

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего образования
«Пермский национальный исследовательский
политехнический университет»

Е.В. Челпанова, И.А. Морозов

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

*Утверждено
Редакционно-издательским советом университета
в качестве учебного пособия*

2-е издание, переработанное и дополненное

Издательство
Пермского национального исследовательского
политехнического университета
2019

УДК 622.7
Ч-40

Рецензенты:

канд. техн. наук, доцент *Н.А. Литвиновская*
(Пермский национальный исследовательский
политехнический университет);
д-р техн. наук, гл. науч. сотр. *В.А. Соловьев*
(АО «ВНИИ Галургии»)

Челпанова, Е.В.

Ч-40 Обогащение полезных ископаемых : учеб. пособие /
Е.В. Челпанова, И.А. Морозов. – 2-е изд., перераб. и доп. –
Пермь : Изд-во Перм. нац. исслед. политехн. ун-та, 2019. – 271 с.

ISBN 978-5-398-02201-8

Приведены основные сведения о вещественном составе полезных ископаемых, его влиянии на их переработку. Изложены основы методов и процессов их обогащения. Описаны устройство и принцип действия основного обогатительного оборудования, методы контроля технологических процессов. Рассмотрены технологии переработки и обогащения основных типов полезных ископаемых. Приведены структуры горно-обогатительных предприятий, их технико-экономические показатели и направления охраны окружающей среды, направления совершенствования обогатительных процессов. Изложены методики обоснования и расчета параметров дробления и грохочения материала.

Предназначено для студентов вузов, обучающихся по специальностям «Горное дело» и «Физические процессы горного или нефтегазового производства».

УДК 622.7

ISBN 978-5-398-02201-8

© ПНИПУ, 2019

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение.....	6
1. ПОЛЕЗНЫЕ ИСКОПАЕМЫЕ КАК ОБЪЕКТЫ ОБОГАЩЕНИЯ.....	8
1.1. Основные понятия.....	8
1.2. Технологические свойства минералов.....	15
1.3. Подготовка полезных ископаемых к переработке и обогащению.....	31
1.3.1. Геолого-технологическое картирование месторождений.....	33
1.3.2. Усреднение качества полезных ископаемых.....	34
1.4. Классификация методов и процессов обогащения.....	39
1.5. Технологические схемы обогащения.....	42
2. ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ.....	47
2.1. Грохочение.....	47
2.1.1. Конструкции грохотов.....	49
2.1.2. Технологические параметры процесса грохочения.....	53
2.2. Классификация.....	55
2.2.1. Теоретические основы и процессы гидравлической классификации.....	56
2.2.2. Классификаторы.....	58
2.3. Дробление.....	62
2.3.1. Теоретические основы дробления.....	62
2.3.2. Классификация дробильных машин.....	65
2.3.3. Принцип действия и устройство щековых дробилок.....	68
2.3.4. Принцип действия и устройство конусных дробилок.....	69
2.3.5. Принцип действия и устройство валковых дробилок.....	72
2.3.6. Принцип действия и устройство молотковых и роторных дробилок.....	73
2.4. Измельчение.....	75
2.4.1. Принцип действия и устройство механических и аэродинамических мельниц.....	76
2.4.2. Принцип действия и устройство барабанных мельниц.....	80
2.4.3. Селективное раскрытие минералов.....	83
2.4.4. Процессы подготовки минеральных частиц к разделению.....	85
2.4.5. Промывка полезных ископаемых.....	86
2.5. Предварительное разложение рудных минералов.....	89
2.6. Обоснование и расчет параметров дробления заданного материала в открытом цикле с предварительным грохочением.....	92
2.6.1. Краткие теоретические сведения.....	92
2.6.2. Выполнение работы.....	97
Контрольные вопросы.....	108

3. ОСНОВНЫЕ ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ.....	112
3.1. Гравитационное обогащение	112
3.1.1. Принципы и теоретические основы отсадки	112
3.1.2. Обогащение в тяжелых средах	116
3.1.3. Сепараторы для обогащения в тяжелых суспензиях	118
3.1.4. Обогащение на концентрационных столах	122
3.1.5. Обогащение на шлюзах	124
3.1.6. Обогащение на струйных концентраторах	127
3.1.7. Обогащение в криволинейных и центробежных потоках воды	129
3.1.8. Обогащение в шнековых сепараторах	134
3.1.9. Пневматическое обогащение	135
3.2. Магнитное обогащение	137
3.2.1. Сепараторы со слабым магнитным полем.....	140
3.2.2. Сепараторы с сильным магнитным полем.....	141
3.2.3. Высокоградиентные сепараторы	142
3.2.4. Технологические параметры магнитной сепарации	144
3.3. Электрическое обогащение	146
3.3.1. Электрические сепараторы	148
3.3.2. Процессы радиометрического обогащения	152
3.4. Флотационное обогащение	156
3.4.1. Флотационные реагенты	160
3.4.2. Флотационные машины	162
3.4.3. Схемы флотации	166
3.5. Химическое обогащение	169
3.5.1. Выщелачивание рудных минералов.....	172
3.5.2. Выделение металлов из растворов	177
3.6. Обогащение по физико-механическим свойствам минералов....	180
3.6.1. Обогащение по трению и форме	180
3.6.2. Обогащение по упругости.....	182
3.6.3. Обогащение по избирательности разрушения	182
3.6.4. Обогащение на жировых поверхностях.....	183
Контрольные вопросы	184
4. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ	187
4.1. Обезвоживание продуктов обогащения.....	187
4.1.1. Дренажное	188
4.1.2. Сгущение	189
4.1.3. Фильтрование	192
4.1.4. Центрифугирование.....	197
4.1.5. Сушка	198
4.2. Окускование полезных ископаемых и концентратов	201
4.2.1. Агломерация.....	201

4.2.2. Окомкование	204
4.2.3. Брикетирование	207
5. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	209
5.1. Технология переработки и обогащения калийных руд	209
5.2. Технология переработки и обогащения калийных руд на примере обогатительных фабрик ПАО «Уралкалий»	213
5.3. Технологические схемы и режимы обогащения руд черных и цветных металлов	220
5.4. Технология переработки неметаллических руд	225
5.5. Технология переработки нерудных полезных ископаемых	227
6. ПРЕДПРИЯТИЯ ПО ПЕРЕРАБОТКЕ И ОБОГАЩЕНИЮ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	235
6.1. Общие сведения об обогатительных фабриках	235
6.2. Опробование руд и продуктов обогащения	239
6.3. Охрана окружающей среды при переработке и обогащении полезных ископаемых	245
6.3.1. Источники загрязнения окружающей среды	245
6.3.2. Очистка сточных и оборотных вод	247
6.3.3. Пылеподавление и пылеулавливание	252
6.3.4. Складирование отходов	257
6.4. Основные технико-экономические показатели работы обогатительных фабрик	259
7. ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ТЕХНИКИ И ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ	262
СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ	270

ВВЕДЕНИЕ

Природное минеральное сырье, добываемое из недр земли, в большинстве случаев не может быть в естественном виде использовано в народном хозяйстве, поскольку не удовлетворяет требованиям по качеству. Горное дело включает в себя не только добычу полезных ископаемых из недр, но и их первичную переработку и обогащение. Знание основ технологии первичной переработки и обогащения полезных ископаемых необходимо для всех специалистов горного профиля. Основные обогатительные процессы осуществляются на обогатительных, сортировочных, агломерационных, окомковательных, брикетных фабриках. Подготовка горнорудного сырья к обогащению осуществляется при добыче полезных ископаемых.

Основные тенденции, характеризующие положение сырьевой базы, – это обеднение руд и россыпей, уменьшение крупности и усложнение характера вкрапленности ценных компонентов, увеличение степени окисления и ухудшение обогатимости руд. Обогащению подвергаются в настоящее время 100 % добываемых руд цветных и редких металлов, более 90 % руд черных металлов, весь коксующийся и большая часть энергетического угля, все горно-химическое сырье и значительная часть сырья для производства строительных материалов.

Современные обогатительные фабрики представляют собой мощные высокомеханизированные и автоматизированные промышленные предприятия со сложными технологическими процессами и схемами, насыщенные разнообразными машинами и аппаратами. На обогатительных фабриках, обрабатывающих некоторые неметаллические ископаемые, часто получают концентраты, представляющие собой окончательные товарные продукты (известняк, асбест, графит и т.д.), но в большинстве случаев процесс обогащения является промежуточным звеном между добычей сырья и металлургической плавкой (или химической переработкой) концентратов.

Методы обогащения полезных ископаемых основаны на различии физических свойств минералов. Они позволяют извлечь полез-

ных компоненты, слагающие минеральное сырье, без изменения их фазового состава.

Настоящее учебное пособие написано в соответствии с учебной программой дисциплины «Обогащение полезных ископаемых», разработанной в Пермском национальном исследовательском политехническом университете для студентов, обучающихся по специальности «Горное дело» и «Физические процессы горного и нефтегазового производства».

1. ПОЛЕЗНЫЕ ИСКОПАЕМЫЕ КАК ОБЪЕКТЫ БОГАЩЕНИЯ

1.1. Основные понятия

Полезным ископаемым называют природное минеральное вещество органического и неорганического происхождения, которое при современном состоянии техники в естественном виде или после предварительной обработки может быть достаточно эффективно использовано в народном хозяйстве. По физическим свойствам различают полезные ископаемые твердые (рудные, нерудные, уголь, торф), жидкие (нефть, минерализованные воды) и газообразные (газы природные горючие и инертные). Объектом обогащения являются твердые полезные ископаемые.

Из всего разнообразия твердых полезных ископаемых можно выделить следующие основные группы:

металлические – руды, служащие сырьем для получения черных, цветных, редких, драгоценных и других металлов;

неметаллические – сырье для получения неметаллических элементов и соединений, строительных, абразивных и других материалов;

горючие полезные ископаемые (уголь, сланцы, торф), используемые как топливо или как химическое сырье.

В ряде случаев из неметаллических ископаемых можно получать также металлы. Например, из карналлита – 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.

Скопления полезных ископаемых образуют месторождения, разработка которых при существующем уровне техники экономически целесообразна, называются промышленными; месторождения, разработка которых при тех же условиях невыгодна, называются непромышленными. По мере развития техники добычи и обогащения полезных ископаемых непромышленные месторождения могут переходить в категорию промышленных.

В результате обогащения полезных ископаемых получают окончательный товарный продукт (асбест, известняк и др.), один или несколько концентратов, промежуточный продукт и хвосты.

Концентрат – продукт обогащения полезных ископаемых, в котором содержание ценных компонентов выше, чем в исходном материале и остальных продуктах аналогичных операций обогащения. Концентраты получают название по основному компоненту, концентрирующемуся в них в процессе обогащения (медный, свинцовый и т.д.).

Хвосты (отвалы хвосты) – отходы обогащения, состоящие в основном из пустой породы и с незначительным содержанием полезных компонентов, извлечение которых технологически невозможно или экономически невыгодно.

Промежуточные продукты – по минеральному и химическому составу занимают среднее положение между концентратами и хвостами. Промежуточные продукты не являются конечными продуктами обогащения и подвергаются дальнейшей переработке механическими или химическими способами.

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 условиями, регламентируются они ГОСТами, техническими условиями (ТУ) и временными нормами. Условиями 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.

Содержание компонентов в исходном полезном ископаемом, полученных концентратах и хвостах обычно измеряют в процентах, а содержание драгоценных металлов – в граммах на тонну продукта (г/т).

Выход продукта обогащения – количество полученного продукта (концентрата, хвостов), выраженное в процентах или долях единицы к исходному материалу. Суммарный выход всех продуктов обогащения должен соответствовать выходу исходного материала, принимаемому за 100 %.

Извлечение ценных компонентов в концентрат при обогащении полезных ископаемых составляет от 60 до 95 % и выше.

Степень концентрации – показатель, обозначающий, во сколько раз увеличилось содержание полезного компонента в концентрате по сравнению с его содержанием в исходном материале. Определяется как отношение содержания полезного компонента в концентрате к содержанию его в исходном материале.

Качественно-количественные показатели характеризуют техническое совершенство технологического процесса обогащения. При прочих равных условиях, чем выше содержание ценного компонента в концентрате, его извлечение, а также показатели степени сокращения и концентрации, тем выше эффективность обогащения полезного ископаемого.

К подготовительным процессам обогащения относятся процессы дробления и измельчения, при которых достигается раскрытие минералов в результате разрушения сростков полезных минералов с пустой породой (или сростков одних полезных минералов с другими) с образованием механической смеси частиц и кусков разного минерального состава, а также процессы грохочения и классификации, применяемые для разделения по крупности полученных при дроблении и измельчении механических смесей.

К основным обогатительным процессам относятся те физические и физико-химические процессы разделения минералов, при которых полезные минералы выделяются в концентраты, а пустая порода – в хвосты.

При обогащении полезных ископаемых важным является правильное установление глубины обогащения, определяющей содержания ценных компонентов в хвостах и продуктах обогащения. Для каждого вида сырья оптимальная глубина обогащения определяется

путем технико-экономического обоснования с учетом технологических, экономических и экологических факторов.

Эффективность переработки и обогащения полезного ископаемого определяется его качеством, основными характеристиками которого являются вещественный и гранулометрический составы, текстурные и структурные особенности его строения, физические и химические свойства полезного ископаемого и составляющих его минералов.

Объектами деятельности горно-обогатительных предприятий являются твердые полезные ископаемые группы А: А1 – Угли; А3 – Металлические полезные ископаемые; А4 – Естественные материалы и камни; А5 – Неметаллические полезные ископаемые.

Группа А1 – Угли – это твердые горючие вещества органического происхождения.

Ископаемые угли имеют различные физические и химические свойства, что обусловлено различием в исходном растительном материале, глубине химических превращений и внутримолекулярных перестроек растительных остатков.

В зависимости от стадии метаморфизма различают: бурый уголь, каменный уголь и антрацит, отличающиеся химическим составом, физическими свойствами и показателями качества.

Бурые угли делят на две группы: лигниты и собственно бурые угли.

Лигниты состоят из остатков древесины и имеют волокнистое строение.

Собственно бурые угли не имеют ясно выраженных растительных остатков. Цвет этих углей различный – от темно-бурого до черного. Содержание углерода – 68–80 %, гигроскопической влаги – 25–30 %, выход летучих веществ – более 45 %, плотность – 800–1250 кг/м³. Бурый уголь, находясь на воздухе, рассыпается в мелочь.

Каменный уголь имеет черный цвет, теплоту сгорания 31–37 кДж/кг, плотность 1250–1500 кг/м³; содержит 3–4 % гигроскопической влаги, 80–92 % углерода, 11–45 % летучих веществ.

Антрацит имеет черную со стекловидным блеском поверхность, острые края при изломе, теплоту сгорания 35–38 кДж/кг, содержит летучих веществ до 6 %.

Уголь не является однородным веществом, а состоит из нескольких петрографических разновидностей:

дюрен – матовый, твердый, не имеющий слоистости уголь, встречается в виде мощных пачек;

кларен – блестящий уголь с выраженной полосчатой текстурой, встречается в виде мощных пачек или даже целых пластов;

витрен – блестящий уголь, напоминающий кларен, но отличающийся небольшими размерами включений, отсутствием включений других разновидностей и большей плотностью;

фюзен – матовый уголь волокнистого строения, по внешнему виду напоминает измельченный древесный уголь, встречается в виде небольших линз на плоскостях напластования.

Разновидности угля имеют следующую зольность: витрен и кларен – до 2 %; дюрен – 6–12 % и фюзен – 15–25 %. Кларен и витрен хорошо коксуются, дюрен слабо, а фюзен не коксует. Наиболее прочной разновидностью является дюрен, а наиболее хрупкой – фюзен.

Знание петрографического состава углей необходимо для определения оптимальных пределов дробления, рационального предела их обогащения и способов технологической переработки.

Угли состоят из органической (горючей) массы и негорючих компонентов (минеральных примесей и влаги).

В состав органической массы входят следующие химические элементы: углерод (С), водород (Н), кислород (О), азот (N), сера (S), фосфор (P). Самый ценный элемент в углях – углерод, содержание которого возрастает с увеличением стадии метаморфизма.

К минеральным примесям относятся: глинистый сланец ($Al_2O_3-2SiO_2-2H_2C$), песчанистый сланец (SiO_2), пирит (FeS_2), сульфаты ($CaSO_4$), карбонаты ($MgCO_3$, $FeCO_3$ и др.).

Минеральные примеси, перешедшие в уголь из растительных организмов, называются связанными, а примеси, попавшие в период накопления растительных остатков, – наносными. Минеральные примеси, которые попали в уголь при его добыче, называются свободными. При обогащении могут быть удалены только свободные минеральные примеси.

Промышленная классификация углей предусматривает деление углей на различные марки и группы в зависимости от их физико-химических свойств и возможности использования для технологических или энергетических целей.

Угли каждого бассейна разделяют на марки и группы, причем угли одноименных марок и групп различных бассейнов имеют неодинаковые пределы классификационных параметров. Поэтому угли разных бассейнов, характеризуемые одинаковыми классификационными параметрами, при технологическом использовании могут давать различный по физико-механическим свойствам продукт.

Все угли условно делят на две технологические группы: коксующиеся и энергетические.

Группа АЗ – Металлические полезные ископаемые – руды черных, цветных, редких и благородных металлов.

Руда представляет собой агрегат минералов, из которого технологически возможно и экономически целесообразно извлекать металл или его соединения. Таковы, например, руды железа, марганца, свинца, цинка, молибдена, вольфрама и др. По качеству минерального сырья различают богатые (высокосортные), рядовые (средние по качеству) и бедные (низкосортные) руды.

Минералами называются природные химические соединения, образовавшиеся в результате естественных химических реакций, более или менее однородные химически и физически. В зависимости от химического состава минералы группируются по классам, из которых важнейшее значение имеют: самородные элементы; сульфиды (соединения металлов с серой); оксиды (соединения металлов и некоторых других элементов с кислородом); силикаты (соединения металлов с кремнием и кислородом) и алюмосиликаты (силикаты, содержащие алюминий).

Различают коренные и россыпные месторождения полезных ископаемых. В коренных месторождениях руда залегает в общем массиве горных пород в месте своего первоначального образования. При этом полезные минералы находятся в массиве горных пород в виде вкрапленных зерен (включений) той или иной величины, часто в тесном проращении с минералами пустой породы.

Россыпные месторождения образуются в результате разрушения коренных руд под воздействием воды, кислорода воздуха, температуры и других природных факторов.

В россыпях концентрируются минералы, устойчивые к воздействию природных факторов. Эти минералы, как правило, находятся в виде обособленных зерен, однако часто сцементированы глиной или другим материалом.

По вещественному составу различают руды черных, цветных, редких, благородных и радиоактивных металлов.

Руды разделяются также на монометаллические, содержащие только один металл, и сложные, полиметаллические, содержащие несколько металлов (например, руды, содержащие медь и цинк, свинец и цинк, молибден и вольфрам).

По физическим свойствам руды делят по плотности, влажности и др. В зависимости от физических свойств и химического состава руды подразделяют на трудно- и легкообогатимые.

Требования, предъявляемые промышленностью к рудному сырью, определены ГОСТами и техническими условиями, согласно которым рудное сырье разделяется по сортам в зависимости от содержания в нем полезных компонентов, вредных примесей и характера рудного агрегата. Имеются ограничения по содержанию влаги и гранулометрическому составу.

Промышленные кондиции на руду – это система показателей, в которой приняты минимально допустимые содержания металла в руде и запасы металла в данном месторождении. Минимальным промышленным содержанием считается такое содержание ценного компонента, стоимость которого при извлечении его из недр и обогащении обеспечивает возврат всех затрат на эти процессы.

Группа А4 – Естественные строительные материалы и камни и группа А5 – Неметаллические полезные ископаемые – используются 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 (тальк, 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 строительных керамических и огнеупорных материалов (мергель, гипс, каолин, полевой шпат, кварц, графит и др.).

Количественная оценка полезных ископаемых выражается их запасами (балансовыми и забалансовыми).

Балансовыми являются запасы полезных ископаемых, использование которых технически возможно и экономически целесообразно.

Забалансовыми – запасы полезных ископаемых, использование которых при данном уровне техники экономически нецелесообразно (малая мощность, глубокое залегание, низкое содержание ценных компонентов и др.).

1.2. Технологические свойства минералов

Вещественный состав полезных ископаемых – это совокупность данных о содержании полезных компонентов и примесей, минеральных формах проявления и характера срастания зерен важнейших элементов, их кристаллохимических и физических свойствах.

Каждый минерал обладает определенным химическим составом и имеет характерное для него строение. Это обуславливает довольно постоянные и индивидуальные физические свойства минералов: цвет, плотность, электропроводность, магнитную восприимчивость и др.

Создавая определенным образом условия, при которых наиболее контрастно проявляются те или иные свойства минералов, можно их отделить друг от друга, в том числе выделить из общей массы ценные минералы.

В качестве признаков разделения минеральных компонентов при обогащении полезных ископаемых используют их физические и химические свойства, важнейшими из которых являются: механи-

ческая прочность; плотность; магнитная проницаемость; электропроводность и диэлектрическая проницаемость; различные виды излучений; смачиваемость; растворимость и др. На различии минералов в этих свойствах основаны все известные к настоящему времени процессы и методы обогащения.

Механическая прочность (крепость) полезных ископаемых характеризуется дробимостью, хрупкостью, твердостью, абразивностью, временным сопротивлением сжатию и определяет энергетические затраты при их дроблении и измельчении, а также выбор дробильно-измельчительного и обогатительного оборудования.

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), упруго-пластичные (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. Разделение минеральных частиц, имеющих различную упругость, нашло применение при «обогащении по упругости», например, строительных материалов (щебня и гравия). 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 деления ми-

нералов, имеющих различную форму зерен, носит название «обогащение по форме».

В слоистых породах параллельно слоям и перпендикулярно к ним наблюдаются различные значения модулей упругости.

Пластическая деформация в породах обусловлена внутри- или межзеренным 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, растяжении, сдвиге, изгибе 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 плотные 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 принимают 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.

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. Твердость минералов, входящих в состав полезных ископаемых, имеет важное значение при выборе способов дробления и обогащения некоторых руд, а также углей. Минералы, обладающие меньшей твердостью, дробятся и измельчаются быстрее минералов, обладающих большей твердостью. Применяв избирательное дробление или измельчение, можно осуществить последующее разделение таких минералов на грохоте.

Крепость горных пород характеризует сопротивляемость их технологическому разрушению. Руды считаются мягкими, если коэффициент их крепости по шкале М.М. Протоdjяконова 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.

Плотность горных пород определяется плотностью слагающих их минералов, которые делят на тяжелые ($> 4 \cdot 10^3$ кг/м³), средние ($4,010^3 + 2,5 \cdot 10^3$ кг/м³) и легкие ($< 2,5 \cdot 10^3$ кг/м³). Плотность минералов определяется их составом и строением кристаллической ре-

шетки. 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. Различия в плотности минералов используют для их разделения методами гравитационного обогащения.

Излом имеет существенное практическое значение в процессах обогащения, так как характер поверхности минерала, полученного при дроблении и измельчении, оказывает влияние при обогащении электрическими и другими методами.

