сил сопротивления среды.

Решением уравнений движения частиц с учетом сил, действующих на них, и их взаимодействия можно теоретически оценить наиболее желательные значения гидродинамических параметров существующих процессов, а также возможную схему аппаратурного оформления нового гравитационного процесса. Применение теории случайных процессов позволяет в свою очередь установить распределение частиц по продуктам разделения, описать кинетику процесса и связать результаты обогащения с производительностью гравитационного аппарата.

Сущностью предлагаемых на основании результатов теоретических исследований направлений совершенствования, интенсификации и развития методов гравитационного обогащения является разрушение или, наоборот, создание в разделительных зонах аппаратов определенной структурированности

сuspензии с необходимым значением вязкости и плотности среды. В практических условиях это достигается: изменением конструктивных и тем самым гидродинамических параметров гравитационных аппаратов (например, в центробежных аппаратах, спиральных, крутонаклонных сепараторах и др.); изменением свойств среды разделением применением определенных реагентов и материалов; регулированием интенсивности потоков и характера циклов в зоне разделения; наложением вибрационного поля или ультразвука. Применение вибрационного и ультразвукового воздействия повышает эффективность разделения при отсадке, концентрации на столах и разделении в тяжелых сuspензиях. При этом создан ряд новых аппаратов: вибросепаратор, виброшлюз, виброконцентратор.

Изучение гидродинамики гравитационных процессов позволяет разработать более эффективные процессы и аппараты, в первую очередь для переработки и обогащения тонкозернистых материалов и шламов. Показана эффективность применения орбитальных колебаний в шлюзах и концентраторах, измененного шага спирали в винтовых и ребер в центробежных концентраторах и т. д.

Селективность и эффективность разделения материалов при *магнитной сепарации* возрастают с увеличением различия между их удельными магнитными восприимчивостями, однородности поля сепаратора по величине магнитной силы и уменьшением диапазона крупности зерен в исходном материале. Поэтому практически разработка новых методов и машин для магнитной сепарации и повышение ее эффективности осуществляются за счет увеличения разделительных сил (магнитных и центробежных), повышения напряженности магнитного поля, нейтрализации поверхностных сил, вызывающих адгезионную флокуляцию.

Для увеличения различия в удельной магнитной восприимчивости разделяемых минералов можно использовать предварительную магнитную обработку («подмагничивание») исходного материала или электрохимическую (катодную) обработку пульпы перед ее магнитной сепарацией, не говоря уже о магнетизирующем обжиге исходной руды или материала.

Увеличение магнитной силы возможно как за счет разработки новых конструкций высокоградиентных сепараторов

(«магнитных фильтров»), так и за счет использования низко- и высокотемпературных сверхпроводников, позволяющих увеличить напряженность поля на порядок, расширить номенклатуру обогащаемых руд и материалов, повысить точность и эффективность разделения.

При магнитном обогащении сильномагнитных руд и материалов, кроме магнитной восприимчивости частиц, важную роль играют также их коэрцитивная сила, остаточная индукция, размагничивающий фактор. От их значений зависит как образование флокул в поле сепаратора или намагничивающего аппарата, так и степень их сохранения после удаления из поля. Поэтому значительный интерес представляют собой предложенные новые конструкции струйного и электромагнитного сепараторов с демагнитизацией материала после каждой ступени, сепаратора с вращающимся двойным магнитным полем для сухого обогащения железной руды, электромагнитного гидроциклона с концентратором магнитного потока, позволяющего в 8—9 раз снизить напряженность магнитного поля при обогащении магнитных руд. Следует отметить, что наиболее успешные разработки характеризуются грамотным использованием гидродинамических закономерностей разделения частиц в магнитном поле.

При *электрической сепарации* в настоящее время используются главным образом различия в электропроводности (в электростатических, коронно-электрических и коронно-электростатических сепараторах), электризации (в трибоэлектрических и пневмоэлектрических сепараторах), диэлектрической проницаемости и при изменении температуры (в диэлектрических и пироэлектрических сепараторах). Сепарация на основе пьезоэлектрического и фотоэлектрического эффекта, униполярной проводимости и других электрических свойств является резервом практической реализации в будущем.

Повышение эффективности электрической сепарации достигается изменением электрических свойств поверхности разделяемых минералов в результате термических, трибоадгезионных, механических и радиационных воздействий, обработкой материала неорганическими и органическими реагентами, разработкой принципиально новых конструкций сепара-

торов, основанных на более эффективном использовании векторной диаграммы сил, действующих на частицы в электрическом поле сепараторов.