Спайность определяет способность кристаллов разрушаться с образованием гладких поверхностей. 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 поверхности 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».

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. 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.

Различия в растворимости минеральных компонентов используют в химических методах обогащения руд. 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 комплексообразующие реагенты (цианид, аммиак или соли ammo-

ния). Выщелачивание осуществляется чановым, автоклавным, 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.

Смачиваемость – проявление межмолекулярного взаимодействия на границе соприкосновения трех фаз – твердого тела, жидкости и газа, выражающееся в растекании жидкости по поверхности твердого тела. Различия в смачиваемости поверхности тонкоизмельченных минеральных частиц используют для их разделения методами флотационного обогащения.

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.

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 качества получаемых концентратов.

Тектурные и структурные особенности строения полезного ископаемого характеризуются крупностью, формой, пространственным расположением минеральных включений и агрегатов.

Основными формами минеральных зерен являются идиоморфная (ограниченная гранями кристалла), аллотриоморфная (ограниченная формой заполняемого пространства), коллоидная, эмульсионная, пластинчатая – реликтивно-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.

Текстура руды характеризует взаимное расположение минеральных агрегатов и может быть самой разнообразной. В полосчатых и слоистых рудах агрегаты примыкают друг к другу; в конкреционных – располагаются один внутри другого; в петельчатых – проникают друг в друга; в кокардовых – одни минеральные агрегаты последовательно окаймляются другими.

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

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 сростанием зерен соизмеримых размеров, пленками одного минерала на поверхности зерен другого, эмульсионными включениями или прожилками одного минерала в другом и другими, более сложными формами сроста-

ния 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-метаколлоидной структуре минеральных агрегатов. При натечной структуре агрегатов наибольшие потери наблюдаются при колломорфно-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.

Гранулометрический состав характеризуется количественным распределением зерен полезного ископаемого по крупности. Частицы обычно имеют неправильную форму, и крупность их принято характеризовать средним диаметром, зависящим от длины, ширины, высоты частицы.

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 .

Условия образования полезных ископаемых (генезис) определяют их строение, характер кристаллизации, изоморфизм, скорость и степень окисления и электронные свойства минералов. Например, руды, образующиеся в результате раскристаллизаций расплавленных магм или осаждения минералов из горячих водных растворов, отличаются плотностью, крупнокристаллическим строением и не имеют пор. Окисленные же руды, образовавшиеся в процессе окисления и выщелачивания руд, характеризуются обычно мелкокристаллическим строением и большим числом пор, заполненных охристо-глинистым материалом. При измельчении таких руд охристо-глинистый материал образует большое количество так называемых «первичных» шламов, оказывающих вредное влияние на процесс обогащения.

Генезисом определяется также содержание изоморфной примеси в минералах. Значительное изменение содержания изоморфного, например, железа в цинковой обманке, пентландите, молибдена в шеелите, марганца в вольфрамите оказывает существенное влияние на необходимые условия активации и депрессии изоморфных разновидностей минерала. Изоморфизм – основная причина наличия в рудах легко- и труднофлотируемых разновидностей одного и того же минерала.

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

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

В результате этого возрастают трудности депрессии пустой породы, предотвращения вредного влияния шламов и получения богатых концентратов.

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

Магнитные свойства минералов проявляются в магнитном поле. Мерой оценки магнитных свойств минералов служит их магнитная проницаемость и связанная с ней магнитная восприимчивость. Магнитные свойства определяются в основном химическим составом и отчасти структурой минералов. По магнитной восприимчивости и характеру зависимости магнитных свойств от напряженности внешнего магнитного поля минералы делятся на диа-, пара- и ферромагнитные.

Диамагнитные минералы имеют отрицательную магнитную восприимчивость, их намагниченность 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.

Минералы-парамагнетики характеризуются наличием в их составе ионов с неспаренными электронами, 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. К минералам-парамагнетикам относятся: ильменит, гематит, хромит, вольфрамит, сидерит, пирролюзит и железосодержащие силикаты. Намагниченность минералов-парамагнетиков увеличивается с ростом напряженности магнитного поля и уменьшается при нагреве. Значительного изменения магнитной восприимчивости некоторых из них можно достигнуть осуществле-

нием термохимического процесса. Например, кратковременным обжигом можно существенно увеличить магнитную восприимчивость сфена, рутила и лейкоксена (по данным В.И. Ревнивцева).

Минералы-ферромагнетики 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. Минералы-ферромагнетики характеризуются высоким положительным значением магнитной восприимчивости 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.

Различия магнитных свойств минералов используют для разделения их методами магнитного обогащения.

Электрические свойства минералов характеризуются электропроводностью и диэлектрической проницаемостью. Мерой электропроводности служит удельное электрическое сопротивление и удельная электропроводность. По величине удельного электрического сопротивления и типу электронного строения все минералы подразделяют на проводники, полупроводники и диэлектрики. Различия электрических свойств минералов используют 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 заря-

жании 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); пирозлектрической 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).

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

Цвет минералов разнообразен. Различие в цвете используется при ручной рудоразборке или породовыборке из углей и других видах обработки.

Блеск минералов определяется характером их поверхностей. Различие в блеске можно использовать, как и в предыдущем случае, при ручной рудоразборке или породовыборке из углей или при других видах обработки.

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. Слабая радиоактивность сильвина, 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 или нейтронное излучение, используется для разделения радиоактивных и не обладающих радиоактивностью минералов методом авторадиметрической сепарации. Благодаря высокой селек-

тивности авторадиметрическая сепарация является основным способом обогащения руд урана.

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 возбуждающей энергии ультрафиолетового или видимого света (фотолюминесценция), рентгеновского и катодного облучения (рентгено- и катодолюминесценция), под воздействием электромагнитного поля (электролюминесценция), химических реагентов (хемолюминесценция), при механических деформациях (триболюминесценция) и изменении температуры (термолюминесценция).

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.

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, алмаз, галит, фотоабсорбционным методом (ФАМ).

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 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 методом (ИФМ).

В результате взаимодействия радиоволнового излучения ($\lambda = 10^5 \dots 10^{14}$ мм) 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 радиомангнитного 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 методом (ИРМ).

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, магнезитовых, 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 методом (РДМ).

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.

1.3. Подготовка полезных ископаемых к переработке и обогащению

Обогатимость полезного ископаемого зависит от большого числа параметров, определяющих его качество. При этом месторождение дифференцируется по отдельным типам и сортам руд.

Технологический тип полезного ископаемого (руды) принципиально отличается от других вещественным составом, технологическими свойствами и требует переработки по особой технологической схеме.

Технологический сорт полезного ископаемого (руды) имеет общую для данного типа схему переработки, но с различными режимами отдельных операций и процессов.

Жесткая связь циклов добычи и обогащения полезных ископаемых обеспечивает получение максимальной общей эффективности горно-обогатительного комплекса только при соблюдении следующих обязательных условий по качеству руд и россыпей, поступающих на обогащение:

1) максимально возможное удаление породы из крупнокусовой и дробленной горной массы, чтобы снизить бесполезные энергетические, капитальные и эксплуатационные затраты на дробление,

измельчение и обогащение, обеспечить более полное раскрытие сростков минералов и за счет этого повысить качество концентратов, извлечение в них ценных компонентов и комплексность использования сырья;

2) раздельная добыча и переработка технологически несовместимых сортов полезных ископаемых. Раздельная добыча и переработка технологических сортов руд позволяет (по сравнению с их валовой выемкой и переработкой) резко повысить показатели обогащения, комплексность использования сырья, в том числе извлечение благородных металлов: золота и серебра из медных, медно-цинковых и полиметаллических руд, платины и платиноидов – из медно-никелевых руд;

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

Выполнение перечисленных условий по качеству полезных ископаемых, поступающих на обогащение, достигается на основе взаимодействия геологов, горняков и обогатителей.

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

- предварительным технологическим изучением руд месторождения, в результате которого должно быть осуществлено технологическое картирование месторождения;
- перспективным планированием и оперативным управлением качеством руды в процессе горно-транспортных работ;
- разделением технологических типов руд путем их селективной выемки из недр и раздельного транспортирования;

- дезинтеграцией руды путем дробления (иногда с промывкой) каждого технологического сорта;
- рудничным и фабричным усреднением руды.

1.3.1. Геолого-технологическое картирование месторождений

Выделение на месторождении различных типов и сортов осуществляют в процессе геолого-технологического картирования, которое является информационной основой системы рудоподготовки.

Основная задача геолого-технологического картирования месторождений – получение достоверной технологической оценки качества полезных ископаемых в недрах, их неоднородности и сортности. В ходе его проведения на основе детального изучения вещественного состава, текстурно-структурных особенностей, физико-механических свойств и обогатимости руд, россыпей или углей по большому числу малообъемных проб выделяют, изучают и геометризуют их технологические сорта и разновидности. Результаты картирования – основа управления качеством добываемых полезных ископаемых, их используют при проектировании и эксплуатации горно-обогатительных комплексов. Они позволяют объективно оценить необходимость раздельной добычи и переработки полезных ископаемых, правильно решать задачи их усреднения, предконцентрации и управления качеством сырья. Кроме того, данные технологического картирования позволяют:

1) составить графики отработки месторождения с учетом всех особенностей вещественного состава и обогатимости руд различных участков и горизонтов, разработать и создать (применительно к этим участкам) гибкие технологические схемы и режимы, обеспечивающие получение высоких показателей обогащения и комплексное использование сырья;

2) определить запасы и возможность извлечения компонентов по каждому типу и сорту, по периодам эксплуатации, рудным телам, горизонтам и участкам месторождений;

3) разработать при проектировании горно-обогатительных предприятий обоснованные системы стабилизации качества руд при

отработке месторождения за счет усреднения руд при добыче, транспортировке, складировании, бункеровании и т.д.;

4) оценить возможности предварительной сортировки руд по концентрации извлекаемых компонентов, вещественному составу, обогатимости с выделением отвальных продуктов на стадии первичного или среднего дробления в результате разделения по плотности (в тяжелых средах или отсадкой), твердости и крупности (на грохотах), цвету, блеску, люминесценции (на фотометрических сепараторах), естественной или наведенной радиоактивности (на радиометрических сепараторах) и другим различиям в свойствах разделяемых минералов или минеральных ассоциаций;

5) оценить твердость минералов и механическую прочность агрегатов, крупность вкрапленности минералов и их взаимопрорастание, контрастность прочностных свойств компонентов руды и ее измельчаемость, учитываемые при разработке схемы рудоподготовки и оптимизации степени измельчения.

1.3.2. Усреднение качества полезных ископаемых

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

Отклонение качества полезного ископаемого от проектного приводит к отклонению технологического режима обогащения от оптимального и ухудшает показатели обогащения. Допустимые колебания показателей качества при обогащении, например, руд цветных, редких, черных металлов и горно-химического сырья не должны превышать 5–10 % планового уровня. Более значительные колебания приводят к потере извлечения (до 30 %) ценных компонентов, снижению качества получаемых концентратов (на 5–20 % по содержанию основного компонента) и производительности фабрики (на 15–20 %).

Усреднение обеспечивается смешиванием добываемого полезного ископаемого в процессе его добычи, транспортирования, под-

готовки к обогащению и при обогащении. Для технологически совместимых полезных ископаемых производится усреднение всей валовой добычи, для технологически несовместимых – посортная добыча и усреднение. Необходимые дополнительные затраты в последнем случае многократно перекрываются прибылью от увеличения объема и повышения качества продукции за счет резко возрастающей эффективности процессов обогащения. Усреднение осуществляется по всем показателям качества, влияющим на эффективность переработки и обогащения полезных ископаемых. Так, при переработке и обогащении руд усреднение осуществляется по содержанию основных, сопутствующих компонентов и вредных примесей, соотношению минеральных форм каждого металла или элемента и крупности их вкрапленности, дробимости и измельчаемости, содержанию крупных (200–300 мм), мелких (менее 5–6 мм) классов и глинистых примесей, влажности и другим показателям, отрицательно влияющим на результаты обогащения. К показателям качества, подлежащим усреднению при переработке и обогащении углей, относятся их обогатимость, гранулометрический состав, зольность, влажность, выход летучих, спекаемость и т.д., колебания которых наблюдаются даже в пределах одного горнодобывающего предприятия, например, при разработке нескольких угольных пластов на различных участках и горизонтах шахтного поля.

Основа внутрирудничного усреднения сырья – регулирование объемов его добычи из различных забоев. Оперативное планирование процесса добычи полезного ископаемого в режиме усреднения осуществляется по материалам технологического картирования и данным опробования его качества в забоях, горных выработках, во взрывных скважинах, скважинах эксплуатационной разведки и т.д. Организация селективной добычи полезного ископаемого, сортировки его в забоях, повышает эффективность внутрирудничного усреднения, но снижает технико-экономические показатели работы горного цеха. Забои не могут в этом случае работать на полную мощность, так как их производительность будет определяться количеством полезного ископаемого, необходимого в данный момент

для получения требуемого среднего качества всей добытой горной массы по руднику или шахте. Это приводит к неполной загрузке и простоям механизмов, снижению производительности труда.

Повышение эффективности внутрирудничного усреднения и технико-экономических показателей работы горного цеха обеспечивается посредством использования промежуточных перегрузочных складов, например, сырой руды для внутрирудничного усреднения.

Усреднение в процессе добычных работ, как правило, бывает эффективным только для относительно коротких периодов времени – смены, в редких случаях – для суток. Это объясняется тем, что усредняющие емкости, в которых происходит перемешивание добытого полезного ископаемого, имеют весьма ограниченные размеры. Кроме того, внутрирудничное усреднение может быть более или менее эффективным только в пределах одного рудника или шахты. Поэтому его следует рассматривать как важную, но первую стадию в общей системе управления качеством добываемых полезных ископаемых.

Усреднительные склады, оснащенные специальным оборудованием и обеспечивающие эффективное усреднение больших объемов сырья (крупностью до 150 мм), получили преимущественное развитие на современных горно-обогажительных предприятиях. Кроме усреднения склад выполняет также роль буферной емкости между горным цехом и обогажительной фабрикой с аварийным 1–5 суточным запасом сырья. Кроме этого, технологическая и организационная независимость фабрики от горного цеха позволяет стабилизировать режим ее работы, обеспечить равномерную загрузку всех ее технологических звеньев и увеличить производительность фабрики, снизить издержки производства, получить за счет повышения однородности перерабатываемого сырья максимально возможные показатели по извлечению ценных компонентов, качеству концентратов и комплексности использования сырья.

Наиболее распространенные способы усреднения на открытых (в зонах с жарким или мягким климатом) или закрытых (в северных районах) складах основаны на укладке усредняемого материала

в штабели тонкими параллельными слоями с последующим забором материала из штабеля в направлении, перпендикулярном простира- нию слоев. Укладку ведут как наклонными, так и горизонтальными слоями.

Наибольшее распространение усреднение в бункерах получило на углеобогачительных фабриках, особенно при отсутствии усред- нительных складов.

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

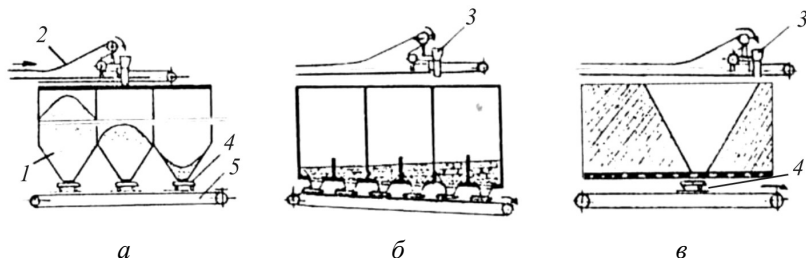


Рис. 1. Схемы усреднительных бункеров обычного типа (а), с переменной высотой бункерных ячеек (б) и со щелевидным выпускным отверстием (в)

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

К недостаткам бункерного усреднения относят недостаточную однородность полезного ископаемого, обусловленную как частичным перемешиванием лишь смежных слоев, а также значительные капитальные затраты при сооружении усреднительных бункеров большой емкости. Недостатком обычных бункерных усреднительных установок является также периодичность их работы, связанная

с необходимостью полного опорожнения бункеров перед загрузкой их очередной партией материала. Этот недостаток может быть устранен следующим образом:

- посредством использования бункера с переменной высотой по его длине (рис. 1, б), благодаря чему при работе всех питателей на сборный конвейер поступает материал из разных слоев укладки, которая ведется непрерывно послойно по всей длине бункера;

- с помощью бункера (рис. 1, в), выпускное отверстие которого представляет собой щель, открываемую только над находящимся под ней передвижным питателем 4. Непрерывная загрузка бункера тележкой 3 и разгрузка его питателем 4 осуществляются диагональными слоями под углом 90° друг к другу. По мере передвижения питателя 4 передвигается и тележка 3; за счет организации разгрузки обычного бункера (см. рис. 1, а) системой одновременно работающих питателей при автоматическом регулировании количества руды или угля (с учетом их качества), поступающего с отдельных питателей. С увеличением числа питателей суммарная эффективность усреднения возрастает.

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

- отделить значительную часть пустой породы из крупнодробленого полезного ископаемого и за счет этого снизить удельные затраты на последующие дробление, измельчение, обогащение и тем самым себестоимость переработки сырья;

- расширить сырьевую базу месторождений посредством вовлечения в переработку забалансовых полезных ископаемых и резко снизить стоимость их добычи за счет применения более эффективных систем отработки, но связанных со значительным разубоживанием;

- получить и вывести из процесса иногда уже на предварительной стадии обогащения часть материала в виде готовой продукции, при одновременном повышении сортности основной продукции, общего извлечения полезных компонентов и снижении се-

бестоимости обогащения; в качестве товарного продукта могут быть использованы и хвосты предварительной концентрации руд, например, как строительный материал или заполнитель бетона, закладочный материал и т.п.;

- разделить руды (например, на сплошные и вкрапленные) и обеспечить их усреднение по сортам, раздельная переработка которых всегда эффективнее;

- решить некоторые технологические проблемы выделения в отдельную фракцию вредных примесей, удаление которых (например, перед флотацией) существенно повышает извлечение полезных компонентов и качество концентратов;

- снизить расходы на транспортировку сырья на обогатительную фабрику при предварительной концентрации руд на руднике.

По изложенным причинам около 30 % всего объема, например, руд цветных металлов подвергается предварительной концентрации. Наиболее широкое применение для предварительной концентрации полезных ископаемых получил процесс разделения в тяжелых суспензиях.

1.4. Классификация методов и процессов обогащения

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

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:

1. 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.

2. Процессы разрушения минеральных комплексов – дробление, измельчение и дезинтеграция, обеспечивающие раскрытие (разъединение) минералов перед их разделением. 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.

3. 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.

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 методам обогащения относятся:

1. Гравитационные методы обогащения, основанные на различии в плотности разделяемых минеральных зерен, вызывающем различный характер их движения в воздухе или жидкости под действием силы тяжести или центробежных сил и сил сопротивления среды.

2. Магнитные методы обогащения, основанные на различии в магнитной восприимчивости минералов, вызывающем различные траектории их движения в магнитном поле.

3. Электрические методы обогащения, основанные на различии в электропроводности минералов и способности их приобретать под действием тех или иных физических факторов неодинаковые по величине и знаку электрические заряды.

4. Радиометрические методы обогащения, основанные на различиях минералов в цвете, блеске, прозрачности, естественной и наведенной радиоактивности, люминесценции, флюоресценции и других их спектроскопических и радиоспектроскопических свойствах.

5. 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.

6. 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 последующем 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 опе-

рацию бактериального выщелачивания, осуществляемого с использованием микроорганизмов.

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: внутризаводской транспорт сырья и продуктов обогащения, водо- и электроснабжение, снабжение сжатым воздухом, технический контроль, механизация, автоматизация и т.п.

1.5. Технологические схемы обогащения

Технологической схемой обогащения называют графическое изображение последовательности технологических операций при обогащении полезных ископаемых. Ее разновидностями в зависимости от характера приводимой на схеме информации являются:

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

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. Получаемые в ходе перечистных и контрольных операций продукты называются промежуточными (пропродуктами) и направляются в предыдущую технологическую операцию или перерабатываются отдельно.

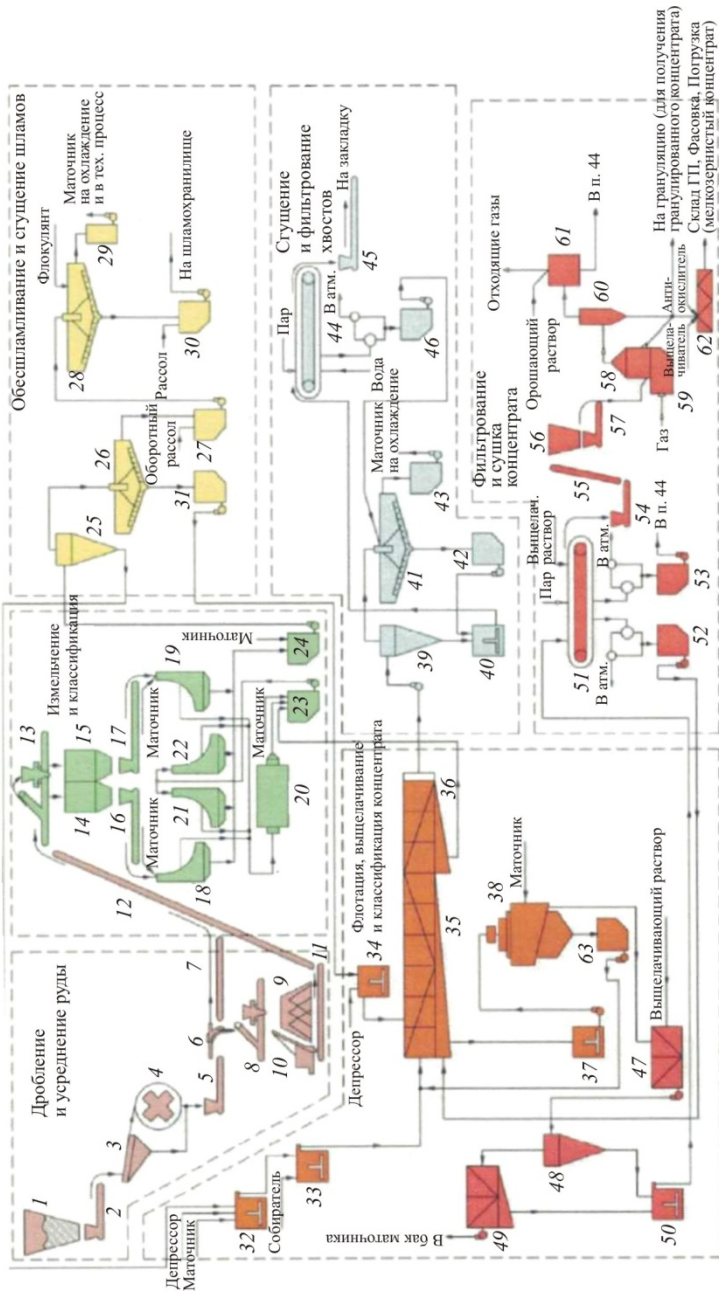


Рис. 2. Схема обогащения калийной руды на флотационной фабрике: 1 – бункер крупной руды; 2 – дозатор-питатель; 3 – грохот; 4 – молотковая дробилка; 5 – дозатор-формирователь; 6 – распределительная камера с секторными шиберами; 7 – ленточный конвейер; 8 – тележка-конусоукладчик; 9 – склад дробленой руды; 10 – кратцер-кран; 11 – конвейер со склада руды; 12 – конвейер подачи руды на измельчение; 13 – конвейер со сбрасывающей тележкой; 14, 15 – приемные бункера дробленой руды; 16, 17 – ленточные дозаторы; 18, 19 – грохота предварительной классификации; 20 – стержневая мельница; 21, 22 – грохота поверочной классификации; 23 – насосный зумпф разгрузки мельницы; 24 – насосный зумпф; 25 – гидроциклон; 26 – гидросепаратор; 27 – насосный зумпф; 28 – сгуститель шламов; 29 – бак-сборник маточного раствора; 30 – насосный зумпф разгрузки сгустителя; 31 – насосный зумпф разгрузки гидросепаратора; 32, 33, 34 – контактные чаны; 35 – флотомашина основной флотации; 36 – флотомашина контрольной флотации; 37 – бак-сборник; 38 – пневмоэжекторная флотомашина; 39 – гидроциклон хвостов; 40 – бак-смеситель; 41 – сгуститель хвостов; 42 – насосный зумпф разгрузки хвостов; 43 – бак-сборник маточного раствора; 44 – ленточный вакуум-фильтр; 45 – ленточный дозатор-формирователь; 46 – бак-сборник маточного раствора; 47 – выщелачивающая камера; 48 – гидроциклон; 49 – флотомашина для сгущения; 50 – бак-сборник пульпы концентрата; 51 – ленточный вакуум-фильтр; 52, 53 – насосные зумпфы; 54 – ленточный дозатор-формирователь; 55 – конвейер подачи кека концентрата на сушилку; 56 – бункер кека концентрата; 57 – дозатор; 58 – аппарат кипящего слоя; 59 – топка аппарата кипящего слоя; 60 – циклон сухой очистки; 61 – КОП; 62 – шнековый смеситель; 63 – насосный зумпф разгрузки флотомашин

Операции дробления и измельчения называются стадиями. При одностадиальном дроблении или измельчении исходный продукт доводится до необходимой для последующего измельчения или обогащения крупности в один прием: при двухстадиальном – в два последовательных приема и т.д.

Процесс разделения исходного материала на два или несколько классов имеет общее название – классификация по крупности. Такое разделение может осуществляться двумя основными способами: грохочением и классификацией в водной или воздушной среде.

2. ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ

2.1. Грохочение

Грохочение – это процесс разделения материалов на классы крупности, осуществляемый на просеивающих поверхностях.

Просеивающие поверхности изготавливаются из разных материалов и имеют сквозные отверстия различной формы и размеров.

Сущность процесса грохочения заключается в том, что частицы исходного питания размерами меньше отверстий сита под действием силы тяжести и колебаний грохота проходят через эти отверстия. Частицы размерами больше отверстий сита остаются на нем и удаляются с грохота (рис. 3).

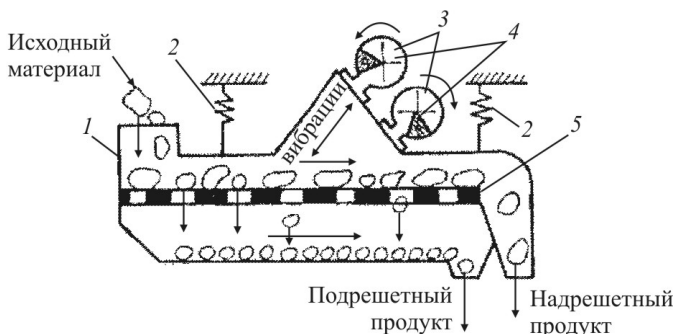


Рис. 3. Принципиальная схема грохота: 1 – короб;
2 – амортизаторы; 3 – вибровозбудитель;
4 – дебалансы; 5 – сито

Материал, поступающий на грохочение, называется исходным, остающийся на сите – надрешетным (верхним) продуктом, проваливающийся через отверстия сита – подрешетным (нижним) продуктом.

При последовательном просеивании материала на n ситах получают $n + 1$ продуктов. В этом случае один из продуктов предыдущего просеивания служит исходным материалом для последующего просеивания.

Последовательный ряд абсолютных значений величин отверстий сит (от больших к меньшим), применяемых при грохочении, называется шкалой грохочения или классификации.

Модуль шкалы классификации – постоянное отношение размера отверстий предыдущих сит к размеру отверстий последующих. Например, для шкалы классификации 100; 50; 25; 12,5; 6,25 мм модуль равен 2 ($100/50 = 50/25 = 25/12,5 = 12,5 / 6,25$).

Размер d наибольших зерен (кусков) подрешетного продукта такой же, как и размер отверстий сита, через которое осуществляется просеивание материала. Соответственно обозначают: подрешетный продукт $-d$ (минус d); надрешетный продукт $+d$ (плюс d).

Классом крупности называется материал, прошедший через сито с отверстиями d_1 и оставшийся на сите с отверстиями d_n , причем $d_n < d_1$. Крупность класса обозначают: $-d_1 + d_2$ или $d_1 - d_2$, или $d_2 - d_1$. Например, класс $-25 + 10$ мм, класс $25 - 10$ мм, класс $10 - 25$ мм.

Операции грохочения широко применяются на обогатительных фабриках и сортировках при производстве строительных материалов, а также в химической, абразивной и многих других отраслях промышленности.

В зависимости от назначения грохочение бывает самостоятельным, подготовительным, вспомогательным и с целью обезвоживания.

Самостоятельное грохочение – процесс разделения материала на продукты заданной крупности, являющиеся конечными товарными продуктами, предназначенными для отправки потребителям.

Подготовительное грохочение – процесс разделения материала на два или несколько классов, подвергаемых отдельной переработке на данной фабрике, например, перед отдельным обогащением классов крупности на различных аппаратах.

Вспомогательное грохочение предусматривается в схемах дробления и измельчения с целью выделения мелких классов, не подлежащих дроблению (измельчению).

Грохочение с целью обезвоживания – операция обезвоживания на грохотах продуктов обогащения или обесшламливание материала перед дальнейшим обогащением.

В некоторых случаях грохочение преследует цель обогащения полезного ископаемого и часто называется избирательным грохочением. В результате такого грохочения получают продукты, отличающиеся не только по крупности, но и по содержанию в них ценного компонента. При избирательном грохочении не используются различия в физических свойствах отдельных компонентов, входящих в состав ископаемого сырья, например, различие в твердости и крепости или в форме кусков ценного компонента и пустой породы. При добыче, транспортировании и дроблении такого сырья в продуктах разной крупности будет неодинаковое содержание полезного минерала.

По способу выделения машинных классов различают следующие виды грохочения:

- сухое – без применения обрабатывающей среды или с применением в ее качестве специально подаваемого воздуха;
- мокрое, или гидрогрохочение – с применением в качестве обрабатывающей среды специально подаваемой воды;
- комбинированное – последовательное сочетание сухого и мокрого грохочения.

Просеивание зерен нижнего класса сыпучего материала сквозь сито можно рассматривать как операцию, состоящую из двух стадий: зерна нижнего класса должны пройти сквозь слой зерен верхнего класса, чтобы достигнуть поверхности сита; зерна нижнего класса должны пройти через отверстия сита. Осуществлению обеих стадий помогает соответствующий характер движения короба грохота, приводящий слой зерен на сите в разрыхленное состояние и освобождающий сито от зерен, застрявших в его отверстиях.

При встряхивании короба в слое зерен, лежащем на сите, происходит их сегрегация (расслоение по крупности), причем наиболее крупные зерна оказываются в верхнем слое, а наиболее мелкие – в нижнем.

2.1.1. Конструкции грохотов

Различие отдельных типов грохотов заключается в способе разрыхления материала на просеивающей поверхности грохота. По конструкции грохоты подразделяют на неподвижные плоские и кри-

волинейные, валковые, барабанные, плоские качающиеся, гирационные и инерционные с круговыми движениями, вибрационные с прямолинейными возвратно-поступательными движениями – резонансные.

В практике обогащения наибольшее распространение получили вибрационные грохоты, так как они имеют высокую производительность и эффективность грохочения.

Неподвижные грохоты. Представляют собой наклонные решета, собранные из колосников, образующих между собой продольные щели (рис. 4). Размер между колосниками составляет не менее 50 мм, угол наклона при грохочении руды 40–50°, угля – 30–35°. Во время движения более мелкий материал проваливается через щели между колосниками, а надрешетный продукт разгружается в конце решета. Эффективность грохочения неподвижных колосниковых грохотов низкая и обычно изменяется в пределах 50–60 %. Применяют их чаще для крупного и реже для среднего грохочения, когда допустима пониженная эффективность грохочения.

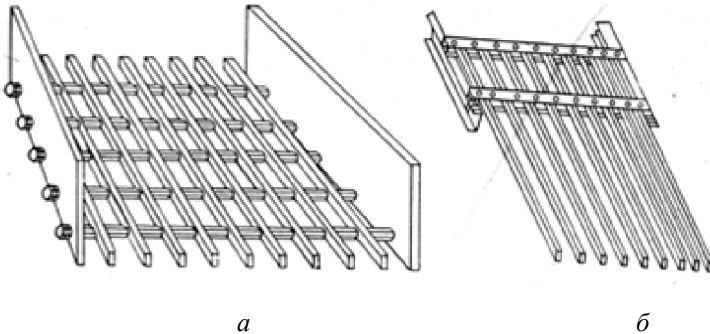


Рис. 4. Грохоты неподвижные: *а* – колосниковый; *б* – колосниковый консольный

Подвижные (механические) грохоты. На углеобогащительных фабриках получили распространение цилиндрические барабанные грохоты (ГЦЛ) с просеивающей поверхностью, выполненной в виде многозаходной спирали, расстояние между витками которой определяет размер кусков подрешетного продукта. Грохоты ГЦЛ приме-

няют в операциях предварительного грохочения при размерах щели спиралей от 50 до 200 мм. К вибрационным грохотам с прямолинейными колебаниями (вибрациями) относят самобалансные грохоты (рис. 5, 6). Отличительная их особенность – простота установки и универсальность.

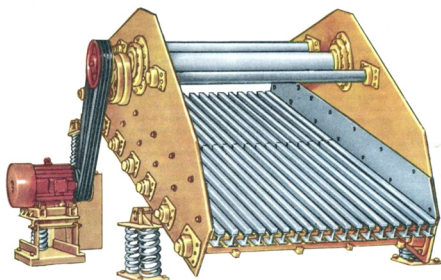


Рис. 5. Грохот самобалансный (самосинхронизирующий)

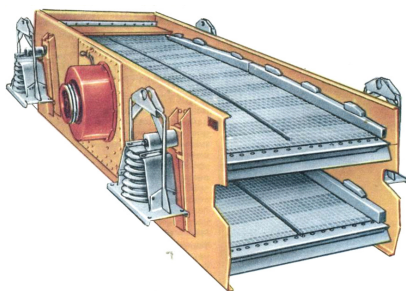


Рис. 6. Инерционный грохот для щебня и гравия

Грохот имеет горизонтальный или наклонный короб с одним (или несколькими) ситом, подвешенный или установленный на амортизаторах (пружинах). Колебания коробу придает самобалансный вибровозбудитель, закрепленный на коробе. Самобалансный вибровозбудитель состоит из корпуса, в котором на двух параллельных валах размещены два цилиндрических зубчатых колеса с равным числом зубьев и одинаковым дебалансом. Благодаря этому валы вращаются с одинаковой частотой в противоположном направлении. Материал, находящийся на сите грохота, энергично подбрасывается и просеивается.

Самобалансные грохоты применяют для грохочения руды, обезвоживания угля, горючих сланцев, операций мокрой классификации, отделения суспензии от продуктов разделения в тяжелых средах.

Самобалансные грохоты имеют малые габариты по высоте, сравнительно небольшую металлоемкость (600–900 кг на 1 м² рабочей поверхности), они просты и надежны в эксплуатации, отличаются эффективным режимом грохочения.

Недостатком самобалансного вибратора является его сложность: четыре подшипника для двух валов, пара зубчатых колес, герметичный корпус с масляной ванной.

Криволинейные и плоские грохоты. Дуговые сита применяются для мокрого грохочения и обезвоживания при размерах отверстий сит 0,3–3 мм. Принцип действия дугового сита показан на рис. 7.

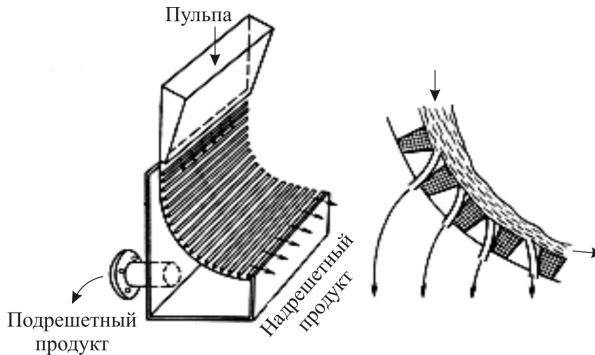


Рис. 7. Принцип действия дугового сита

Рабочее сито представляет собой часть цилиндрической поверхности радиусом 500–1200 мм с центральным углом 90–270°. Сито щелевое набирают из проволок нержавеющей стали трапециевидного сечения. У классификационных дуговых сит щели между проволоками расположены поперек потока пульпы, а у обезвоживающих сит – вдоль потока. Пульпа подается на сито в верхнем конце тангенциально и подвергается воздействию центробежной силы инерции и силы тяжести. В результате давления, вызванного этими силами, часть потока проходит через отверстия сита, унося с собой мелкие зерна материала.

Дуговые сита широко применяют для обесшламливания угля и классификации шлама, также на рудных обогатительных фабриках для классификации в цикле измельчения.

2.1.2. Технологические параметры процесса грохочения

Основными технологическими параметрами, влияющими на процесс грохочения, являются влажность, гранулометрический состав исходного материала, наличие комкующих примесей.

Конструкции просеивающих поверхностей зависят от технологического назначения грохота и условий его работы. В качестве просеивающей (рабочей) поверхности грохотов применяют колосниковые решетки, листовые сита (решета) и проволочные сети.

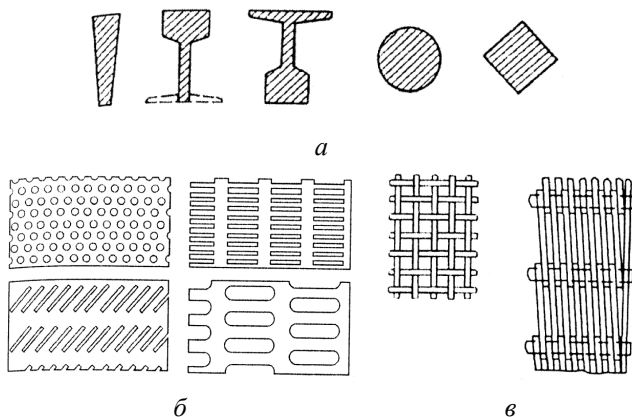


Рис. 8. Просеивающие поверхности грохотов: *а* – поперечные сечения колосников; *б* – листовые решета; *в* – проволочные сита

Колосниковые решетки применяют преимущественно для крупного и иногда для среднего грохочения как в неподвижных, так и в подвижных грохотах. Решетки собирают из стержней и колосников различной формы параллельными рядами. Часто решетки собирают на месте из рельсов, сварных металлических балок и т.п.

Листовые решета применяют для среднего грохочения. Они представляют собой стальные листы с просверленными или проштампованными в них отверстиями различной формы. Во избежание забивания отверстий сита их делают в колосниковых и листовых решетках расширяющимися книзу. Толщина листа равна 4–6 мм при размере отверстий менее 10 мм и 8–10 мм для отверстий 30–

60 мм. В последнее время начали применять резиновые листовые решетки с квадратными и прямоугольными отверстиями. Они износоустойчивы, меньше забиваются, ниже уровень шума.

Проволочные сита применяют главным образом для мелкого грохочения. Сита бывают тканые, плетеные, струнные и шпальтовые. Тканые и плетеные сита изготавливают преимущественно с квадратными прямоугольными отверстиями размером от 100 до 0,04 мм из стальной, латунной, бронзовой, медной или никелевой проволоки. В последнее время производят резиновые, капроновые и капроносталевые сита.

Отношение суммарной площади отверстий к общей площади просеивающей поверхности называют коэффициентом живого сечения.

Основными показателями работы грохота являются его производительность и эффективность грохочения. Эти показатели всегда взаимосвязаны. Производительность различных грохотов можно сравнивать при условии, что они обуславливают одинаковую эффективность грохочения. Обычно считается, что от ширины грохота зависит его производительность, а от длины – эффективность грохочения.

Для колосниковых решеток и листовых решет коэффициент живого сечения не превышает 40–50 %, для проволочных сит он доходит до 70 %. Для самых мелких (контрольных) сеток, проволоку для которых изготавливают из сплавов цветных металлов (латунь, бронза), коэффициент живого сечения изменяется от 32,5 % для сетки 0,04 мм до 70 % для сетки 2,5 мм. С уменьшением живого сечения, но при одних и тех же размерах ячеек производительность грохота уменьшается, однако срок службы сеток увеличивается, так как для более плотных сеток применяется проволока большего диаметра. В процессе грохочения практически невозможно бывает достичь полного отделения мелкого материала от крупного. В надрешетном продукте всегда остается некоторая доля не просеявшегося мелкого материала. Для количественной оценки полноты отделения мелкого материала от крупного введено понятие эффективности грохочения.

2.2. Классификация

Классификацией называют процесс разделения смеси мелких частиц разных размеров, формы и плотности на отдельные классы по скорости осаждения частиц в потоке воды или газа.

Цель классификации, как и грохочения, – получение классов с определенным диапазоном крупности зерен. Классификация принципиально отличается от грохочения тем, что каждый класс, получаемый при классификации, содержит одновременно крупные зерна легких минералов и мелкие зерна тяжелых минералов, имеющих одинаковые скорости падения в воде.

Крупность материала, подвергаемого классификации, не превышает 13 мм для углей и 3–4 мм для руд.

В зависимости от назначения классификация бывает самостоятельной, подготовительной и вспомогательной.

Самостоятельная классификация – процесс разделения на продукты заданной крупности, являющиеся конечными товарными продуктами, которые предназначены для отправки потребителям.

Подготовительная классификация – разделение материала на два или более классов, подвергаемых отдельной переработке на данной фабрике, например, перед отдельным обогащением классов крупности на различных аппаратах.

Вспомогательная классификация – в схемах дробления и измельчения с целью выделения мелких классов, не подлежащих дроблению или измельчению, и для обезвоживания продуктов.

Наиболее распространена гидравлическая классификация, когда разделение смеси минеральных частиц на классы различной крупности по скоростям их падения в жидкой среде. Гидравлическая классификация может быть в горизонтальном или восходящем потоке с разделением частиц в условиях свободного или стесненного падения под воздействием силы тяжести или центробежных сил.

2.2.1. Теоретические основы и процессы гидравлической классификации

Теоретическими основами гидравлической классификации являются закономерности падения минеральных зерен в воде.

Скорость падения частиц в среде зависит от их размеров, формы, плотности зерна и плотности среды. Более крупные частицы с большой плотностью падают быстрее, чем мелкие с малой плотностью. Однако скорость падения крупной частицы с большой плотностью может значительно уменьшиться, если она имеет плоскую форму, так как в этом случае возрастает сопротивление среды.

Различают два основных вида сопротивления среды: динамическое и вязкостное. На скорость падения частиц при гидравлической классификации влияют оба вида сопротивления, но степень их проявления при падении различных зерен неодинакова. При падении крупных частиц с большой скоростью преобладает динамическое сопротивление, а при падении мелких частиц – вязкостное. Скорость стесненного падения частиц всегда меньше скорости свободного падения и зависит от вязкости среды, которая увеличивается с увеличением содержания в ней твердых частиц.

Законы свободного и стесненного падения частиц использованы при разработке процессов гравитационного обогащения, гидравлической классификации и осветления шламовых вод.

Процессы гидравлической классификации. Практически гидравлическая классификация осуществляется в непрерывно восходящих или горизонтально и наклонно текущих потоках воды. Во всех случаях при гидравлической классификации отдельные минеральные зерна будут двигаться со скоростью, равной равнодействующей скорости потока воды и скорости падения каждого зерна.

Различают две схемы классификации. Если вначале выделяется крупный класс и скорости восходящих потоков для выделения последующих более мелких классов постепенно уменьшаются, то такую схему называют классификацией от крупного к мелкому.

Если же вначале выделяется более мелкий продукт, а для получения из оставшегося продукта следующих более крупных классов

скорости восходящих потоков постепенно увеличиваются, то эту схему называют классификацией от мелкого к крупному.

Граничным зерном называют зерно, по размеру которого минеральную смесь разделяют на классы.

Гидравлическая классификация в восходящем потоке воды. Схема разделения материала по крупности при гидравлической классификации показана на рис. 9.

В вертикально установленной трубе имеется непрерывно восходящий поток воды, движущийся с заданной скоростью $v_{ж}$. Внутри трубы поступает смесь зерен различной крупности. Скорость падения зерен в неподвижной водной среде при прочих равных условиях (плотности зерен и форме) будет зависеть только от их размеров: чем крупнее зерна, тем больше их скорость.

При попадании в восходящий водный поток смесь зерен разделяется на два продукта. Относительно крупные частицы, скорость падения которых больше скорости восходящего потока, опускаются в нижнюю часть трубки. Этот продукт называют «пески». Более мелкие частицы, скорость падения которых меньше скорости восходящего потока воды, увлекаются этим потоком вверх и выносятся из трубки. Этот продукт называют «слив».

При попадании в восходящий водный поток смесь зерен разделяется на два продукта. Относительно крупные частицы, скорость падения которых больше скорости восходящего потока, опускаются в нижнюю часть трубки. Этот продукт называют «пески». Более мелкие частицы, скорость падения которых меньше скорости восходящего потока воды, увлекаются этим потоком вверх и выносятся из трубки. Этот продукт называют «слив».

В реальных условиях, поскольку частицы имеют различные не только размеры, но и плотность и форму (отличную от шарообразной), закономерность распределения частиц по продуктам разделения имеет более сложный характер.

Гидравлическая классификация в горизонтальном потоке пульпы. Принцип разделения частиц пояснен на рис. 10. Зерно 1 движется в потоке со скоростью, которая определяется горизонтальной скоростью потока v_0 и конечной скоростью падения зерна (v_3).

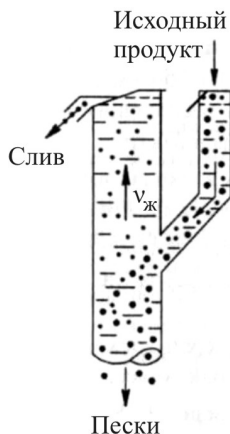


Рис. 9. Схема классификации в восходящем потоке

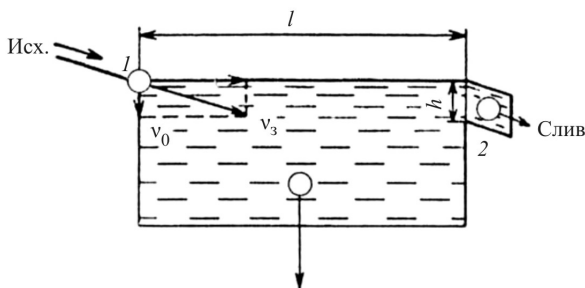


Рис. 10. Схема классификации в горизонтальном потоке пульпы

Более мелкие зерна не успеют опуститься на глубину h за время прохождения потоком пульпы расстояния l и уйдут со сливом через порог 2. Крупные зерна останутся в классифицирующем устройстве.