Максимальная контрастность электрических свойств разделяемых минералов может быть достигнута при этом:

- селективной зарядкой выделяемых минералов при контактной электризации путем подбора соответствующих электризирующих поверхностей;

- термической обработкой при 50—300 °С с учетом оптимальной температуры нагрева для каждой пары разделяемых минералов;

- обработкой реагентами, сопровождающейся при их закреплении на поверхности минералов резким изменением концентрации свободных носителей электрического заряда и работы выхода электрона. Селективной физической сорбцией или хемосорбцией реагентов на одном из минералов можно добиться изменения не только величины, но и знака заряда, возникающего на нем при контактной электризации;

- радиационным воздействием, вызывающим активизацию примесных уровней и увеличение концентрации носителей зарядов в зоне проводимости минералов. Например, при облучении инфракрасными лучами (с длиной волны от 10^{-6} до $1,5 \cdot 10^{-2}$ м и интенсивностью 0,7—0,9 В/см²) контактный заряд силикатных минералов увеличивается в несколько раз.

Повышенный интерес к развитию методов автоматической *радиометрической* сортировки кусковых и сепарации дробленых руд за рубежом и в России обусловлен в последние годы возможностью использовать для разделения минералов способность некоторых минералов люминесцировать, вступать в ядерные реакции, изменять интенсивность и конфигурацию электромагнитного поля, экранировать различные излучения и др.

Из многих возможных эмиссионно- и абсорбционно-радиометрических методов обогащения в настоящее время в промышленных условиях наиболее широко применяются авторадиметрический, фотонейтронный, рентгенорадиометрический, люминесцентный, фотометрический, гамма-абсорбционный и нейтронно-абсорбционный.

Совершенствование конструкций существующих сепараторов с учетом кристалло-химических особенностей и электронной структуры разделяемых минералов наряду с расширением номенклатуры радиометрических сепараторов существенно расширит возможности комплексной переработки сырья и охраны окружающей среды, снизит себестоимость конечной продукции горно-обогатительного производства.

С применением *флотации* в настоящее время перерабатывают более 90 % руд цветных металлов, значительную часть редких и благородных металлов, горно-химического сырья и другого минерального сырья.

Основными направлениями совершенствования и интенсификации процесса флотации являются оптимизация физико-химических и физико-механических условий флотации, автоматический контроль и регулирование физико-химического состояния пульпы и оборотных вод.

Сущностью проблемы совершенствования реагентных режимов и оптимизации физико-химических условий в циклах коллективной и селективной флотации является получение определенного соотношения химически закрепившегося и физически сорбированного собирателя на поверхности флотируемых и депрессируемых минералов за счет регулирования электронных переходов, состава продуктов и скорости взаимодействия реагентов на минеральной поверхности и в объеме пульпы.

За счет электрохимической, ультразвуковой, магнитной и радиационной обработки пульпы и реагентов, применения добавок аполярных масел, сочетания собирателей (например, ксантогенатов и аэрофлотов) с различной длиной углеводородных радикалов, регулирования окислительно-восстановительного потенциала пульпы загрузкой реагентов-окислителей или реагентов-восстановителей, использованием азота вместо воздуха во флотомашинах, наложением внешнего электрического поля, подогревом пульпы, изменением продолжительности предварительной аэрации и концентрации кислорода в пульпе, регулированием ионного состава пульпы системами автоматизации и загрузкой ионнообменных смол достигаются граничные условия существования только одной из форм сорбции на

поверхности депрессируемых минералов и оптимальное количественное соотношение физической и химической форм сорбции собирателя на поверхности флотуруемого минерала.

Теоретической основой решения проблемы оптимизации физико-химических условий флотации являются результаты термодинамических расчетов по разработанной специально для этих целей методике. Результаты расчетов позволяют решать практические задачи: определения условий максимальной контрастности флотационных свойств разделяемых минералов; получения количественных физико-химических моделей процессов коллективной и селективной флотации; определения характера дополнительных реагентов-собирателей; определения характера необходимых воздействий на флотационную систему; оценки необходимости применения дополнительных активаторов и депрессоров и использования специфических реагентов для изменения электрохимических параметров разделяемых минералов; оценки взаимодействий при кондиционировании оборотных и очистки сточных вод.