Для оценки процесса гидравлической классификации осуществляют рассев продуктов классификации на ситах.

2.2.2. Классификаторы

Классификатор – аппарат для разделения исходного материала на два и более класса по крупности без применения просеивающей поверхности. Осуществляемый процесс разделения основан на различии скоростей стесненного падения крупных и мелких частиц, взвешенных в покоящейся или движущейся среде. В классификаторе пульпа разделяется на два или несколько продуктов (фракций) различной крупности. При разделении на два продукта более крупный продукт носит название песковой фракции (сокращенно – песков), а более мелкий называется сливом. Разделение на три и более продукта (фракции) производится в многопродуктовых классификаторах.

По принципу действия классификаторы делятся на гравитационные, разделение в которых происходит под действием гравитационных сил (пирамидальные, конические, элеваторные, скребковые), и центробежные, разделение частиц в которых происходит с использованием действия центробежных сил (гидроциклоны, дуговые грохоты).

В зависимости от конструктивного типа классификатора движение пульпы (или добавляемой воды) может быть направленным по вертикали, горизонтали, по оси классификатора или по пространственной спирали.

Механический спиральный классификатор (рис. 11) состоит из наклонного корыта *1*, в котором помещены один или два вращающихся вала *2* с насаженными на них спиралями *3*.

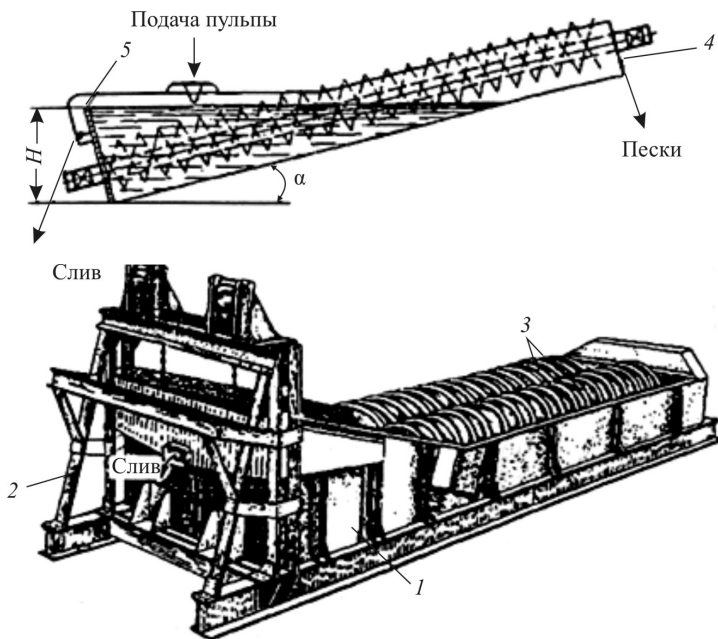


Рис. 11. Механический спиральный классификатор

Разделение осуществляется в горизонтальном потоке на крупную фракцию – пески и на мелкую – слив.

Исходный материал поступает в нижнюю часть классификатора через приемный карман в боковой стенке корыта ниже зеркала находящейся в нем пульпы. Крупные частицы (пески) оседают на дно корыта и вращающейся спиралью перемещаются в верхнюю часть классификатора к разгрузочному отверстию *4*. Тонкие частицы в виде пульпы переливаются через сливной порог *5*.

Спиральные классификаторы характеризуются простотой устройства и обслуживания, надежностью в работе, высокой производительностью.

Равномерное и спокойное вращение спиралей обеспечивает хорошие условия для классификации материала и выдачи чистого слива повышенной плотности.

Заводами выпускаются спиральные классификаторы со спиралью диаметром от 0,3 до 3 м и длиной корыта от 2,9 до 15,1 м.

Гидроциклоны – аппараты для гидравлической классификации тонкоизмельченных материалов в центробежном поле, создаваемом в результате вращения пульпы.

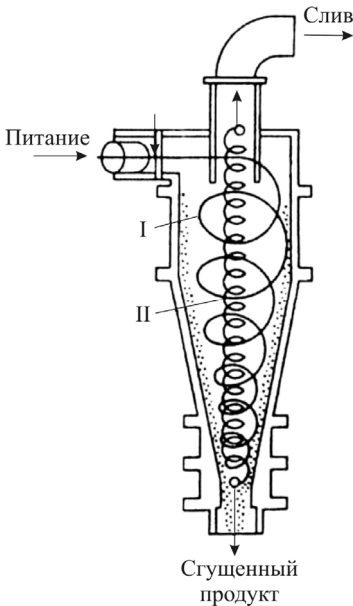


Рис. 12. Схема движения пульпы в гидроциклоне

Гидроциклон (рис. 12) представляет собой аппарат, состоящий из цилиндрической и конической частей. Внутренняя поверхность аппарата защищена от истирания абразивными частицами футеровкой из каменного (диабазового) литья, полиуретана или резины.

Цилиндрическая часть закрыта сверху крышкой, имеющей центральное отверстие, к фланцам которого болтами крепится сливной патрубок. Снизу к конической части гидроциклона также болтами крепится песковая коническая насадка. Цилиндрическая часть гидроциклона имеет патрубок, по которому под давлением подается исходный материал. Давление пульпы на входе в гидроциклон контролируется манометром.

Исходная пульпа поступает в гидроциклон (см. рис. 12) под давлением через питающий патрубок. Поскольку питающий патрубок расположен по касательной к цилиндрической части кор-

пула, пульпа получает вращательное движение. Наиболее тяжелые и крупные частицы под действием центробежной силы отбрасываются к стенкам аппарата и нисходящим спиральным потоком движутся вниз к разгрузочной насадке для песков. Мелкие же частицы вместе с водой образуют внутренний поток, который поднимается вверх и выносятся через сливной патрубок.

Производительность гидроциклонов и эффективность разделения материала зависят от многих факторов, главные из которых: давление пульпы на входе в гидроциклон; внутренние размеры сечений питающего патрубка, сливной и песковой насадок; диаметр цилиндрической части и угол конусности гидроциклона; плотность пульпы, подаваемой в гидроциклон; характеристика разделяемого материала. С увеличением диаметра гидроциклона увеличивается его объемная производительность. Однако следует учитывать, что чем меньше крупность питания, тем меньше должен быть диаметр гидроциклона.

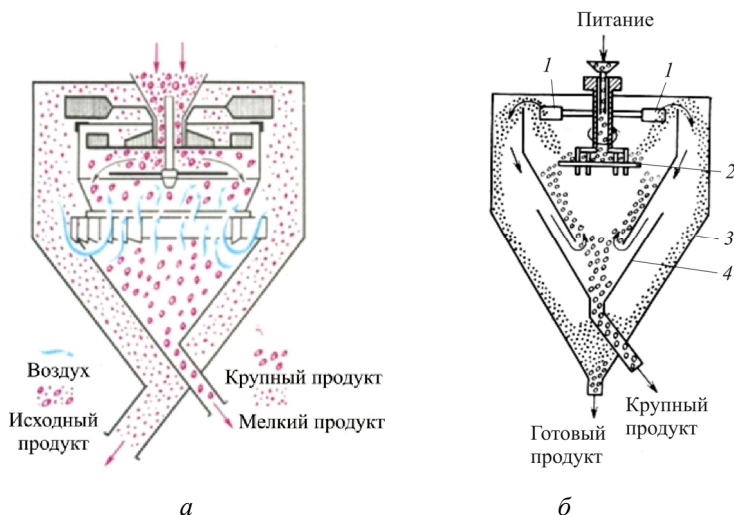


Рис. 13. Центробежный воздушный сепаратор: *а* – с внутренней циркуляцией воздуха (вращающимися тарелками); *б* – с вращающимся диском; 1 – вращающийся диск; 2 – лопасти вентилятора; 3 – наружный конус; 4 – внутренний конус

На практике четкость разделения при классификации нарушается циркуляционным движением потока, перемешиванием частиц его турбулентными вихрями и другими технологическими причинами. Поэтому в песках всегда присутствуют мелкие частицы, а в сливе – часть крупных частиц.

Аналогичным образом происходит классификация частиц в потоке воздуха (рис. 13).

2.3. Дробление

2.3.1. Теоретические основы дробления

Дробление и измельчение – процессы разрушения полезных ископаемых под действием внешних сил до заданной крупности, требуемого гранулометрического состава или необходимой степени вскрытия минералов. При дроблении и измельчении не следует допускать переизмельчения материала, так как это ухудшает результаты обогащения (тонкие частицы крупностью менее 10 мкм обогащаются неудовлетворительно) и удорожает процесс. Необходимо соблюдать принцип «не дробить ничего лишнего».

Процессы дробления и измельчения могут быть подготовительными операциями (например, на обогатительных фабриках перед обогащением полезного ископаемого) или иметь самостоятельное значение (дробильно-сортировочные фабрики, дробление и измельчение угля перед коксованием, перед пылевидным его сжиганием и т.д.).

Процессы дробления и измельчения принципиально не различаются между собой. Раскрытие минералов при дроблении и измельчении происходит вследствие разрушения кусков горных пород под действием внешних нагрузок. Для разрушения кусков руды необходимо преодолеть силы сцепления между отдельными кристаллами и внутри кристаллов. Эти силы определяют прочность горных пород, которая зависит от дефектов внутренней структуры, например, наличия внутренних ослабленных зон (трещин, включений). Условно принято считать дроблением такой процесс разрушения,

в результате которого получают продукты крупностью более 5 мм, измельчением – менее 5 мм. Первый вид разрушения осуществляется в дробилках, второй – в мельницах.

При дроблении и измельчении применяют следующие **способы разрушения**: раздавливание, раскалывание, излом, срез, истирание и удар.

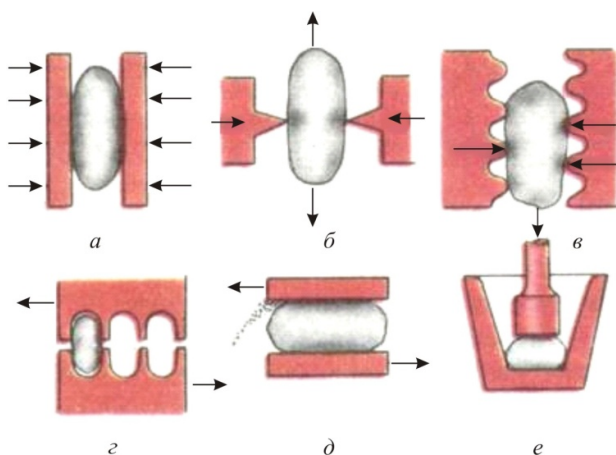


Рис. 14. Способы дробления полезных ископаемых

Способы дробления и измельчения отличаются видом основной необратимой деформации:

- раздавливание (рис. 14, *a*) – разрушение в результате сжатия куска между двумя дробящими поверхностями, наступающее после перехода напряжений за предел прочности на сжатие;
- раскалывание (рис. 14, *б*) – разрушение в результате расклинивания куска между острями дробящих поверхностей и последующего его разрыва;
- излом (рис. 14, *в*) – разрушение куска в результате его изгиба при ребристой форме дробящих поверхностей;
- срез (рис. 14, *г*) – разрушение, при котором материал подвергается деформации сдвига;
- истирание (рис. 14, *д*) – разрушение кусков скользящей рабочей поверхностью машины, при котором внешние слои куска под-

вергаются деформации сдвига и постепенно срезаются вследствие перехода касательных напряжений за пределы прочности;

- удар (рис. 14, е) – разрушение куска в результате воздействия динамических кратковременных нагрузок. Дробление ударом приводит к разрушению прежде всего по трещинам и поверхностям соприкосновения зерен отдельных компонентов.

В зависимости от свойств горных пород (прочность, хрупкость, вязкость и др.) выбирается наиболее эффективный способ внешнего силового воздействия на куски породы с целью их дробления. Например, для прочных и не хрупких пород наилучшим способом разрушения может быть раздавливание или удар. При наличии в хрупкой породе большого числа трещин предпочтительнее разрушение ударом, однако при большой вязкости пород эффективность действия удара резко снижается.

На выбор способа дробления влияют также ценность полезного ископаемого и требования к качеству дробленого продукта. Если, например, руда содержит хрупкие и ценные полезные минералы, то при ее дроблении необходимо максимально исключить эффект истирания, приводящий к переизмельчению руды и образованию труднообогатимых шламов.

По технологическому назначению различают три вида процессов дробления:

1) самостоятельное – продукты дробления являются конечными (товарными) и не подвергаются дальнейшей обработке. Например, дробление углей, горных пород для получения щебня и др.;

2) подготовительное – продукты дробления получают заданной крупности и подвергают последующей переработке. Например, дробление руд для последующего обогащения;

3) избирательное – один из компонентов материала отличается незначительной прочностью и разрушается эффективнее другого, с их последующим разделением по крупности.

Степень дробления (или измельчения) показывает степень сокращения крупности в процессе разрушения кускового материала. Она характеризуется отношением размеров максимальных кусков

в дробимом и дробленом материале или, что более точно, отношением средних диаметров до и после дробления. Различают следующие стадии дробления в зависимости от исходной и конечной крупности дробимого материала: крупное (100–200 мм), среднее (25–80 мм), мелкое (до 3–25 мм).

Классификация процессов и дробильно-измельчительных машин осуществляется *по способу разрушения материала*, который определяется видом используемой для разрушения энергии. Различают следующие способы:

- механический, осуществляемый за счет использования механических сил;
- пневматический (взрывной) – использование энергии пара или сжатого воздуха;
- электрогидравлический, электроимпульсный, электротермический – использование электроэнергии;
- аэродинамический (струйный) – использование энергии струи газа, разгоняющей куски материала перед их столкновением;
- ультразвуковой, осуществляемый за счет использования энергии ультразвука, вызывающей резонансные колебания в кусках материала и их разрушение.

На обогатительных фабриках для дробления различных полезных ископаемых применяют почти исключительно механические дробилки раздавливающего и раскалывающего (щековые, конусные, валковые), а также ударного (молотковые, роторные, дезинтегральные) действия.

2.3.2. Классификация дробильных машин

За основу классификации дробильно-измельчительных машин и устройств принимают принцип их действия, т.е. способ разрушения, который определяется видом энергии, непосредственно используемой для разрушения материала.

Дробилки по принципу действия делятся на следующие типы (рис. 15):

1. Дробилки преобладающего статического действия: щековые – с простым и со сложным движением щеки; конусные – с под-

весным валом (ККД, КРД), с консольным валом (КСД, КМД); валковые – двухвалковые с гладкими валками, двух- и четырехвалковые с зубчатыми валками и одновалковые с зубчатым или с желобчатым валком.

2. Дробилки динамического действия: ударные – молотковые, роторные и стержневые; с безударным ротором – центробежные одnodисковые и центробежные многодисковые.

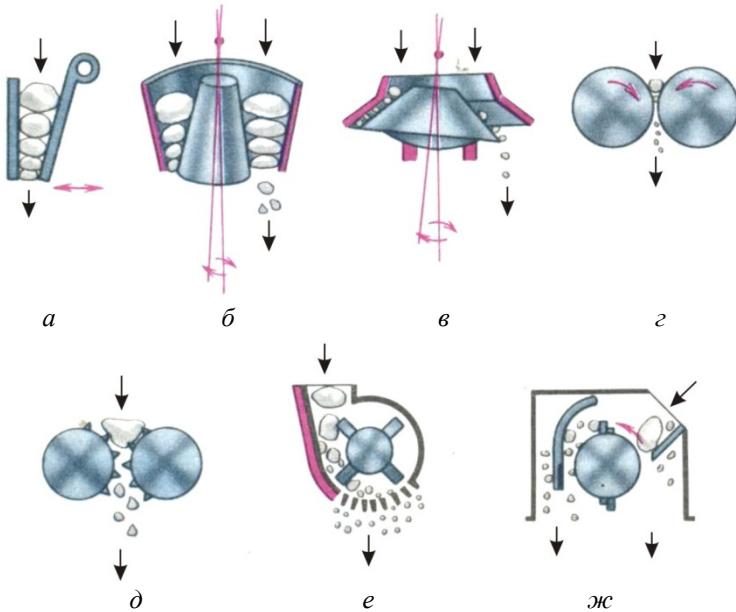


Рис. 15. Принципиальные схемы дробилок: *а* – щековая; *б* – конусная крупного дробления; *в* – конусная среднего и мелкого дробления; *г* – валковая; *д* – валковая зубчатая; *е* – молотковая; *ж* – роторная

На обогатительных фабриках большой производительности для крупного, среднего и мелкого дробления руд наиболее широко применяются конусные дробилки, отличающиеся высокой производительностью и действующие в основном по принципу раздавливания, частично – по принципу истирания и изгиба. На фабриках средней производительности вместо конусных применяются щековые дробилки.

билки, отличающиеся более низкой производительностью. Когда требуется высокая степень дробления при невысокой производительности, применяются валковые дробилки с гладкими валками. Для мягких руд при необходимости получения как можно более низкого выхода мелочи применяют валковые зубчатые дробилки. Все более широкое распространение для дробления самых различных по крепости полезных ископаемых приобретают дробилки ударного действия, обеспечивающие наиболее высокую степень дробления.

При выборе дробилки учитывают крупность исходного материала, требуемый гранулометрический состав продукта дробления и необходимую производительность.

Схемы дробления. Дробимость является обобщающим параметром многих механических свойств горных пород (упругих, прочностных, пластических и др.) и выражает энергоемкость процесса дробления породы.

Операции дробления применяются, как правило, для подготовки полезного ископаемого к измельчению и лишь в отдельных случаях, когда полезное ископаемое характеризуется крупной вкрапленностью ценных минералов, – непосредственно к операциям обогащения. На дробильно-сортировочных фабриках дробление имеет самостоятельное значение.

Дробление является весьма энергоемким процессом, на который расходуется около половины энергозатрат. В материалах, подлежащих дроблению, всегда имеются куски (зерна) мельче того размера, до которого идет дробление в данной стадии. Такие куски целесообразно выделить из исходного материала перед дробильными машинами на грохотах.

Дробилки могут работать в открытом и замкнутом циклах с грохотами. *Открытый цикл дробления* – это дробление материала без последующего грохочения или без возвращения крупного продукта в дробильное оборудование. *Замкнутый цикл дробления* – это дробление материала, осуществляемое с последующим грохочением, после чего крупный продукт непрерывно возвращается обратно в дробильное оборудование.

При открытом цикле материал проходит через дробилку один раз, и в дробленном продукте всегда присутствует некоторое количество кусков избыточного размера. При замкнутом цикле материал неоднократно проходит через дробилку. Дробленный продукт поступает на грохот, выделяющий из него куски избыточного размера, которые возвращаются для додрабливания в ту же дробилку.

Если грохочение предшествует дроблению, то оно называется *предварительным*, а если после дробления, то *поверочным* (*контрольным*). При возвращении продукта дробления на предшествующую операцию грохочения последнюю называют совмещенной операцией предварительного и поверочного грохочения.

2.3.3. Принцип действия и устройство щековых дробилок

Щековые дробилки используют в основном для крупного и среднего дробления. В щековой дробилке (см. рис. 15, *a*) материал разрушается путем раздавливания в сочетании с раскалыванием и изгибом между неподвижной и подвижной щеками. Подвижная щека приближается (при рабочем ходе) или отходит (при холостом ходе) от неподвижной щеки при вращении эксцентрикового вала. Во время рабочего хода происходит дробление, а во время холостого – выгрузка дробленого материала вниз под действием собственного веса. Ширина выпускного отверстия и, следовательно, степень дробления регулируются путем взаимного перемещения клиньев.

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

На рис. 16 представлен принцип действия и общий вид щековой дробилки с верхним подвесом подвижной щеки 2. Дробилки этого типа наиболее широко распространены в промышленности. Корпус 1 дробилки, передняя стенка которого является неподвижной щекой, выполняется обычно из стального литья, а щеки 2 футеруются стальными плитами с рифленой рабочей поверхностью. Эти плиты наиболее сильно изнашиваются, вследствие чего они выполняются съемными и изготавливаются из износостойкого материала (литой марганцовистой или хромистой стали).

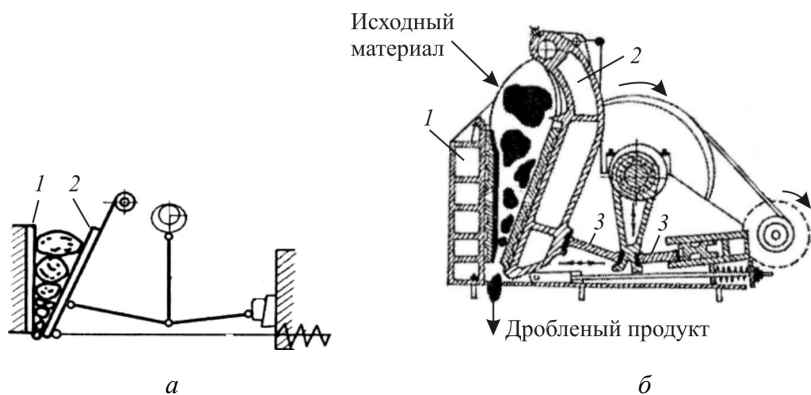


Рис. 16. Принцип действия (а) и общий вид щековой дробилки (б):
 1 – неподвижная щека; 2 – подвижная щека; 3 – распорные плиты

Дробящее усилие в дробилке передается через распорные плиты 3. Поэтому вкладыши, в которые входят концы плит, делаются сменными из материала большой твердости. Задняя распорная плита используется для предохранения дробилки от поломок при попадании в рабочее пространство недробимых предметов. Эта плита изготавливается с пониженной прочностью и ломается при попадании в дробилку случайных металлических предметов.

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

Степень дробления материала в щековых дробилках обычно составляет от 3 до 4. Ее можно регулировать изменением ширины разгрузочного отверстия.

2.3.4. Принцип действия и устройство конусных дробилок

Конусные дробилки предназначены для крупного (ККД), среднего (КСД) и мелкого (КМД) дробления. Дробление материала в конусных дробилках осуществляется в кольцевом пространстве между неподвижным корпусом 2 и расположенным внутри его подвижным (дробящим) конусом 1 (рис. 17). Ось вращения подвижного конуса незначительно наклонена к оси неподвижного конуса, что обеспечи-

вает определенное значение эксцентриситета. Поэтому при движении по эксцентриситету подвижный конус совершает гирационное движение внутри неподвижного конуса, приближаясь или удаляясь на каждые пол-оборота к той или иной расположенной напротив стороне неподвижного конуса. 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 загружается сверху в пространство между подвижным 1 и неподвижным 2 конусами, а разгрузка дробленого продукта осуществляется вниз под дробилку через отверстие, образующееся во время отхода подвижного конуса от неподвижного.