Необходим синтез реагентов с учетом не только их химической активности, но и в зависимости от (конкретного случая) соответствия ионных радиусов полярной группы собирателя и катиона минерала, параметров кристаллических решеток собирателя и минерала, электронных структур собирателя и активных центров на минеральной поверхности, влияния электронных заместителей на активность реагента и его окислительно-восстановительные свойства, влияния строения молекулы гетерополярных соединений на гидрофильно-гидрофобный баланс при их адсорбции на поверхности раздела фаз.

Теоретической базой решения проблемы оптимизации физико-механических условий флотации при разработке конструкций новых флотационных машин и аппаратов являются закономерности физической теории минерализации пузырьков при флотации. Использование их позволило создать такие аппараты, как машины пенной сепарации, пневматические аппараты с разнонаправленными потоками и ряд других перспективных аппаратов.

Теоретической основой решения проблемы контроля и автоматизации флотационного процесса являются детерминиро-

ванные физико-химические модели, представляющие собой количественные зависимости между концентрациями реагентов в оптимальных условиях коллективной и селективной флотации.

Моделирование технологической схемы флотации должно базироваться на кинетических закономерностях процесса, получаемых при оптимальном соотношении концентраций реагентов в пульпе (в соответствии с физико-химической моделью), поддерживаемом системой автоматического регулирования, поскольку физико-химические особенности флотационного оборудования являются практически постоянными. Теоретической базой для получения кинетических закономерностей процесса является уравнение кинетики флотации, где константа скорости флотации зависит от значения соотношения концентраций реагентов в пульпе.

Перспективы *создания принципиально новых* и радикальное совершенствование существующих обогатительных процессов и аппаратов базируется на использовании комбинации силовых полей и излучений: магнитного, электрического, центробежного, вибрационного, ультразвукового, радиационного, а также термического и химического воздействий для изменения свойств разделяющей среды и поверхности разделяемых частиц.

На основе комбинации, например, вибрационного и гравитационного полей создан ряд новых аппаратов: вибросепаратор, виброшлюз, виброконцентратор; применение высокочастотных вибраций повышает также эффективность отсадки, концентрации на столах, в аэросуспензии, при промывке и дезинтеграции; исследуется применение ультразвука в центробежном обогащении. В результате комбинирования магнитного, электрического и гравитационного силовых полей и воздействий созданы процессы и аппараты магнитогидродинамической (МГД) и магнитогидростатической (МГС) сепарации, позволяющие осуществить эффективное разделение минеральных частиц в широком диапазоне плотностей среды.

Установлена возможность создания новых процессов и аппаратов на основе комбинации электрического и гравитационного полей при разделении в тяжелых средах, гравитационного, магнитного или электрического и физико-химического

полей при флотации, вибрационного и гравитационного полей при разделении в тяжелых суспензиях, магнитного и гравитационного при сгущении и обогащении и др.

Исследуется возможность использования пьезоэлектрических, диэлектрических и других свойств минералов для создания новых эффективных процессов и аппаратов для их разделения. Новые процессы разделения минералов разрабатываются как составная часть экологически чистой технологии переработки и обогащения полезных ископаемых.

14.3. Вспомогательные процессы

Развитие и совершенствование процессов *обезвоживания* продуктов обогащения осуществляется как за счет увеличения удельной производительности оборудования, так и интенсификации процессов.

Интенсификация процесса *сгущения* достигается применением синтетических полимерных флокулянтов, магнитной и электрической обработкой пульпы, вызывающий коагуляцию минеральных суспензий, добавкой вспомогательных порошков, флокулирующих тонкие частицы за счет адгезии, магнитной флокуляцией на твердых магнитных частицах в переменном магнитном поле, аэрофлокуляцией и др. В особых случаях используются различные конструкции осадительных и фильтрующих центрифуг.

Для *фильтрования* сгущенного продукта используются в основном дисковые фильтры и пресс-фильтры различных конструкций.

Интенсификация процесса фильтрования и снижение влажности осадка достигаются воздействием водяного пара, применением реагентов (обеспечивающих снижение вязкости жидкой фазы, гидрофобизацию поверхности частиц твердой фазы и т. д.), использованием физических воздействий на пульпу и осадок (электроосмос и др.), новых конструкций секторов дисковых вакуум-фильтров из легких антикоррозийных материалов (в том числе из синтетических), пресс-фильтров типа «Ларокс» (Финляндия) или КМП-22 (Россия), высоковакуумных насосов.