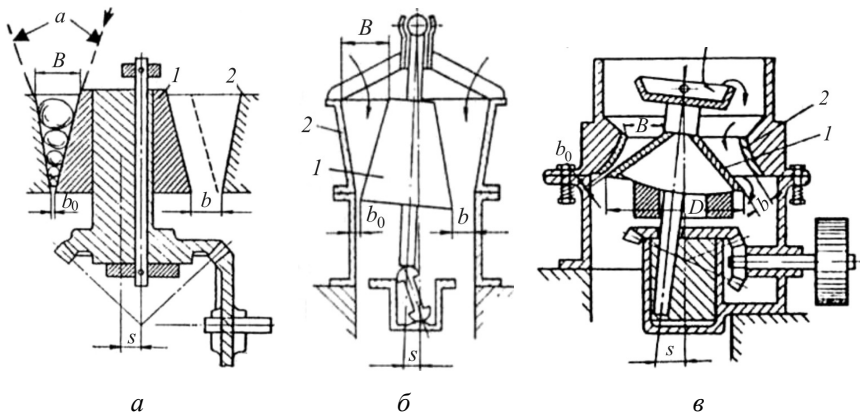


Рис. 17. Принцип действия общий вид конусной дробилки: *а* – конусная дробилка с неподвижной осью (ККД); *б* – то же, с подвесным валом (ККД «гирационная»); *в* – то же, с консольным валом, опирающимся на шаровой подпятник (КСД и КМД); 1 – подвижный конус; 2 – неподвижный конус (корпус); *B* – ширина приемного отверстия; *b* – ширина разгрузочного отверстия; *a* – угол захвата

Главными различиями конусных дробилок для крупного, среднего и мелкого дробления являются: профиль их рабочего пространства; кинематика движения рабочего конуса и способ его опирания;

приводной механизм машины; способ разгрузки дробленого материала и способ возбуждения дробящего усилия.

В дробилке крупного дробления (рис. 17, а, б) крутой подвижный конус 1 приводится в движение вокруг неподвижной оси. В дробилке среднего и мелкого дробления (рис. 17, в) пологий подвижный конус 1, закрепленный на вращающемся с помощью эксцентрикового стакана вала, расположен внутри неподвижного конуса 2 (обращенного большим основанием вниз). В момент максимального сближения дробящего конуса с чашей такой дробилки создается «параллельная зона», ширина которой определяет размер кусков дробленого продукта.

Процесс дробления в конусных дробилках происходит непрерывно при последовательном перемещении зоны дробления по окружности конусов. Дробленый материал под действием собственной тяжести разгружается через разгрузочное отверстие, имеющее в разомкнутом положении ширину b . При смыкании дробящих органов отверстие уменьшается до размера b_0 , причем $b_0 = b - s$, где s – ход конуса (двойная амплитуда) в нижней точке.

Крупность дробленого продукта и производительность дробилки данного типоразмера зависят главным образом от ширины разгрузочного отверстия b .

Попадание в дробилки среднего и мелкого дробления вместе с рудой металлических предметов может вызвать поломку дробилок. Современная схема улавливания металлических предметов из руды, подаваемой конвейером в дробилку, включает установку по ходу конвейера двух металлоискателей и мощного подвесного электромагнита между ними.

Конусные дробилки получили широкое распространение в горнорудной промышленности благодаря высокой производительности, сравнительно низкому удельному расходу электроэнергии и способности выдавать достаточно равномерный по крупности дробленый продукт. Недостатками конусных дробилок (в сопоставлении со щековыми) являются: более сложная и дорогая конструкция, большая высота, более сложное обслуживание.

2.3.5. Принцип действия и устройство валковых дробилок

В валковых дробилках материал дробится между двумя валками, вращающимися навстречу друг другу (рис. 18). Один из них вращается в неподвижно закрепленных подшипниках 1, другой – в подвижных 2, удерживаемых в направляющих спиральными амортизирующими пружинами 3, предохраняющими дробилку от поломки при попадании в нее недробимых предметов. При гладкой поверхности валков дробление материала осуществляется раздавливанием и частично истиранием, при зубчатой и рифленной поверхности – раскалыванием, разламыванием и раздавливанием. Дробимый материал поступает в пространство между валками сверху, затягивается ими и дробится. Дробленный продукт выпадает из дробилки под действием силы тяжести.

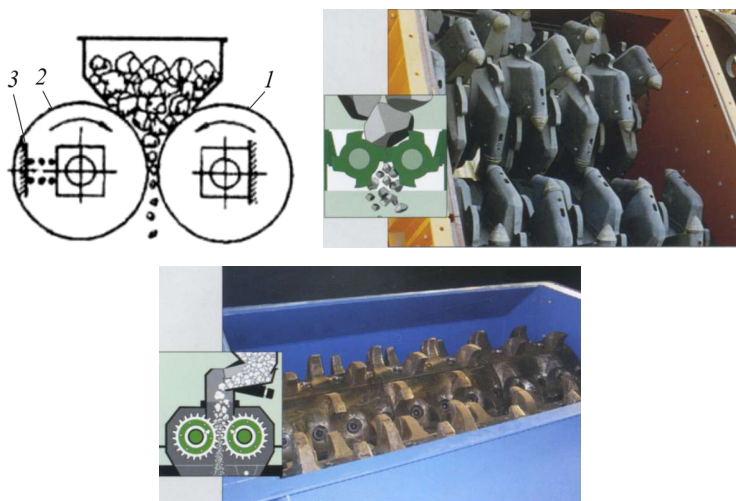


Рис. 18. Принцип действия валковых дробилок

Валки изготавливаются из чугуна и футеруются по внешней поверхности бандажами из углеродистой или износостойкой марганцевистой стали. Окружная скорость валков составляет от 2 до 7 м/с. В зависимости от конструктивных особенностей и назначения применяют валковые дробилки следующих типов: одновалковые –

для агломерата и угля; двухвалковые (с гладкими и рифлеными валками) – для горных пород и руд; двухвалковые с зубчатыми валками – для угля и мягких пород; четырехвалковые с гладкими валками – для кокса и известняка (на аглофабриках). Валковые дробилки высокого давления (ВДВД) отличаются тем, что исходный материал в камеру дробления подается через питающую трубу высотой до 3 м, что обеспечивает «объемное» сжатие кусков руды и получение более равномерного по крупности дробленого продукта.

Валковые дробилки компактны и надежны в работе; вследствие однократного сжатия материал в них не переизмельчается и содержит мало мелочи. Материал перед дроблением, как правило, подвергается грохочению и в дробилку направляется только надрешетный продукт грохота. Материал на грохот обычно подается ленточным конвейером. При загрузке материала в дробилку необходимо обеспечить поступление его по всей длине валков с тем, чтобы работала вся их поверхность. Дробленый продукт, как правило, направляется в следующую операцию конвейером или самотеком по желобу. Наиболее быстро изнашивающимися частями этих дробилок являются зубчатые сегменты и вкладыши подшипников. Сегменты изготавливают из марганцовистой стали, а зубья по режущим кромкам наплавляют твердым сплавом.

2.3.6. Принцип действия и устройство молотковых и роторных дробилок

В дробилках ударного действия разрушение дробимого материала происходит за счет кинетической энергии движущихся тел. К ним относятся три типа дробилок: молотковые, роторные и стержневые (дезинтеграторы). Молотковые и роторные дробилки (рис. 19) с вращающимся ударным ротором подразделяют на два типа: молотковые с шарнирно подвешенными молотками и роторные с жестко закрепленными лопатками (билами) и предназначены для дробления материалов малой крепости.

Молотковые и роторные дробилки отличаются большим конструктивным разнообразием. Они изготавливаются одно- и двухро-

торные, с разгрузкой дробленого продукта через колосниковую решетку и со свободной разгрузкой, с жесткой и самоочищающейся решеткой, реверсивные и нереверсивные, горизонтальные и вертикальные.

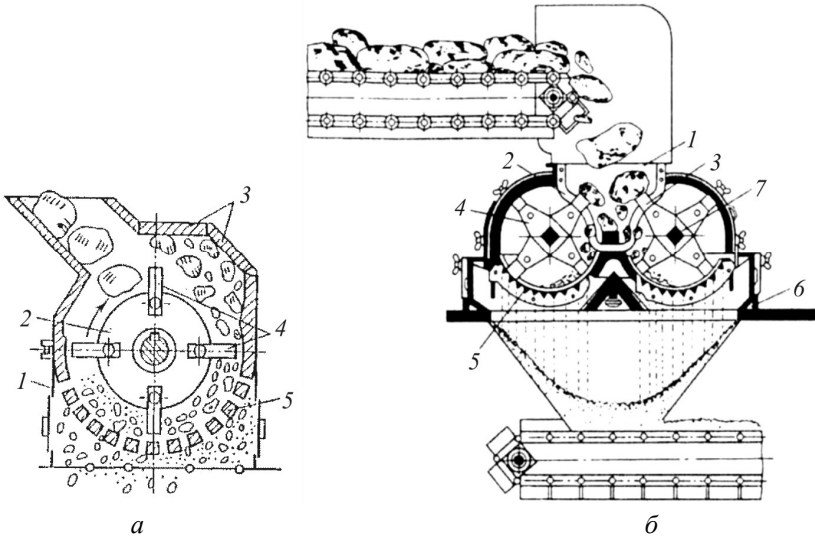


Рис. 19. Молотковая однороторная (а) и двухроторная (б) дробилка с параллельным расположением роторов: 1 – загрузочная воронка; 2 – фигурные колосники; 3 – молотки; 4 – держатели молотков; 5 – колосниковые решетки; 6 – корпус дробилки; 7 – роторные валы

Молотковая дробилка с решеткой состоит из сварного корпуса и ротора. Для защиты от износа торцовые стенки корпуса облицованы футеровочными плитами. Исходный материал попадает на быстро вращающийся ротор со свободно подвешенными молотками и отбрасывается на отбойные плиты. Дробление производится ударами молотков по материалу и ударами кусков об отбойные плиты. Дробленный материал разгружают через решетку, здесь же на решетке происходит додрабывание крупных кусков.

В роторной дробилке дробление осуществляют жестко установленными на барабане билами. Материал додрабывается при его ударе о неподвижную и подвижную плиты.

Молотковые и роторные дробилки применяют для крупного, среднего и мелкого дробления различных полезных ископаемых – хрупких, мягких и средней крепости. Основными преимуществами этих дробилок являются простота конструкции, большая производительность, низкая металлоемкость, высокая степень дробления (до 30) и удобство обслуживания. Основным недостатком роторных дробилок – быстрый износ молотков, бил и решеток, вследствие чего долговечность дробилок снижается. Для молотковых дробилок применяют молотки различной массы (от 3 до 180 кг) и формы в зависимости от крупности и твердости дробимого материала. Молотки изготавливают из стали с наплавкой твердыми сплавами.

Самоочищающиеся молотковые дробилки применяют для дробления липкого материала. Они отличаются тем, что дробящая плита находится в непрерывном движении, а задняя стенка станины тоже защищена постоянно движущимся полотном очистного устройства.

Перед дробилками устанавливают уловители для удаления из загружаемого материала посторонних недробимых металлических предметов.

2.4. Измельчение

Измельчение – это процесс разрушения кусков полезного ископаемого под воздействием внешних сил в замкнутом объеме с целью достижения требуемой крупности (менее 5 мм) или степени раскрытия минералов. Как правило, на измельчение поступает материал после дробления крупностью менее 10–25 мм.

В результате измельчения получают продукт, пригодный по крупности для последующего обогащения и содержащий полезные минералы в виде частиц, максимально освобожденных от пустой породы (рис. 20).

Крупность частиц измельченного продукта обычно не превышает 1 мм, а часто с целью полного раскрытия сростков руду измельчают до крупности частиц менее 0,1 мм.

Степень измельчения определяется отношением максимального размера зерен исходного продукта к максимальному размеру зерен измельченного. Степень измельчения может составлять до 250.

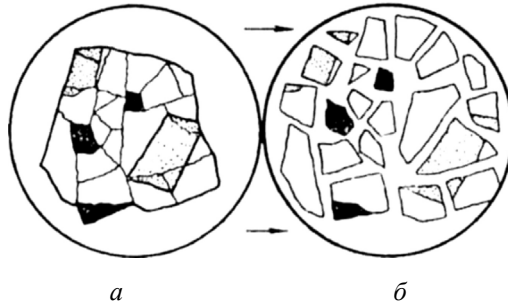


Рис. 20. Схема разрушения куска руды при измельчении:
a – до измельчения; *б* – после измельчения

Достижение такой степени измельчения за один прием затруднительно, поэтому измельчение, как и дробление, чаще всего осуществляется в несколько приемов (стадий).

По виду реализации методов разрушения различают механическое измельчение с мелющими телами, пневматическое и аэродинамическое без мелющих тел.

2.4.1. Принцип действия и устройство механических и аэродинамических мельниц

Все измельчительные машины по принципу действия можно разделить на две основные группы: механические мельницы (с мелющими телами) и аэродинамические мельницы (струйные размольные аппараты без мелющих тел).

В свою очередь *механические мельницы* в зависимости от геометрической формы рабочего корпуса разделяются на барабанные, кольцевые, чашевые и дисковые (рис. 21).

Рабочий корпус барабанных мельниц – футерованный изнутри барабан *1*. Мелющими телами *2* служат стальные шары, стержни, галька или крупные куски руды (рис. 21, *a*).

Кольцевые мельницы (рис. 21, б) иногда применяются для сухого измельчения легкоизмельчаемых материалов – угля, фосфоритов и др. Рабочей поверхностью здесь служит внутренняя футеровка кольца 1, а измельчающими телами являются ролики 2 цилиндрической или другой формы, обкатывающие внутреннюю поверхность кольца.

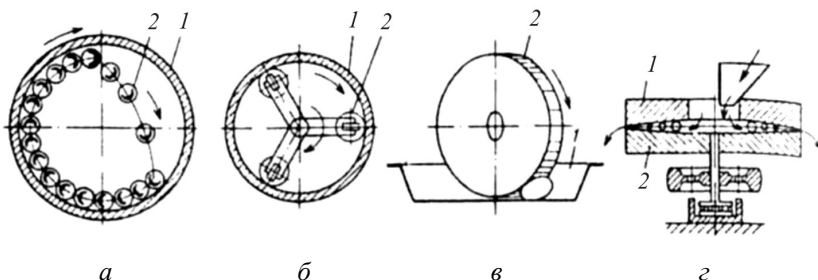


Рис. 21. Механические мельницы

В чашевой мельнице (рис. 21, в) рабочий корпус – чаша 1, а мельющие тела – бегуны 2, перекатывающиеся по днищу чаши.

В дисковой мельнице (рис. 21, г) основные рабочие органы неподвижный 1 и подвижный 2 диски.

Аэродинамические (струйные) мельницы в горнорудной промышленности применяются сравнительно редко и исключительно для тонкого и сверхтонкого измельчения материала.

Принцип их действия заключается в том, что частицы материала разгоняются встречными струями сжатого воздуха, перегретого газа и измельчаются в результате соударения друг с другом.

Принципиальная схема струйной мельницы, основанной на разрушении частиц ударом их об отбойную плиту, приведена на рис. 22. Исходный материал, подаваемый через патрубок 9, подхватывается в разгонной трубке 3 потоком газа (поступающим из газопровода 1 через инжектор 2), разгоняется до необходимой 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, удаляе-

мую через вытеснитель 7 и патрубок 8, и крупную фракцию зерен, которые опускаются по стенкам корпуса 4 и попадают снова в зону измельчения.

Струйная мельница, основанная на разрушении частиц в пересекающихся потоках, показана на рис. 23. Крупная фракция измельчаемого материала через трубы возврата 11, а пар через сопла 7 поступают в смесительные камеры двух эжекторов 5, 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, оснащенный 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 5.

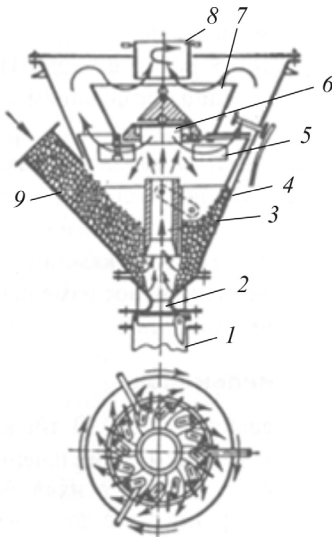


Рис. 22. Струйная мельница, основанная на разрушении частиц ударом их об отбойную плиту

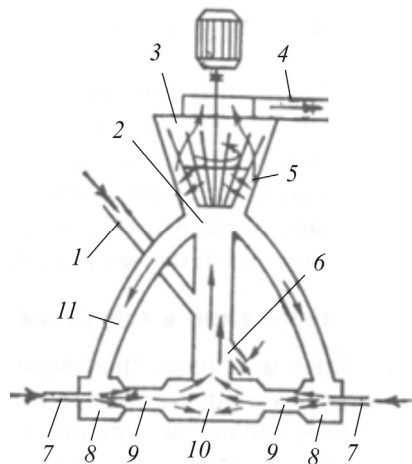


Рис. 23. Струйная мельница, основанная на разрушении частиц в пересекающихся потоках

Для измельчения руд, минеральные компоненты которых отличаются по своим упругим свойствам, или для раскрытия пористых, волокнистых, а также пластичных (вязких) руд и материалов, для которых механические методы дробления и измельчения вообще малопригодны, эффективно взрывоструйное измельчение. Процесс взрывоструйного измельчения (процесс Снайдера) основан на распаде кусков руды под действием внутренних сил растяжения при мгновенном снятии с них внешнего давления (рис. 24). Исходный материал из воронки 1 с помощью клапана 2 подается через затвор 4 в камеру 3, оснащенную механизмом 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, что позволяет разделить минералы. 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.

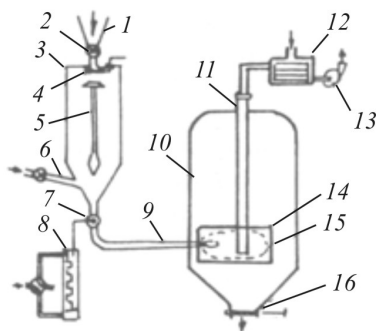


Рис. 24. Принцип действия аппарата для взрывоструйного измельчения

2.4.2. Принцип действия и устройство барабанных мельниц

На обогатительных фабриках и в рудоподготовительных отделениях металлургических предприятий применяются главным образом вращающиеся барабанные мельницы.

Применяемые для измельчения различных материалов барабанные мельницы различаются по форме барабана, характеру среды и измельчающих тел, по способу разгрузки измельченного продукта и по принципу действия.

В зависимости от формы барабана различают мельницы цилиндрические и цилиндроконические. Первые, в свою очередь, классифицируются на три типа: короткие, длинные и трубные. У коротких мельниц длина барабана меньше или равна его диаметру. У длинных длина барабана больше одного, но меньше трех его диаметров. У трубных мельниц длина барабана больше трех диаметров.

Барабанная мельница (рис. 25) представляет собой цилиндрический, иногда цилиндроконический барабан, опирающийся пустотелыми цапфами на подшипники и заполненный до определенного уровня измельчающими телами: стальными шарами, стержнями. При вращении барабана материал вместе с измельчающими телами поднимается на некоторую высоту, а затем скатывается или падает вниз, подвергаясь измельчению за счет ударов и трения в слоях измельчающей среды.

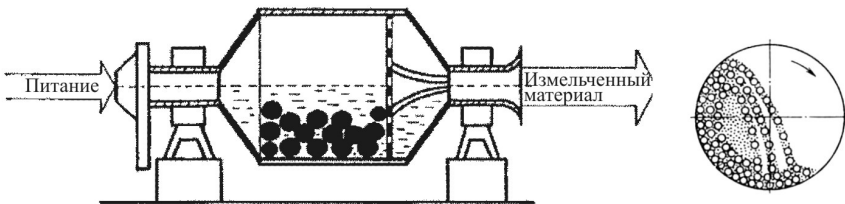


Рис. 25. Принципиальная схема барабанной мельницы

Процесс измельчения материала происходит непрерывно при его движении вдоль барабана от загрузки через пустотелую цапфу до выгрузки из цапфы. Выгрузку продуктов измельчения можно

осуществлять за счет перепада уровней загрузки и разгрузки, а также посредством выноса из мельницы измельченного продукта потоком воды или воздуха, при этом горловина разгрузочной цапфы имеет несколько больший диаметр, благодаря чему происходит движение пульпы в сторону разгрузки.

В зависимости от вида измельчающей среды барабанные мельницы разделяются на шаровые (МШ), стержневые (МС), галечные (МГ) и рудногалечные (МРГ), самоизмельчения (МС) и полусамоизмельчения (МПС).

Стержневые мельницы МСЦ применяют в I стадии измельчения руды до крупности 1–5 мм. Мелющими телами в них являются стальные стержни, длина которых на 25–50 мм меньше внутренней длины барабана мельницы.

Шаровые мельницы МШР и МШЦ используют в основном во II и III стадиях измельчения для получения продуктов крупностью 80–90 % класса –0,074 мм. В мельницу загружают стальные или чугунные шары разной крупности (от 40 до 150 мм) примерно на половину ее объема.

Для рудногалечного измельчения применяются обычные барабанные мельницы с разгрузочными решетками. Измельчающей средой при таком измельчении служат куски руды (галя) крупностью от 25 до 120 мм, загружаемые в мельницу вместо шаров или стержней. В качестве рудной гали может использоваться дробленый продукт после среднего дробления, из которого предварительно удаляются (грохочением) мелкие куски. Мельницы с разгрузкой через решетку диаметром 4–6 м, длиной 6–12,5 м и рабочим объемом 83–320 м³ используют для тонкого измельчения золотосодержащих, полиметаллических, железных руд и продуктов обогащения других полезных ископаемых крупностью 3–1 мм, особенно в тех случаях, когда необходимо исключить загрязнение измельчаемого материала железом, образующимся в результате износа шаров и футеровки.

Сущность процесса рудного самоизмельчения заключается в том, что содержащиеся в руде крупные куски измельчают более мелкие зерна руды и одновременно измельчаются сами. При само-

измельчении в мельницу загружают руду крупностью до 500 мм, при этом исключается необходимость в мелком, среднем, а иногда и крупном дроблении.

По своей конструкции мельницы подобны обычным барабанным: принципиальное отличие их состоит лишь в большом диаметре (до 11–13 м) при малой длине (0,3–0,5 диаметра).

Для подъема дробящей среды на большую высоту по внутренней поверхности барабана приварены специальные пластины – лифтеры. Большой диаметр обеспечивает необходимую силу удара кусков и увеличивает удельную производительность мельницы. Самоизмельчение производится как всухую, так и вмокрую.

В мельницах вибрационного типа вращательное движение барабана заменяется колебательным. Корпус мельницы оборудуют дебалансным вибровозбудителем и устанавливают на пружинах. В качестве мелющих тел используются обычно шары или стержни из стали, высокохромистого сплава или карбида вольфрама.