Таким образом, совокупность существующих теоретических разработок, гипотез и теорий разделения минералов в силовых полях свидетельствует о наличии серьезной теоретической базы не только для дальнейшего совершенствования и интенсификации, но и создания принципиально новых процессов переработки и обогащения различных типов минерального сырья, которые позволят снизить энергоемкость и себестоимость получения товарной продукции, повысить комплексность использования сырья, решить насущные проблемы охраны окружающей среды горно-обогатительного производства, обеспечить народное хозяйство всеми необходимыми видами минерального сырья.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Абрамов А.А.* Технологические свойства полезных ископаемых и подготовительные процессы их обогащения. — М.: МГИ, 1987. — 153 с.
2. *Абрамов А.А.* Гравитационные, специальные и комбинированные методы комплексной переработки и обогащения полезных ископаемых. — М.: МГИ, 1989. — 126 с.
3. *Абрамов А.А.* Магнитные, электрические и физико-химические методы комплексной переработки и обогащения полезных ископаемых. — М.: МГИ, 1989. — 125 с.
4. *Абрамов А.А.* Флотационные методы обогащения. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1993. — 412 с.
5. *Абрамов А.А., Кутузова Е.И., Абрамов Ал. Ал.* Вспомогательные процессы обогащения полезных ископаемых и организация работы обогатительной фабрики. — М.: МГИ, 1991. — 105 с.
6. *Барский Л.А., Данильченко Л.М.* Обогащаемость минеральных комплексов. — М.: Недра, 1977. — 240 с.
7. *Кармазин В.В., Кармазин В.И.* Магнитные и электрические методы обогащения. — М.: Недра, 1988. — 304 с.
8. *Кравец Б.Н.* Специальные и комбинированные методы обогащения. — М.: Недра, 1986. — 304 с.
9. *Минералогический справочник технолога-обогатителя / Б.Ф. Куликов, В.В. Зуев, И.А. Вайншенкер, Г.А. Митенков.* — 2-е изд. — Л.: Недра, 1985. — 264 с.
10. *Мокроусов В.А., Лилеев В.А.* Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. — М.: Недра, 1979. — 192 с.
11. *Ржевский В.В., Новик Г.Я.* Основы физики горных пород. — М.: Недра, 1984. — 359 с.
12. *Селективное разрушение минералов / В.И. Ревнивцев, Э.А. Хопунов, И.М. Костин и др.* — М.: Недра, 1988.
13. *Серго Е.Е.* Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. — М.: Недра, 1985. — 285 с.
14. *Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы.* — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1982. — 366 с.
15. *Справочник по обогащению руд. Основные процессы.* — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1983. — 387 с.
16. *Справочник по обогащению руд. Специальные и вспомогательные процессы, испытания обогатимости, контроль и автоматика.* — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1983. — 376 с.
17. *Чуянов Г.Г.* Обезвоживание, пылеулавливание и охрана окружающей среды. — М.: Недра, 1987. — 260 с.
18. *Шохин В.Н., Лопатин А.Г.* Гравитационные методы обогащения. — М.: Недра, 1980. — 400 с.

ПРЕДИСЛОВИЕ.....	5
<i>Часть 1</i>	
ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	
1. Полезные ископаемые и роль процессов обогащения при их переработке	11
1.1. Полезные ископаемые и их значение в народном хозяйстве.....	11
1.2. Задачи и роль обогащения полезных ископаемых при разработке месторождений	14
2. Технологические свойства минералов и минерального сырья	19
2.1. Основные характеристики вещественного состава полезных ископаемых	19
2.2. Технологические свойства минералов	35
2.3. Классификация процессов обогащения полезных ископаемых..	63
2.4. Показатели обогащения полезных ископаемых и их обогатимости.....	67
2.5. Технологические схемы обогащения	75
<i>Часть 2</i>	
ПРОЦЕССЫ И АППАРАТЫ ДЛЯ ПОДГОТОВКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ К ОБОГАЩЕНИЮ	
3. Грохочение и классификация по крупности	81
3.1. Классификация процессов разделения по крупности и их технологическое назначение	81
3.2. Грохочение.....	83
3.3. Классификация.....	97
4. Дробление и измельчение	113
4.1. Назначение и классификация процессов дробления и измельчения	113
4.2. Законы дробления, измельчения и принципы избирательного раскрытия минералов	117
4.3. Характеристика процессов дробления и конструкции аппаратов	121
4.4. Характеристика процессов измельчения и конструкции аппаратов	142