При вибрации барабана, создаваемой специальным вибровозбудителем, каждая его точка описывает траекторию, близкую к круговой. При этом примыкающие к барабану нижние слои измельчающей среды перемещаются вверх, а слои, находящиеся вблизи свободной поверхности, движутся вниз. В результате такой безударной циркуляции измельчающих тел зерна руды, находящиеся в пространствах между ними, истираются. Вибрационные мельницы применяются преимущественно для тонкого и сверхтонкого измельчения.

Схемы измельчения. В практике работы обогатительных фабрик барабанные мельницы работают в открытом, замкнутом и частично замкнутом цикле с классифицирующим аппаратом. Открытый цикл измельчения (рис. 26, а) – это измельчение материала без последующего применения классификации или без возвращения крупного продукта классификации в измельчительное оборудование. При этом цикле измельчаемый материал проходит через мельницу один раз и готовый продукт получают непосредственно из мельницы.

В современных коротких мельницах при открытом цикле измельчения готовый продукт получается сравнительно крупным, достигающим (по наибольшему измерению) 2–3 мм. Продукт такой крупности может направляться на обогащение гравитационными, электромагнитными и другими методами, не требующими значительной тонкости зерна.

Замкнутый цикл измельчения (рис. 26, б) – это измельчение материала, осуществляемое с последующей его классификацией и возвращением крупного продукта в измельчительное оборудование. Замкнутый цикл измельчения применяется для получения тонкоизмельченного (до крупности менее 1 мм) продукта перед флотацией и другими процессами обогащения. При этом относительно крупные пески после классификации возвращаются в мельницу для доизмельчения до установленной кондиции. Полузамкнутый или частично замкнутый цикл измельчения применяется при двухстадиальном измельчении. В этом случае мельницы устанавливают последовательно – одна мельница (стержневая) в I стадии для более крупного измельчения материала (в открытом цикле) и одна или несколько мельниц (шаровых) во II стадии для доизмельчения, обязательно в замкнутом цикле с классификаторами.

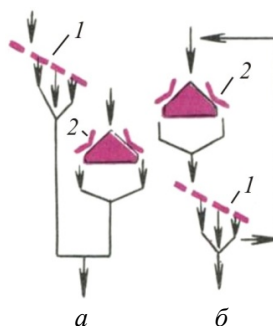


Рис. 26. Дробление в открытом (а) и замкнутом (б) циклах:
1 – грохот; 2 – дробилка

2.4.3. Селективное раскрытие минералов

Селективное раскрытие минералов основано на различии физико-механических свойств компонентов полезного ископаемого. Например, при большой природной прочности ценного компонента может быть создано усилие, рассчитанное на разрушение породной части. В результате в полученном продукте окажутся куски различной крупности и формы, которые могут быть разделены с высокой селективностью при грохочении или другими операциями.

Природные физико-механические свойства материалов могут быть направленно изменены с целью благоприятного раскрытия ценного компонента, исходя из закономерностей явлений разрушения твердого тела. Исследования показали, что на поверхности твердых хрупких тел (горных пород, руд и др.) имеются трещины, понижающие их прочность. Развитие этих трещин приводит к разрушению твердого тела. Благоприятному раскрытию минералов способствует то обстоятельство, что на межзерновых поверхностях куска руды наблюдается наибольшее развитие трещин и наиболее высокая концентрация других дефектов.

Для избирательного дробления материалов различной природной прочности, например для отделения известняка от более мягкого песчаника, успешно применяют дробилки ударного действия. Образующиеся от каждого удара напряжения в породе заставляют ее разрушаться на обломки вдоль контактов зерен и спайностей. Мягкий песчаник дробится мельче, чем крепкий известняк, что дает возможность отсеивать его на грохоте с отверстиями примерно 5 мм. Надрешетный продукт, состоящий из известняка и более крепкого песчаника, разделяют в тяжелых средах.

Избирательное дробление применяют и для предварительного обогащения вольфрамовых руд. После дробления руды в молотковой дробилке и последующего грохочения вольфрамит концентрируется в мелком классе. В крупном классе остаются кварц и сростки кварца с пиритом и другими минералами, растрескивающиеся при декрипитации. Декрипитация – избирательное раскрытие, основанное на способности некоторых минералов растрескиваться при нагревании и последующем резком охлаждении.

Криогенное измельчение. Одним из способов воздействия на разрушаемый материал с целью изменения его физических свойств, главным образом придания хрупкости, для повышения показателей дробимости и измельчаемости являются глубокое охлаждение в жидком азоте и других низкотемпературных средах. Способ, названный криогенным измельчением, применяют для измельчения пищевых продуктов, пластмасс, отходов производства, обработки

резиновых изделий и т.п. Разрушение материалов после криогенной обработки наиболее эффективно механизмами ударного действия.

Избирательное истирание применяют для удаления с поверхности минеральных частиц окисленных пленок, плотных примазок и цементированных примесей без разрушения основных минеральных частиц. Операции оттирки или обдирки используют для обработки стекольных, литейных и других кварцевых песков, а также при регенерации отработанных формовочных песков. Для избирательного истирания применяют скрубберы, барабанные мешалки, а также мельницы и различные оттирочные машины несерийного производства.

Применение добавок. На изменение механохимических поверхностных свойств минеральных частиц оказывают влияние добавки реагентов в процессе измельчения. Они уменьшают налипаемость измельчаемых частиц на поверхность мелющих тел, слипаемость частиц между собой, способствуют уменьшению их поверхностной энергии, в связи с чем интенсифицируется процесс измельчения. Существует целый ряд веществ, используемых в качестве добавок. Их действие зависит от свойств измельчаемого материала и условий измельчения.

2.4.4. 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, 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.

2.4.5. Промывка полезных ископаемых

Промывка – процесс отделения глинистых агрегатов от минерального сырья путем их дезинтеграции с одновременным удалением под действием воды и соответствующих устройств.

Промывка может быть самостоятельным процессом, в результате которого получают конечный продукт (щебень, гравий, песок и др.), либо подготовительным процессом, в результате которого промытый материал поступает на переработку другими методами обогащения.

В зависимости от трудности отделения глины руды (материалы) делятся на легко-, средне- и труднопромывистые.

Под промывистостью материала понимают способность содержащихся в нем глинистых примесей диспергироваться при ме-

ханическом воздействии рабочих органов промывочной машины. Промывистость характеризуется временем, необходимым для диспергирования до 90 % имеющейся комовой глины. Промывистость материала может быть оценена по удельному расходу электроэнергии, затрачиваемой на промывку, который изменяется от 0,25 кВт·ч/т для легкопромываемой до 1 кВт·ч/т для труднопромываемой породы.

Эффективность дезинтеграции и промывки определяется степенью механического воздействия аппаратов, размывающими факторами воды (механическое, температурное), а также действием различных добавок (жидкое стекло, серная кислота, известь и др.), способствующих интенсификации процесса.

Тип промывочной машины и место промывки в технологии зависят от крупности материала и механических свойств глинистых примесей. Для промывки гравия, щебня, флюсов, руд и химического сырья применяют барабанные, вибрационные, корытные и комбинированные мойки. Промывку песка осуществляют в спиральных классификаторах. Для промывки руд черных металлов применяют промывочные башни.

Наиболее производительными и распространенными в настоящее время дезинтегрирующими аппаратами являются барабанные мойки: бутары, скрубберы, скрубберы-бутары. Барабанная мойка представляет собой перфорированный или сплошной барабан, расположенный горизонтально или с небольшим наклоном в сторону разгрузки материала, на входе которого закреплен конический грохот для отделения шлама и обезвоживания (рис. 27). Барабан опирается на опорные ролики и приводится во вращение при помощи зубчатой венцовой передачи. Исходный материал поступает в промывочную секцию по загрузочному лотку. Внутри барабана по трубопроводу через брызгало подают воду для промывки сырья. На торцах барабана имеются кольцевые пороги, обеспечивающие поддержание определенного уровня пульпы в барабане. Производительность барабанных моек достигает 500 т/ч.

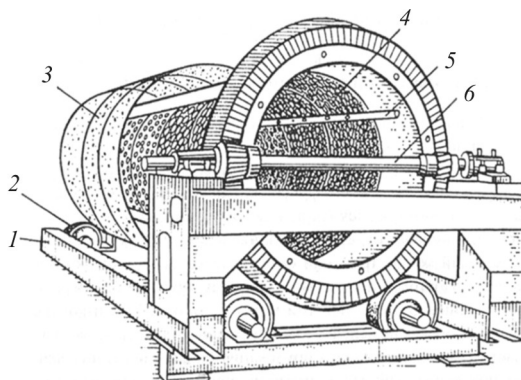


Рис. 27. Барабанная мойка: 1 – рама; 2 – опорный ролик; 3 – наружный перфорированный барабан; 4 – внутренний перфорированный барабан; 5 – водовод; 6 – приводной вал

Для промывки глинистых марганцевых руд применяют бичевые промывочные машины (рис. 28), состоящие из трех параллельно расположенных отделений. В первых двух руда протирается вращающимися на валах бичами. В третьем отделении, разделенном перегородками на камеры, руда промывается и транспортируется колесными элеваторами с перфорированными ковшами.

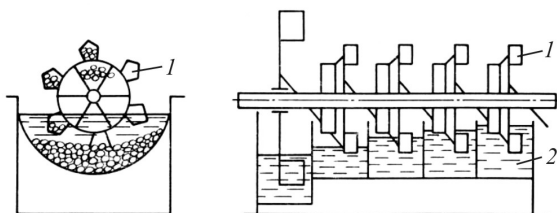


Рис. 28. Бичевая промывочная машина: 1 – колесные элеваторы с перфорированными ковшами; 2 – бичевое отделение

В качестве аппарата для промывки песчано-галечного материала и дезинтеграции глинистых включений используют гидравлический вашгерд (рис. 29), представляющий собой наклонный (до 20–40°) желоб с решетом (с отверстиями 10–20 мм). Подача материала из приемного бункера на желоб и его дезинтеграция произ-

водятся гидромонитором, устанавливаемым перед вашгердом. Подрешетный продукт собирается в приемнике и направляется на дальнейшее обогащение на шлюзы или отсадочные машины. Надрешетный продукт улавливается в конце желоба. Расход воды на промывку 1 м^3 породы составляет $8\text{--}12 \text{ м}^3$.

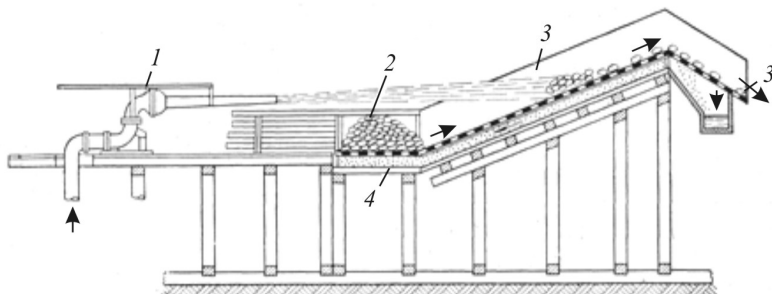


Рис. 29. Гидравлический вашгерд: 1 – гидромонитор; 2 – приемный бункер для песков; 3 – наклонный галечный желоб; 4 – приемник для подрешетного продукта

Простыми промывочными машинами являются наклонные корытные мойки с вращающимися лопастными валами. Они предназначены для промывки руд крупностью до 150 мм . Расход воды составляет $2\text{--}4 \text{ м}^3/\text{т}$, электроэнергии $0,6\text{--}0,9 \text{ кВт}\cdot\text{ч}/\text{т}$.

Корытные мойки со сплошным шнеком предназначены для легко- и среднепромывистых руд крупностью до 10 мм .

Для промывки легкопромывистых руд и мелкого ошламованного материала применяют плоские вибрационные грохоты с подачей воды из распылительных форсунок. Эффективными промывочными машинами являются вибромойки, представляющие собой трубы с эксцентриковыми и инерционными вибровозбудителями.

2.5. Предварительное разложение рудных минералов

Для обеспечения доступа растворителя к рудным минералам все включения их в пустую породу должны быть частично или полностью вскрыты, что достигается в результате дробления и измельчения исходного материала.

В ряде случаев трудноизвлекаемые компоненты предварительно переводят в легкорастворимые соединения посредством следующих процессов: окислительного обжига сульфидного сырья; сульфатизирующего обжига или сульфатизации; восстановительного обжига; хлорирующего обжига; сплавления или спекания с содой; обжига с известью; сплавления с фторостикатами.

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.

Обжиг с термической диссоциацией извлекаемых минералов в настоящее время используется, например, при переработке карбонатных редкометалльных, магнезитовых 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 окисла марганца – гаусманита, обладающего хорошей флотуруемостью, что обеспечивает получение высококачественных концентратов с высоким извлечением в них марганца при последующей флотации материала.

Окислительный обжиг используется, например, при переработке труднообогатимых сульфидных руд, коллективных концен-

тратов 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.

Восстановительный обжиг широко используется, например, для 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.

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.

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 окислов. 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.

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 .

2.6. Обоснование и расчет параметров дробления заданного материала в открытом цикле с предварительным грохочением

Цели и задачи работы:

- закрепление знаний, полученных при изучении процессов грохочения и дробления материалов;
- формирование умений построения характеристик крупности заданного материала для различных этапов дробления;
- приобретение умений анализировать гранулометрический состав материала;
- формирование умений обоснования и расчета параметров дробления заданного материала с предварительным грохочением;
- закрепление способности анализировать результаты выполненных расчетов, делать выводы.

2.6.1. Краткие теоретические сведения

Грохочение – это процесс разделения материалов на классы крупности, осуществляемый на просеивающих поверхностях.

Материал, поступающий на грохочение, называется исходным, остающийся на сите – надрешетным (верхним) продуктом, проваливающийся через отверстия сита – подрешетным (нижним) продуктом (рис. 30).

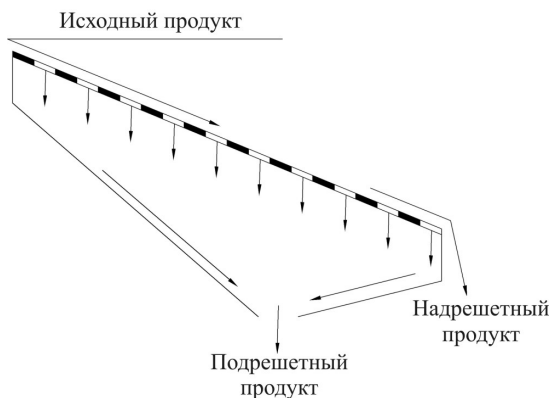


Рис. 30. Схема грохочения

Размер d наибольших зерен (кусков) подрешетного продукта такой же, как и размер отверстий сита, через которое осуществляется просеивание материала. Соответственно обозначают: подрешетный продукт $-d$ (минус d), надрешетный продукт $+d$ (плюс d).

Классом крупности называется материал, прошедший через сито с отверстиями d_1 и оставшийся на сите с отверстиями d_2 , причем $d_2 < d_1$. Крупность класса обозначают: $(-d_1 + d_2)$ или $(d_2 - d_1)$, или $(d_1 - d_2)$. Например, класс $-25 + 10$ мм или класс $10 - 25$ мм, или класс $25 - 10$ мм.

Для количественной оценки полноты отделения мелкого материала от крупного при грохочении вводится понятие эффективности грохочения. Эффективностью грохочения называется выраженное в процентах или в долях единицы отношение массы подрешетного продукта к массе нижнего класса в исходном материале.

Дробление – это процесс уменьшения размеров кусков полезных ископаемых путем разрушения их действием внешних сил, преодолевающих внутренние силы сцепления, которые связывают между собой частицы твердого вещества.

В зависимости от верхнего предела крупности дробленого продукта условно различают три стадии дробления: крупное – от 1200 до 300 мм; среднее – от 300 до 75 мм; мелкое – от 75 до 10–15 мм.

Стадией дробления называется часть общего процесса дробления, осуществляемая в одной дробильной машине.

Конечная крупность дробления (измельчения) полезного ископаемого перед обогащением определяется размером вкрапленности полезных минералов и применяемым методом обогащения. Как правило, на измельчение поступает материал после дробления крупностью менее 10–25 мм.

Для количественной оценки полноты дробления материала вводится понятие эффективности дробления. Эффективностью дробления называется отношение количества образованного при дроблении класса заданной крупности к количеству материала в исходном питании, требующего дробления.

Дробилки по принципу действия делятся на следующие типы:

1. Дробилки преобладающего статического действия:

- щековые – с простым и со сложным движением щеки;
- конусные – с подвесным валом (ККД, КРД), с консольным валом (КСД, КМД);
- валковые – двухвалковые с гладкими валками, двух- и четырехвалковые с зубчатыми валками и одновалковые с зубчатым или с желобчатым валком.

2. Дробилки динамического действия:

- ударные – молотковые, роторные и стержневые;
- с безударным ротором – центробежные однодисковые и центробежные многодисковые.

На обогатительных фабриках большой производительности для крупного, среднего и мелкого дробления руд наиболее широко применяются конусные дробилки, отличающиеся высокой производительностью и действующие в основном по принципу раздавливания, частично – по принципу истирания и изгиба. На фабриках средней производительности вместо конусных используются щековые дробилки, отличающиеся более низкой производительностью. Когда

требуется высокая степень дробления при невысокой производительности, применяются валковые дробилки с гладкими валками. Для мягких руд при необходимости получения как можно более низкого выхода мелочи используются валковые зубчатые дробилки. Все более широкое распространение для дробления самых различных по крепости полезных ископаемых приобретают дробилки ударного действия, обеспечивающие наиболее высокую степень дробления.

При выборе дробилки следует учитывать крупность исходного материала, требуемый гранулометрический состав продукта дробления и необходимую производительность.

Исходный материал (продукт) представляет собой смесь кусков различной крупности. Состав материала, выраженный через содержание в нем частиц различных классов крупности в процентном отношении к целому, называется гранулометрическим.

Гранулометрический состав материала определяется по результатам проведения ситового анализа путем отсева пробы материала на ситах. Пробы отсеивают сухим или мокрым способом в зависимости от крупности материала и необходимой точности ситового анализа. Для отсева применяют набор проволочных сит с квадратными отверстиями, соответствующими стандартной шкале.

По результатам ситового анализа строят характеристики крупности исследуемого материала. Характеристикой крупности называется графическое изображение гранулометрического состава сыпучего материала.

На рис. 31 показан пример построения суммарных характеристик крупности по «минусу» и по «плюсу».

Суммарную характеристику крупности строят по точкам, положение которых находят по абсциссам d – диаметрам кусков и ординатам – суммарным выходам $\sum \beta$ мельче или крупнее d .

Если по оси ординат отложены выходы материала крупнее данного диаметра, то характеристика построена «по плюс d », если мельче данного диаметра, то «по минус d ». Обе кривые характеристик зеркально отражают одна другую и, будучи построены на одном графике, пересекаются в точке, соответствующей выходу мате-

риала, равному 50 %. Выход какого-либо класса ($-d_1 + d_2$) по суммарной характеристике определяется разностью ординат, построенных на диаметрах d_1 и d_2 .

По условию задания дробление осуществляется в открытом цикле с предварительным грохочением (рис. 32).

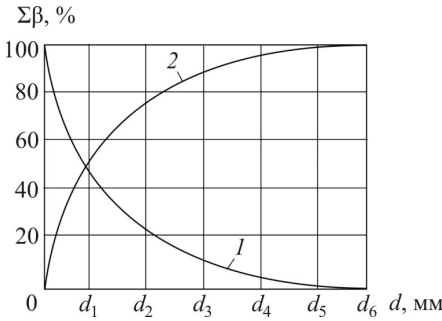


Рис. 31. Характеристики крупности:
1 – по «плюсу»; 2 – по «минусу»

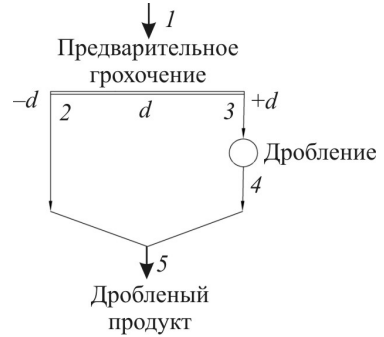


Рис. 32. Схема установки дробилки в открытом цикле с предварительным грохочением

Для предварительного грохочения исходный продукт 1 поступает на грохот с размером отверстия d . Происходит разделение исходного продукта 1 на подрешетный 2 и надрешетный 3. Подрешетный продукт 2 представлен кусками, размер которых меньше размера отверстия грохота – класс крупности $-d$. Надрешетный продукт 3 представлен кусками, размер которых больше размера отверстия грохота – класс крупности $+d$. В связи с тем, что эффективность грохочения всегда меньше 100 %, надрешетный продукт 3 всегда будет содержать не только крупные куски, но и мелкие.

После грохочения надрешетный продукт 3 поступает на дробление. После дробления из продукта 3 образуется продукт дробления 4. Подрешетный продукт 2, минуя дробление, смешивается с продуктом 4. Так образуется дробленый продукт 5.

Применение предварительного грохочения позволяет существенно повысить производительность стадии дробления и качество дробленого продукта.

2.6.2. Выполнение работы

Выполнение работы включает следующие основные этапы:

- 1) определение гранулометрического состава исходного продукта;
- 2) выбор и обоснование параметров дробления и грохочения;
- 3) определение гранулометрического состава дробленого продукта;
- 4) определение эффективности стадии дробления;
- 5) анализ результатов.

Определение гранулометрического состава исходного продукта. Гранулометрический состав исходного продукта I определяется на основе построения суммарных характеристик крупности.

Если в рамках изучения курса предусмотрено выполнение лабораторной работы по проведению ситового анализа заданного материала, то в качестве исходных данных для построения суммарных характеристик крупности исходного продукта I рекомендуется использовать результаты выполнения лабораторной работы.

Результаты ситового анализа должны быть представлены в виде табл. 1. Последний столбик таблицы заполняется с учетом масштабного коэффициента k , который определяется данными варианта и предназначен для масштабирования крупности частиц породной навески до необходимых размеров.

Таблица 1

Пример оформления результатов выполнения лабораторной работы по ситовому анализу

Крупность класса, мм	Масса класса, кг	Выход класса β , %	Суммарный выход класса $\Sigma\beta$, %		(Крупность класса) $\cdot k$, мм
			по «плюсу»	по «минусу»	
$-d_{\max} + d_1$					$-d_{\max}k + d_1k$
$-d_1 + d_2$					$-d_1k + d_2k$
...					...
$-d_{n-1} + d_n$					$-d_{n-1}k + d_nk$
$-d_n + 0$					$-d_nk + 0$
ИТОГО			—	—	—

По данным табл. 1 строятся суммарные характеристики крупности. Пример построения характеристик крупности представлен на рис. 31. Значения крупности (ось абсцисс) принимаются по данным последнего столбца табл. 1.

Максимальный размер куска в пробе d_{\max} можно оценить по точке пересечения характеристики по «плюсу» с осью абсцисс.

Если в рамках изучения курса не предусмотрено выполнение лабораторной работы по проведению ситового анализа заданного материала, то в качестве исходных данных для построения суммарных характеристик крупности исходного продукта l рекомендуется использовать данные варианта.

Выбор и обоснование параметров дробления и грохочения.