4.5. Характеристика вспомогательного оборудования при дроблении и измельчении	161
5. Процессы изменения физических, физико-химических свойств и химического состава разделяемых минералов	165
5.1. Термохимические процессы	165
5.2. Процессы подготовки минеральных частиц к разделению	171

Часть 3

ПРОЦЕССЫ И АППАРАТЫ ДЛЯ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

6. Гравитационные методы обогащения	175
6.1. Общая характеристика и классификация гравитационных методов обогащения	175
6.2. Обогащение в тяжелых средах	176
6.3. Обогащение в потоках постоянного и переменного направления	189
6.4. Обогащение в потоках на наклонной плоскости	214
7. Магнитные методы обогащения	237
7.1. Физические основы магнитных методов обогащения	237
7.2. Классификация и общая характеристика магнитных сепараторов	247
7.3. Магнитная сепарация сильномагнитных руд и материалов	251
7.4. Магнитная сепарация слабомагнитных руд и материалов	260
8. Электрические методы обогащения	267
8.1. Физические основы электрических методов обогащения	267
8.2. Разделение минералов по электропроводности	272
8.3. Трибоэлектрическая сепарация	281
8.4. Пирозлектрическая и диэлектрическая сепарация	286
9. Радиометрические методы обогащения	289
9.1. Общая характеристика процессов радиометрического обогащения	289
9.2. Эмиссионно-радиометрические методы сепарации	292
9.3. Абсорбционно-радиометрические методы сепарации	298
9.4. Радиометрическая крупнопорционная сортировка	301
10. Флотационные методы обогащения	303
10.1. Сущность и разновидности флотационных процессов разделения минералов	303
10.2. Флотационные реагенты и их действие при флотации	311
10.3. Режимы флотации	338

10.4. Флотационные машины и аппараты	364
10.5. Схемы флотации	375
11. Специальные и комбинированные методы обогащения	379
11.1. Обогащение по крупности (с предварительным избирательным изменением размеров частиц разделяемых минералов)	379
11.2. Обогащение по форме, трению и упругости	394
11.3. Адгезионные процессы обогащения	401
11.4. Химические методы обогащения	404
11.5. Комбинированные методы обогащения	409

Часть 4

ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ И АППАРАТЫ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

12. Обезвоживание продуктов обогащения	417
12.1. Назначение и общая характеристика процессов и продуктов обезвоживания	417
12.2. Дренирование	418
12.3. Сгущение	419
12.4. Фильтрование	424
12.5. Центрифугирование	433
12.6. Сушка	435
13. Пылеулавливание, очистка сточных и кондиционирование оборотных вод	439
13.1. Пылеулавливание	439
13.2. Очистка сточных и кондиционирование оборотных вод	446
14. Направления совершенствования и развития процессов обогащения полезных ископаемых	455
14.1. Подготовительные процессы	455
14.2. Основные обогатительные процессы	458
14.3. Вспомогательные процессы	465
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	467

ВЫСШЕЕ ГОРНОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

Александр Алексеевич Абрамов

ПЕРЕРАБОТКА, ОБОГАЩЕНИЕ И КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Том I

Обогатительные процессы и аппараты

Режим выпуска «стандартный»

Редактор текста *М.М. Титова*
Компьютерная верстка и подготовка
оригинал-макета: *Э.Ф. Губницкая*
Макет переплета: *Е.Б. Капралова*

Подписано в печать 10.02.2001. Формат 60х90/16. Бумага офсетная № 1.
Гарнитура «Times». Печать офсетная. Уч.-изд. л. 31,86. Усл. печ. л. 29,5.
Тираж 1500 экз. Заказ № 747.



ИЗДАТЕЛЬСТВО

МОСКОВСКОГО ГОСУДАРСТВЕННОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА

*Лицензия на издательскую деятельность ЛР № 062809 от 30.06.98 г.
Код издательства 5Х7(03)*

Отпечатано с готовых диапозитивов в Московской типографии № 6
Минпечати РФ, 109088, Москва, Южнопортовая ул., 24.

Магниевые штампы изготовлены в Первой Образцовой типографии

*117935, Москва, ГСП-1, Ленинский проспект, 6; Издательство МГГУ;
тел. (095) 236-97-80; факс (095) 956-90-40*