Определение типа и основных параметров дробилок выполняется на основе необходимой ширины приемного отверстия B (мм) и выходной щели i (мм) по табл. 2, 3. Необходимо учесть, что конусные дробилки изготавливаются с определенным размером i (мм) выходной щели и ее регулирование предусмотрено только для компенсации износа футеровки.

Ширина B (мм) приемного отверстия дробилки определяется по формуле

$$B = 1,25d_{\max},$$

где d_{\max} – наибольшая крупность куска, мм.

Таблица 2

Тип и основные характеристики щековых дробилок

Тип и основные размеры дробилки $B \times L$, мм	Пределы регулирования выходной щели, мм	Производительность, $\text{м}^3/\text{ч}$
ЩДП 600×900	80–160	45–84
ЩПД 900×1200	95–165	130–230
ЩПД 1200×1500	110–190	230–400
ЩПД 1500×2100	135–225	450–700
ЩПД 2100×2500	250	1100

Таблица 3

Тип и основные характеристики конусных дробилок

Тип и основные размеры дробилки B/i , мм	Производительность $m^3/ч$	Тип и основные размеры дробилки B/i , мм	Производительность, $m^3/ч$
ККД 500/75	200	ККД 1200/150	600
КРД 700/75	400	ККД 1200/180	800
КРД 900/100	680	ККД 1500/160	1450
ККД 900/110	330	ККД 1500/180	1650
ККД 900/140	420	ККД 1500/200	1850
ККД 900/160	480	ККД 1500/220	2000
ККД 1200/130	560		

Ширина i выходной щели дробилки определяется по формуле

$$i = \frac{d_d}{z_d},$$

где d_d – заданная крупность дробленого продукта, мм; z_d – коэффициент (степень) закругнения.

Влияние коэффициента закругнения z_d на необходимую ширину i (мм) выходной щели обусловлено особенностями конструкции дробилок. Значение коэффициента z_d определяется опытным путем в зависимости от типовых характеристик крупности дробленых продуктов либо по табл. 4 в зависимости от крепости руды f по шкале М.М. Протождьяконова: мягкая руда – $f < 10$; средней крепости – $f = 11 \dots 15$; крепкая – $f = 16 \dots 18$.

Таблица 4

Значения коэффициента z_d закругнения для щековых и конусных дробилок

Тип дробилки	Руда		
	мягкая	средней крепости	крепкая
Конусная	1,15	1,40	1,55
Щековая	1,35	1,55	1,65

Для дальнейших расчетов параметров дробления необходимо определить параметры грохочения.

Размер отверстия d (мм) сита грохота выбирается из стандартного ряда по табл. 5 и должен удовлетворять условию

$$i \leq d \leq d_d,$$

где i – ширина выходной щели дробилки, мм; d_d – заданная крупность дробленого продукта, мм.

Таблица 5

Параметры гирационных и вибрационных грохотов

Отверстие сита, мм	Средняя производительность на 1 м ² поверхности сита, м ³ /ч	Отверстие сита, мм	Средняя производительность на 1 м ² поверхности сита, м ³ /ч
0,5	3,0	25	31
0,8	3,5	30	33,5
1	4,0	40	37
2	5,5	50	42
3	7,5	60	46
6	13	70	50
10	19	80	55
13	22	100	63
16	24,5	150	90
20	28	200	110

Расчетная рабочая площадь F (м²) сита определяется по формуле

$$F = \frac{Q}{q\rho_n klmnop},$$

где Q – производительность грохота по массе по исходному материалу, т/ч; q – средняя производительность на 1 м² поверхности сита, определяется по табл. 5, м³/ч; ρ_n – насыпная плотность грохотимого материала, т/м³; k, l, m, n, o, p – поправочные коэффициенты, учитывающие соответственно влияние мелочи, крупных зерен, эффективности грохочения, формы зерен и материал, влажности, способа грохочения, определяются по табл. 6.

Таблица 6

Поправочные коэффициенты на условия грохочения

Показатель	Значения									
	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90
Содержание в исходном материале зерен размером меньше половины размера отверстий сита, %	0	10	20	30	40	50	60	70	80	90
Коэффициент k	0,4	0,5	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0
Содержание в исходном материале зерен размером больше размера отверстий сита, %	10	20	25	30	40	50	60	70	80	90
Коэффициент l	0,94	0,97	1,00	1,03	1,09	1,18	1,32	1,55	2,00	3,36
Эффективность грохочения, %	40	50	60	70	80	90	92	94	—	—
Коэффициент m	2,3	2,1	1,9	1,65	1,35	1,0	0,9	0,8	—	—
Форма зерен	Дробленый материал разный (кроме угля)									
Коэффициент n	1,0									
Влажность материала	Для отверстий сита меньше 25 мм									
Коэффициент o	Сухой	Влажный	Комкующийся							
	1,0	0,75–0,85	0,2–0,6							
Грохочение сухое и мокрое	Для отверстий сита меньше 25 мм									
	Сухое	Мокрое с орошением								
Коэффициент p	1,0									
	1,25–1,40									
Уголь (любая)	Для отверстий сита больше 25 мм									
	В зависимости от влажности									
Любое	0,9–1,0									
	Для отверстий сита больше 25 мм									
Любое	Любое									
	1,0									

Для определения поправочных коэффициентов k , l необходимо знать соответственно содержание в исходном материале зерен размером меньше половины размера отверстий сита, содержание в исходном материале зерен размером больше размера отверстий сита. Указанные величины определяются по характеристикам крупности исходного материала.

Для определения поправочного коэффициента m необходимо знать эффективность грохочения. Эффективность E (%) грохочения в первом приближении можно принять в зависимости от содержания β_1^{-d} (%) подрешетного продукта в исходном:

$$\beta_1^{-d} < 40 \%, E = 60 \dots 70 \%;$$

$$\beta_1^{-d} = 40 \dots 70 \%, E = 70 \dots 80 \%;$$

$$\beta_1^{-d} > 70 \dots 80 \%, E = 80 \dots 95 \%;$$

$$\beta_1^{-d} > 80 \%, E > 95 \%.$$

Содержание β_1^{-d} (%) подрешетного продукта в исходном определяется по характеристике крупности исходного материала.

Производительность дробилок определяется обычно по данным каталогов, паспортов машиностроительных заводов или ГОСТов. Каталожные производительности в какой-то мере усредняют достигнутые в практике результаты. Производительности щековых и конусных дробилок крупного дробления по каталогу приведены в табл. 2 и 3.

Объемная производительность щековой дробилки Q_V ($\text{м}^3/\text{ч}$) для промежуточных размеров выходной щели находят прямой интерполяцией по формуле

$$Q_V = Q_{\max} - \frac{Q_{\max} - Q_{\min}}{i_{\max} - i_{\min}} (i_{\max} - i)$$

или

$$Q_V = Q_{\min} + \frac{Q_{\max} - Q_{\min}}{i_{\max} - i_{\min}} (i - i_{\min}),$$

где Q_{\max} и Q_{\min} – максимальная и минимальная производительности дробилки выбранного размера по каталогу, м³/ч; i_{\max} и i_{\min} – максимальная и минимальная ширина выходной щели дробилки, мм.

Объемная производительность конусной дробилки Q_V (м³/ч) принимается по данным табл. 3.

Массовая производительность дробилки определяется по формуле

$$Q_m = Q_V \rho_n,$$

где ρ_n – насыпная плотность дробимого материала, т/м³.

В каталогах производительность дробилки обычно указывается для пород со средними характеристиками насыпной плотности, крепости и т.д. Поэтому расчетная массовая производительность дробилки Q_{mp} (т/ч) определяется по формуле

$$Q_{mp} = Q_m k_\rho k_f k_w k_{кр},$$

где Q_m – массовая производительность дробилки, т/ч; k_ρ , k_f , k_w , $k_{кр}$ – поправочный коэффициент соответственно на насыпную плотность, крепость руды, влажность руды, крупность руды.

Поправочный коэффициент на насыпную плотность определяется по формуле

$$k_\rho = \frac{\rho_n}{\rho_{н.ср}},$$

где ρ_n – насыпная плотность дробимого материала, т/м³; $\rho_{н.ср} = 1,6$ т/м³ – насыпная плотность типовой (средней) руды.

Поправочные коэффициенты на условия дробления k_f , k_w , $k_{кр}$ определяются по табл. 7.

Для определения поправочного коэффициента $k_{кр}$ необходимо знать содержания $\beta_3^{+0,5B}$ (%) крупных классов (крупнее 0,5B) в питании:

$$\beta_3^{+0,5B} = \frac{\beta_1^{+0,5B}}{1 - \beta_1^{-d} E} 100 \%,$$

Поправочные коэффициенты на условия дробления

Коэффициент	Руда мягкая (некрепкая)	Руда средней твердости (средней крепости)	Руда твердая (крепкая)	Руда весьма твердая (особо крепкая)						
				5-10	11-15	16-18	19-20			
Крепость пород по шкале М.М. Прото- дьяконова f	5-10	11-15	16-18	19-20						
Поправочный на крепость k_f	1,2	1,0	0,95	0,90						
Поправочный на влажность k_w	Влажность руды $W, \%$									
	4	5	6	7	8	9	10	11		
	1	1	0,95	0,9	0,85	0,8	0,75	0,65		
Поправочный на крупность $k_{кр}$	Содержание крупных классов (крупнее 0,5B) в питании $\beta_3^{+0,5B}, \%$									
	5	10	20	25	30	40	50	60	70	80
	1,10	1,08	1,05	1,04	1,03	1,0	0,97	0,95	0,92	0,89

где $\beta_1^{+0,5B}$ – содержание класса $+0,5B$ в исходном материале, определяется по характеристике крупности исходного материала, доли ед.; β_1^{-d} – содержание класса $-d$ в исходном материале, определяется по характеристике крупности исходного материала, доли ед.; E – эффективность грохочения, доли ед.; B – ширина приемного отверстия дробилки, мм; d – размер отверстия сита грохота, мм.

По полученной производительности дробилки выбранного типоразмера определяется требуемое количество дробилок $N_{др}$ (шт.):

$$N_{др} = \frac{Q_3}{Q_{мп}},$$

где Q_3 – количество верхнего продукта грохота, т/ч; $Q_{мп}$ – массовая производительность дробилки, т/ч.

Количество верхнего продукта определяется по формуле

$$Q_3 = Q_1 (1 - \beta_1^{-d} E),$$

где Q_1 – количество исходного материала, т/ч; β_1^{-d} – содержание класса $-d$ в исходном материале, определяется по характеристике крупности исходного материала, доли ед.; E – эффективность грохочения, доли ед.; d – размер отверстия сита грохота, мм.

Коэффициент загрузки дробилки определяется по формуле

$$k_3 = \frac{Q_3}{N_{др} Q_{мп}},$$

где Q_3 – количество верхнего продукта грохота, т/ч; $N_{др}$ – требуемое количество дробилок, шт.; $Q_{мп}$ – массовая производительность дробилки, т/ч.

Результаты выполненных расчетов необходимо свести в табл. 8. По данным табл. 8 произвести окончательный выбор дробилки и грохота. При этом необходимо учесть, что при отсутствии явного преимущества щековых дробилок относительно конусных в рас-

смагтрываемом варианте, при прочих равных условиях, выбор реко-
мендуется делать в пользу конусных дробилок ввиду более благо-
приятных условий их эксплуатации.

Таблица 8

Результаты расчета стадии дробления
с предварительным грохочением

Номер варианта	d , мм	E , %	F_3 , м ²	Тип дробилки	i , мм	$Q_{др}$, т/ч	$N_{др}$, шт.	k_3
1								
2								
...								
n								

**Определение гранулометрического состава дробленого про-
дукта 5** выполняется на основе гранулометрического состава (ха-
рактеристик крупности) исходного материала и гранулометрического
состава (характеристик крупности) продукта дробления 4.

С помощью типовых характеристик крупности (рис. 33) необ-
ходимо построить характеристики крупности продукта дробления 4.
На рис. 33 по оси абсцисс отложена крупность кусков в долях мак-
симальной ширины разгрузочного отверстия, а по оси ординат –
суммарный выход классов по «плюсу».

С помощью характеристики крупности исходного материала 1
и характеристики крупности продукта дробления 4 строится харак-
теристика крупности дробленого продукта 5. Для этого необходимо
наметить не менее 5–7 значений крупности d_i (мм), по которым бу-
дет рассчитан состав продукта 5.

Искомое содержание $\beta_5^{-d_i}$ (%) принятых классов крупности $-d_i$
(мм) в конечном дробленом продукте 5 определяется по формулам:
если $d_i < i$, то

$$\beta_5^{-d_i} = (\beta_1^{-d_i} + \beta_1^{+i} \beta_4^{-d_i}) \cdot 100 \%;$$

если $d_i \geq i$, то

$$\beta_5^{-d_i} = (\beta_1^{-d_i} + \beta_1^{+d_i} \beta_4^{-d_i}) \cdot 100\%,$$

где $\beta_1^{-d_i}$, $\beta_1^{+d_i}$, β_1^{+i} – содержание классов крупности $-d_i$, $+d_i$ и $+i$ в исходном материале I , определяются по характеристике крупности исходного материала, доли ед.; $\beta_4^{-d_i}$ – содержание класса крупности $-d_i$ в продукте дробления 4 , определяется по характеристике крупности продукта дробления 4 , доли ед.

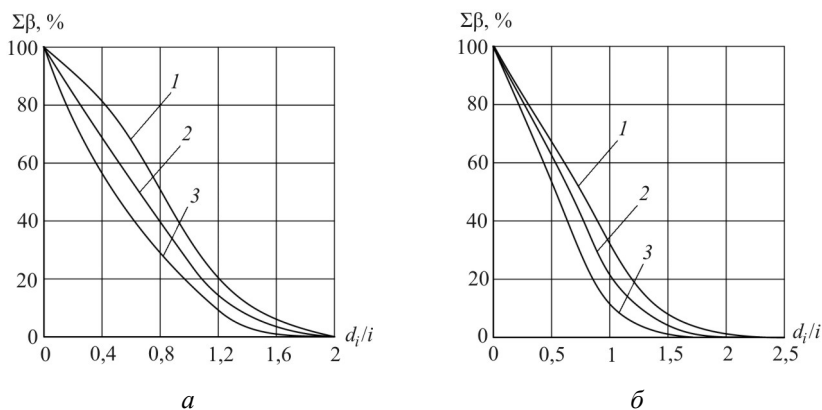


Рис. 33. Типовые характеристики крупности продукта дробления: a – для щековых дробилок; b – для конусных дробилок; 1 – для твердых руд; 2 – для руд средней твердости; 3 – для мягких руд

По намеченным значениям d_i (мм) и соответствующим значениям $\beta_5^{-d_i}$ (%) строится суммарная характеристика крупности по «минусу» дробленого продукта 5.

Определение эффективности стадии дробления. Эффективность E_d (%) стадии дробления определяется по формуле

$$E_d = \frac{\beta_5^{1-d_d} - \beta_1^{1-d_d}}{\beta_1^{+d_d}} \cdot 100\%,$$

где $\beta_1^{1-d_d}$, $\beta_5^{1-d_d}$ – содержание класса крупности $(1-d_d)$ соответственно в исходном материале I и дробленом продукте 5 , определяются по соответствующим характеристикам крупности, %; $\beta_1^{+d_d}$ – содержание класса $+d_d$ в исходном материале I , определяется по характеристике крупности исходного материала I , %; d_d – заданная крупность дробленого продукта, мм.

Анализ эффективности стадии дробления может быть выполнен на основе сравнения суммарных выходов заданного класса в исходном материале I и дробленом продукте 5 . Для этого предлагается определить и сравнить суммарные выходы класса $(-(d_d + 20) + (d_d - 20))$ в исходном материале I и дробленом продукте 5 .

Анализ результатов. В заключение необходимо отразить и проанализировать результаты основных этапов выполненной работы:

1) параметры грохота: размер отверстия сита грохота d (мм); расчетная рабочая площадь F (м²) сита грохота; эффективность грохочения E (%);

2) параметры дробилки: тип дробилки, расчетная массовая производительность дробилки $Q_{др}$ (т/ч); количество дробилок $N_{др}$ (шт.); коэффициент загрузки дробилки k_3 ;

3) параметры эффективности стадии дробления: эффективность стадии дробления E_d (%); суммарные выходы класса $(-(d_d + 20) + (d_d - 20))$ в исходном материале I и дробленом продукте 5 .

По результатам анализа указанных параметров, должны быть предложены пути повышения эффективности использования выбранного оборудования. В отдельных случаях целесообразно рассмотреть альтернативные варианты дробилок и грохотов.

Контрольные вопросы

1. Основные технологические свойства минералов.
2. Механические свойства полезных ископаемых, влияющих на их обогащение.

3. Химические свойства полезных ископаемых, влияющих на их обогащение.

4. Влияние текстурных и структурных особенностей строения полезного ископаемого на процесс обогащения.

5. Влияние магнитных свойств минералов на процесс обогащения.

6. Влияние спектроскопических и радиоспектроскопических свойств минералов на процесс обогащения.

7. Показатели обогащения полезных ископаемых и их обогатимости.

8. Подготовка полезных ископаемых к переработке и обогащению.

9. Цели, задачи, способы усреднения сырья и продуктов обогащения.

10. Усреднительные бункера и склады.

11. Классификация методов и процессов обогащения.

12. Понятие технологической схемы обогащения.

13. Подготовительные обогатительные процессы.

14. Сущность процесса грохочения.

15. Гранулометрический состав полезных ископаемых.

16. Конструкции грохотов.

17. Принцип действия колосниковых, криволинейных и плоских грохотов.

18. Конструкции просеивающих поверхностей.

19. Классификация грохотов, их назначение и область применения, достоинства и недостатки.

20. Понятия «эффективность» и «производительность» процесса грохочения. От чего зависит производительность, эффективность грохочения?

21. Понятие «класс крупности». Определение гранулометрического состава материала.

22. Характеристика крупности, способы их построения, свойства. Определение выхода класса по характеристике крупности.

23. Сущность процесса классификации полезных ископаемых.

24. Гидравлическая классификация в восходящем потоке воды, в горизонтальном потоке пульпы.

25. Принцип действия и область применения гидравлического камерного классификатора.
26. Принцип действия и область применения механического спирального классификатора.
27. Принцип действия и область применения гидроциклона.
28. Сущность процесса дробления.
29. Способы дробления полезных ископаемых.
30. Классификация дробилок, их назначение и область применения, достоинства и недостатки.
31. Принцип действия, достоинства и недостатки щековых дробилок.
32. Принцип действия, достоинства и недостатки конусных дробилок.
33. Принцип действия, достоинства и недостатки валковых дробилок.
34. Принцип действия, достоинства и недостатки молотковых дробилок.
35. Принцип действия, достоинства и недостатки роторных дробилок.
36. Схемы дробления: с предварительным грохочением, с поперечным грохочением, с предварительным и поперечным грохочением. Их достоинства и недостатки, область применения.
37. Понятия «эффективность» и «производительность» процесса дробления. От чего зависит производительность, эффективность дробления?
38. Выбор и расчет дробилок и грохотов для обеспечения дробления заданного материала с предварительным грохочением.
39. Построение суммарных характеристик крупности продуктов для различных этапов дробления с предварительным грохочением.
40. Анализ результатов расчета основных параметров дробления с предварительным грохочением.
41. Сущность процесса измельчения.
42. Классификация измельчительных машин.
43. Принцип действия, достоинства и недостатки барабанной мельницы.

44. Принцип действия, достоинства и недостатки кольцевой мельницы.

45. Принцип действия, достоинства и недостатки дисковой мельницы.

46. Процессы, позволяющие изменить свойства разделяемых материалов.

47. Сущность и назначение процессов окислительного, восстановительного, хлорирующего обжига. Сущность и назначение процессов спекающего обжига, обжига с термической диссоциацией извлекаемых минералов.

48. Сущность и назначение процессов промывки, обдирки, электростатической зарядки поверхности частиц.

49. Сущность и назначение процессов обработки перерабатываемых материалов химическими реагентами.

3. ОСНОВНЫЕ ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ

3.1. Гравитационное обогащение

Гравитационными процессами обогащения называются процессы, в которых разделение минеральных частиц, отличающихся плотностью, размером или формой, обусловлено различием в характере и скорости их движения в среде под действием силы тяжести и сил сопротивления.

В качестве среды, в которой осуществляется гравитационное обогащение, используются при мокром обогащении вода, тяжелые суспензии или растворы, при пневматическом – воздух.

К гравитационным процессам относятся отсадка, обогащение в тяжелых средах (главным образом в минеральных суспензиях), концентрация на столах, обогащение в шлюзах, желобах, струйных концентраторах, конусных, винтовых и противоточных сепараторах, пневматическое обогащение.

К гравитационным процессам также можно отнести и промывку полезных ископаемых. Гравитационные процессы обогащения отличаются, как правило, высокой производительностью обогатительных аппаратов, простотой производственного комплекса, относительной дешевизной и высокой эффективностью разделения минеральных смесей.

3.1.1. Принципы и теоретические основы отсадки

Отсадка – гравитационное обогащение в вертикальном пульсирующем потоке воды или воздуха.

Сущность процесса отсадки заключается в разделении смеси зерен полезного ископаемого по плотности в водной или воздушной среде, колеблющейся (пульсирующей) относительно разделяемой смеси в вертикальном направлении.

Исходный продукт, представляющий смесь минеральных зерен различной плотности (рис. 34), подается на решетку, через отверстия которого проходит переменный по направлению и скорости восходящий и нисходящий поток воды.

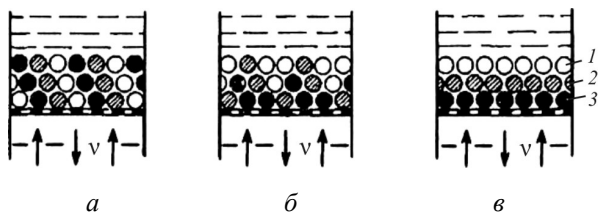


Рис. 34. Схема расслоения смеси зерен минералов различной плотности в пульсирующем потоке воды: *а*, *б*, *в* – начальное, промежуточное, конечное состояние системы; 1 – зерна легкие; 2 и 3 – промежуточной плотности и тяжелые

В начальном положении при нулевой скорости восходящего потока зерна минералов находятся в сплоченном состоянии. В период действия восходящего потока, движущегося со скоростью, большей скорости стесненного падения зерен данной плотности и крупности, материал взвешивается и происходит его перегруппировка по слоям плотности в соответствии со скоростями падения различных зерен. В период действия нисходящего потока происходит аналогичный процесс, но материал опускается и уплотняется. По истечении определенного времени, в зависимости от частоты и амплитуды колебаний водного потока, происходит полное разделение зерен по слоям плотности; наиболее плотные концентрируются в нижнем слое (на решетке машины), а наиболее легкие – в верхнем.

Следует отметить, что такое идеальное распределение зерен по плотностям возможно только в том случае, если они обладают одинаковыми размерами и формой. В реальных процессах расслоение частиц в процессе отсадки происходит по плотности и крупности.

Слой материала, находящийся на решетке, называется постелью. Постель, образующаяся при отсадке крупного материала, состоит из зерен самого материала и называется естественной. Через принудительно пульсирующую толщу материала тяжелые зерна проникают в нижние слои постели, а легкие – в верхние. При обогащении мелкого материала (для руд менее 3–5 мм; для углей менее 6–10 мм) на решетку укладывается в специально сделанные гнезда искусственная постель. Она состоит из тяжелых естественных или искусственных

материалов (полевой шпат, резиновые шарики, свинцовая дробь, укатанные частицы галенита и др.), крупность которых приблизительно в два раза больше отверстий решета, а плотность близка к плотности тяжелых фракций обогащаемой минеральной смеси. В этом случае искусственная постель является как бы фильтрующим слоем, пропускающим зерна тяжелого минерала и задерживающим зерна легкого. В конце машины имеется сливной порог, установленный на несколько сантиметров выше отсадочного решета, через который удаляются легкие фракции.

Кроме воды, поступающей в отсадочную машину вместе с исходным материалом и называемой *транспортной*, под решето машины подается *подрешетная* вода. Она предназначена для поддержания оптимальной разрыхленности постели и уменьшения вредного действия нисходящих струй воды. Из общего расхода воды на долю транспортной приходится 30–40 %, а на долю подрешетной – 70–60 %.

Аппараты, применяемые для отсадки, называют отсадочными машинами. Отсадочная машина состоит из двух сообщающихся между собой отделений концентрации и пульсаций (рис. 35). В концентрационном отделении укреплено решето, на котором разделяются минералы. В отделении пульсаций имеется устройство, сообщающее возвратно-поступательное движение воде, которой заполнена камера машины. Обогащаемое полезное ископаемое попадает на решето вместе с водой, которая транспортирует его вдоль машины, распределяя равномерным слоем, называемым постелью. Через отверстия в решете от привода создаются переменные по скорости и направлению восходящие и нисходящие потоки воды. В период действия восходящего потока постель разрыхляется, при этом наиболее легкие зерна, скорость падения которых меньше скорости восходящих потоков, движутся вверх вместе с водой, а тяжелые зерна лишь взвешиваются. Под действием нисходящих потоков постель уплотняется, при этом тяжелые зерна водным потоком увлекаются вниз с большей скоростью, чем более легкие. В результате многократных воздействий восходящих и нисходящих потоков постель расслаивается: легкие минералы восходящими потоками выносятся

в верхние слои, а тяжелые под действием сил тяжести, преодолевая сопротивление среды, концентрируются в нижних слоях постели. За счет продольных потоков транспортной воды постель перемещается вдоль машины к разгрузочному концу решета, где происходит по-слойная разгрузка продуктов обогащения.

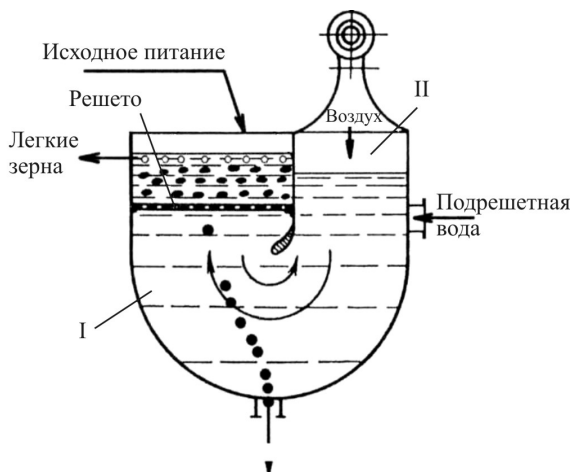


Рис. 35. Принципиальная схема отсадочной машины:
I – отделение концентрации; II – отделение пульсации

Разнообразие условий применения привело к созданию многочисленных конструктивных разновидностей отсадочных машин. Существующие классификации различают отсадочные машины по назначению, принципу работы привода, способу разгрузки продуктов разделения, по числу выделяемых продуктов и другим признакам.

В зависимости от вида среды разделения все отсадочные машины подразделяют на гидравлические – с водной рабочей средой – и пневматические – с воздушной рабочей средой.

По принципу работы привода, обеспечивающего пульсацию воды в отделении концентрации, отсадочные машины подразделяют на поршневые, диафрагмовые, воздушно-пульсационные – беспоршневые и с подвижным решетом.

В поршневых отсадочных машинах (ОМП) пульсация воды вызывается возвратно-поступательным движением поршня. Поршневые машины применяют для обогащения марганцевых, оловянных, вольфрамовых руд с крупностью материала 2–40 мм.

В диафрагмовых отсадочных машинах (МОД) пульсации среды создаются движением конических днищ или диафрагмой. Машины используют для обогащения руд черных, редких металлов и золото-содержащих россыпей при крупности обогащаемого материала 0,5–15(30) мм.

В воздушно-пульсационных – беспоршневых (ОПМ, ОПС) отсадочных машинах пульсации среды создаются периодическим впуском сжатого воздуха. Машины получили наибольшее распространение для обогащения углей крупностью 0,5–13; 0,3–25 мм.

В отсадочных машинах с подвижным решетом колебания среды создаются движением решета. Машины применяют очень редко для обогащения железных и марганцевых руд при крупности разделяемого материала 3–40 мм.

3.1.2. Обогащение в тяжелых средах

Процесс обогащения в тяжелых средах основан на разделении смеси зерен по плотности в гравитационном или центробежном полях в среде, плотность которой промежуточная между плотностями разделяемых частиц. Минералы меньшей плотности, чем среда, всплывают, а более тяжелые – тонут. Происходит разделение на легкие (всплывшие) и тяжелые (потонувшие) продукты. В качестве тяжелых сред можно использовать тяжелые органические жидкости, водные растворы тяжелых солей и тяжелые суспензии, представляющие собой взвеси в воде тонкодисперсных частиц тяжелого минерала (утяжелителя). Хорошо перемешанная взвесь, образующая суспензию, обладает некоторыми свойствами, близкими к свойствам однородной тяжелой жидкости (например, вязкостью, текучестью, устойчивостью).

Тяжелые органические жидкости и растворы солей не нашли промышленного применения из-за высокой стоимости, трудности

регенерации, токсичности и т.д. Широкое промышленное распространение получил метод обогащения в тяжелых суспензиях.

В качестве утяжелителя суспензии применяются естественные сыпучие тонкоизмельченные вещества – кварцевый песок, лесс, глина и др.; тяжелые минералы – пирит, барит, магнетит, галенит и др.; ферросплавы – ферросилиций, феррохром, ферромарганец и др.

Наибольшее распространение в промышленности получили следующие утяжелители: кварцевый песок (плотность 2650 кг/м^3), магнетит (около 5000 кг/м^3), ферросилиций ($6400\text{--}7000 \text{ кг/м}^3$) и галенит (7500 кг/м^3).

Кварцевый песок и магнетит применяют главным образом для приготовления суспензий плотностью менее 2000 кг/м^3 , ферросилиций и галенит – более плотных (до $3200\text{--}3400 \text{ кг/м}^3$).

Обогащение полезных ископаемых в тяжелых суспензиях характеризуется высокой эффективностью процесса (практические показатели обогащения очень близки к теоретическим), простотой конструкции сепараторов и высокой их производительностью, нечувствительностью процесса к изменениям производительности и качеству исходного материала.

Однако процесс обогащения в тяжелых суспензиях дороже отсадки (приблизительно в два раза). Это объясняется усложнением схем в связи с необходимостью введения утяжелителя и его регенерации, тщательной классификацией и обесшламливанием исходного сырья, необходимостью установки в ряде случаев износостойкого оборудования (насосов, трубопроводов и др.).

Обогащение в тяжелых суспензиях средне- и крупнокускового материала производят в сепараторах, принцип работы которых основан на использовании гравитационных сил и в которых тем или иным способом осуществляют раздельную разгрузку всплывшего легкого и потонувшего тяжелого продукта. Наиболее распространены сепараторы: конусные, барабанные и колесные. Обогащение мелкозернистого материала осуществляют в центробежных сепараторах (гидроциклонах).

3.1.3. Сепараторы для обогащения в тяжелых суспензиях

Тяжелосредный сепаратор – сепаратор для обогащения в тяжелой среде. Требования обеспечения высокой точности разделения минеральных частиц при разнообразии вещественного состава полезных ископаемых и физико-химических свойств утяжелителей, обусловили создание множества конструкций сепараторов.

Конструкции тяжелосредных сепараторов классифицированы по ряду признаков:

- по крупности обогащаемого материала – сепараторы для крупных и средних классов, сепараторы для мелких классов;
- по принципу действия – с расслоением в гравитационном поле сил, с расслоением в центробежном поле сил;
- по числу конечных продуктов обогащения – двухпродуктовые, трехпродуктовые;
- по способу стабилизации плотности суспензии – с механическим перемешиванием суспензии, с восходящим или нисходящим движением, с горизонтальным движением, с комбинированным движением;
- по форме рабочей камеры – пирамидальные, конусные, корытные, барабанные;
- по способу удаления продуктов обогащения – с самотечным удалением, с помощью скребкового конвейера, цепного устройства, лопастного устройства, элеваторного колеса.

Конструкция сепаратора должна обеспечивать поддержание устойчивой плотности суспензии в зоне расслоения обогащаемого материала, полное расслоение материала по плотности, быстрое удаление из ванны сепаратора продуктов обогащения и достаточную производительность.

Принципиальные схемы основных типов тяжелосредных сепараторов представлены на рис. 36.

Из многочисленных конструкций суспензионных сепараторов наибольшее распространение получили сепараторы колесного типа, конусные, барабанные сепараторы спиральные и с элеваторной разгрузкой, суспензионные гидроциклоны.

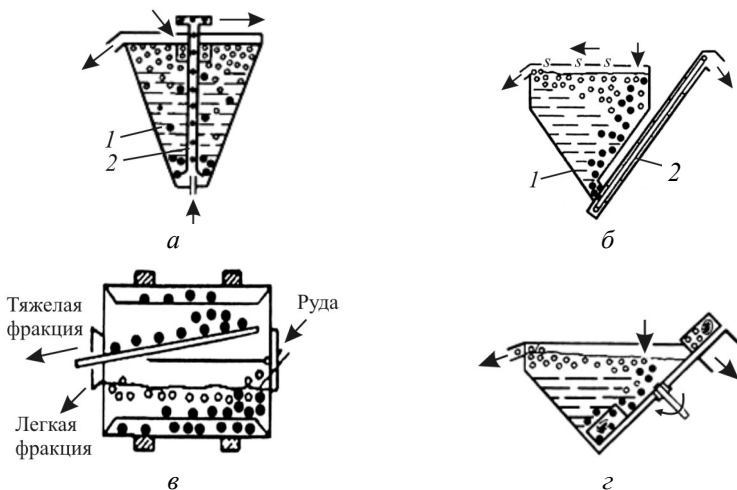


Рис. 36. Схемы основных типов тяжелосредных сепараторов: а – конусный; б – пирамидальный; в – барабанный; г – корытный

Конусный сепаратор с аэролифтной выгрузкой (рис. 36, а) состоит из конусообразного корпуса 1, по оси которого размещен эрлифтный подъемник 2. Суспензия может подаваться совместно с исходной рудой или отдельно по патрубкам внутрь конуса. Разгрузка легкой (всплывшей) фракции осуществляется самотеком или она удаляется принудительно механическим устройством в проем на борту конуса и далее в сборный желоб. Затем легкая фракция направляется на грохот для отделения суспензии и отмывки утяжелителя. Тяжелая (потонувшая) фракция попадает в загрузочную часть аэролифта, транспортируется вверх по трубе и в дальнейшем направляется на грохот для отделения суспензии.

Колесный тяжелосредный сепаратор – тяжелосредный сепаратор, из ванны которого утонувший продукт удаляется вращающимся элеваторным колесом.

Основные узлы сепаратора СКВ (рис. 37): корпус с рабочей ванной, элеваторное колесо, гребковое устройство, приводы вращения элеваторного колеса и гребкового устройства.

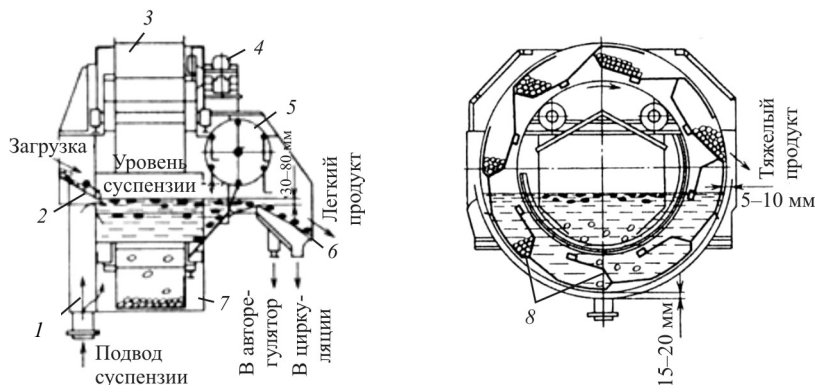


Рис. 37. Устройство тяжелосреднего колесного сепаратора: 1 – нижний патрубок; 2 – загрузочный желоб; 3 – вертикальное элеваторное колесо; 4 – привод; 5 – гребковый механизм; 6 – разгрузочная часть ванны для легких фракций; 7 – разгрузочная часть ванны для тяжелых фракций; 8 – ковши элеваторного колеса

В корпусе сепаратора смонтированы основные узлы и механизмы: элеваторное колесо с приводом, гребковый механизм с приводом, опорные катки элеваторного колеса, желоб для выгрузки легкого продукта. Корпус имеет четыре опорных кронштейна для установки сепаратора на раме или опорных балках.

Исходный продукт по загрузочному желобу поступает в рабочую ванну сепаратора. Через нижний патрубок корпуса в ванну подается суспензия, которая разделяется на транспортный (горизонтальный) и восходящий (вертикальный) потоки. Процессы подачи и отвода суспензии обеспечивают ее обмен в ванне сепаратора и непрерывную циркуляцию. В зависимости от производительности сепаратора высота слоя суспензии, переливающейся через порог разгрузочного желоба, составляет 30–80 мм.

В ванне сепаратора исходный продукт разделяется в суспензии на всплывшую (легкий продукт) и потонувшую (тяжелый продукт) фракции. Передвижение всплывшей фракции вдоль ванны осуществляется транспортным потоком, а разгрузка – гребковым механизмом. Потонувшая фракция оседает на дно ванны и с помощью ковшей элеваторного колеса при его вращении выгружается из сепаратора.

Тяжелосредный гидроциклон – аппарат для обогащения в тяжелой среде под влиянием центробежных сил.

Принцип работы двухпродуктового тяжелосредного гидроциклона (рис. 38) заключается в следующем. Исходный продукт поступает в аппарат в смеси с тяжелой суспензией через загрузочный патрубок 1 по касательной во внутреннюю полость цилиндрической части корпуса. Тангенциальный ввод разделительной среды под давлением формирует внутри аппарата вихревой поток с воздушным столбом вдоль оси. Благодаря центробежным силам, во много раз превосходящим силы тяжести, тяжелый продукт перемещается к стенкам конической части корпуса 5, скользит по ним и разгружается совместно с частью суспензии через разгрузочную насадку 4. Легкий продукт проходит через сливную трубу 6 в разгрузочную камеру 2. Гидроциклон устанавливают вертикально или чаще на раме 3 под определенным углом наклона к горизонту.

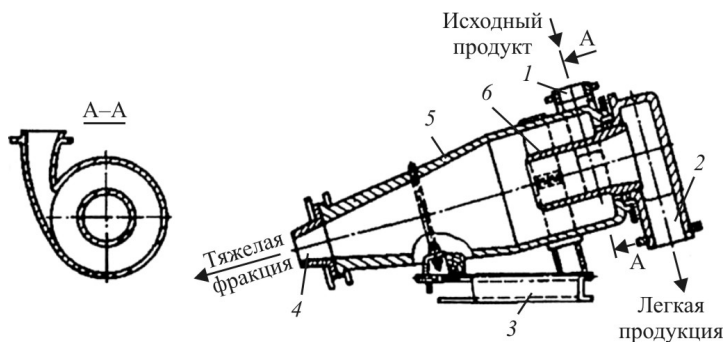


Рис. 38. Схема двухпродуктового тяжелосредного гидроциклона

Преимущества тяжелосредных гидроциклонов перед аппаратами, в которых разделение происходит только под действием сил тяжести, заключается в наличии центробежного поля, обеспечивающего повышение эффективности и скорости разделительных процессов.

В технологии обогащения суспензионный процесс может выполнять функции как вспомогательных, так и основных процессов с выдачей готовой продукции. В качестве вспомогательного суспен-

зионный процесс находит широкое применение для предконцентрации полиметаллических руд и позволяет выделить до 35 % породы в начале технологической схемы.

В качестве основного суспензионный процесс применяют на углеобогатительных, хромовых, марганцевых, железорудных и других фабриках в комбинации с другими процессами.

3.1.4. Обогащение на концентрационных столах

Минеральные частицы, транспортируемые потоком воды по наклонной плоскости, имеют сложную траекторию движения. Они скользят и перекачиваются по наклонной плоскости, подхватываются вихревыми потоками и перемещаются вместе с водным потоком, затем опускаются вниз и т.д.

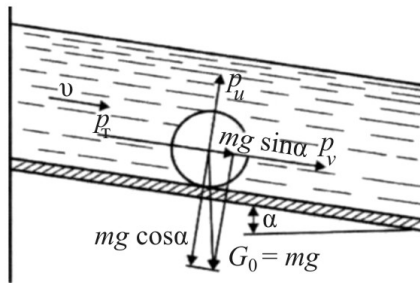


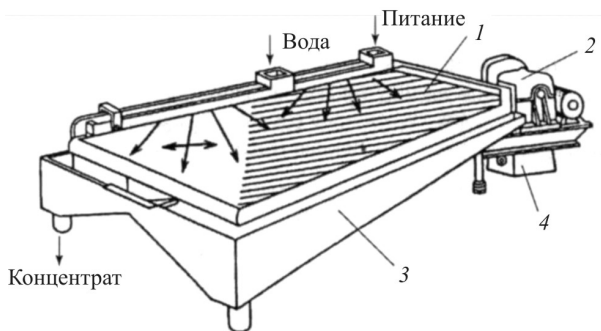
Рис. 39. Диаграмма сил, действующих на частицу минерала

На минеральную частицу массой m , которая находится в потоке воды, текущей по наклонной плоскости, действуют следующие силы (рис. 39): сила тяжести частицы в воде $G_0 = mg$, направленная вертикально вниз; динамическое давление струи воды p_v в направлении движения частицы; сила динамического воздействия вертикальной составляющей скорости p_u , возникающей при турбулентных режимах и направленной вверх; сила трения p_t , направленная в сторону, противоположную движению частицы. В результате воздействия этих сил мелкие и легкие зерна будут перемещаться водной струей по наклонной плоскости с большей скоростью, чем крупные и тяжелые.

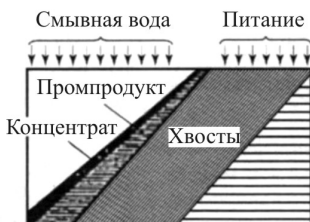
Разделение частиц в потоках жидкости малой толщины осуществляют на концентрационных столах, шлюзах, в желобах и винтовых сепараторах. Наибольшее распространение имеет обогащение полезных ископаемых на концентрационных столах.

Концентрация на столе – процесс разделения минеральных частиц на основе различий в их плотности и крупности в тонком слое воды, текущей по наклонной плоскости.

Концентрационный стол – сепаратор для гравитационного обогащения (рис. 40, *a*), представляет собой плоскую поверхность трапецевидной формы – деку с узкими рифлями. Деки изготавливают из дерева или алюминия и покрывают линолеумом (полиуретаном) или другими материалами. Деку устанавливают под углом $1-10^\circ$ в поперечном направлении, и под действием привода она совершает возвратно-поступательное движение в продольном направлении.



a



б

Рис. 40. Концентрационный стол (*a*): 1 – дека; 2 – приводной механизм; 3 – опорное устройство; 4 – механизм регулирования наклона дек; схема процесса концентрации на столе (*б*)

В поперечном направлении по всей площади деки идет тонкий поток воды. Питание в виде пульпы подают в верхний угол стола через загрузочный лоток (рис. 40, б).

Поступающие на деку стола частицы минералов подвергаются воздействию двух основных сил: силы воздействия смывного потока воды, направленной поперек деки, и силы инерции частиц, возникающей при возвратно-поступательном движении деки и направленной вдоль деки.

Скорость движения частицы в поперечном направлении деки под воздействием потока воды определяется соотношением тем выше, чем меньше плотность и размер частицы. Следовательно, мелкие и легкие частицы будут перемещаться в поперечном направлении деки стола с большей скоростью, чем крупные и тяжелые.

Скорость движения частицы минерала в продольном направлении деки стола определяется соотношением силы инерции и силы трения. Следовательно, тяжелые частицы будут перемещаться в продольном направлении деки стола с большей скоростью, чем легкие.

Результирующие скорости легкой и тяжелой частиц обеспечивают движение их по различным траекториям и схождение с деки стола в различных точках.

В результате всех явлений на деке стола образуется «веер продуктов» (см. рис. 40, б). В передней части деки концентрируются частицы наиболее тяжелых минералов, в конце деки (у привода) – частицы наиболее легких минералов, а между ними концентрируются частицы промежуточной плотности (сростки).

Процесс разделения зернистого материала на концентрационном столе отличается высокой эффективностью, которая зависит от плотности, крупности, формы частиц, гидродинамики потока воды, параметров движения деки, явлений сегрегации и др.

3.1.5. Обогащение на шлюзах

Обогащение на шлюзах – процесс гравитационного обогащения, в котором разделение частиц производится в слое жидкости, движущейся по наклонному желобу, дно которого имеет шероховатое или гладкое покрытие.

Шлюз – это сепаратор для гравитационного обогащения, в котором разделение частиц осуществляется в слое жидкости, движущейся по наклонному желобу с параллельными бортами, на дно которого укладываются трафареты или покрытия из шероховатого материала (войлок, грубошерстное сукно, рифленая резина и др.) (рис. 41).

На шлюзах обогащают руды россыпных месторождений золота, вольфрама, олова и редких металлов.

Пульпа при разжижении Ж : Т не менее (5–6) : 1 подается в головную верхнюю часть подготовленного к работе шлюза.

При движении пульпы по шлюзу происходит разделение минеральной смеси по плотности и крупности зерен. Вначале на дно шлюза оседают зерна тяжелых минералов, которые концентрируются между трафаретами или задерживаются шероховатой поверхностью покрытия, а более крупная галька и валуны уносятся потоком и катятся по дну шлюза. Вместе с ними уносятся зерна легких минералов и шламы.

Работа концентрационных шлюзов с улавливающим покрытием характеризуется периодичностью.

По мере накопления тяжелых минералов промежутки между трафаретами полностью ими заполняются и подачу питания на шлюз прекращают. Затем осадок снимают сполоском шлюза. Сполосок ворсистой ткани выполняют путем ее снятия и промывки в специальном баке. Операция по снятию осадка является весьма трудоемкой и в шлюзах новых конструкций процесс сполоска автоматизирован. После снятия концентрата шлюз снова армируют и включают в работу.

Выход концентрата составляет десятые и сотые доли процента. Применительно к обогащению бедных россыпных материалов шлюз характеризуется высокой степенью концентрации.

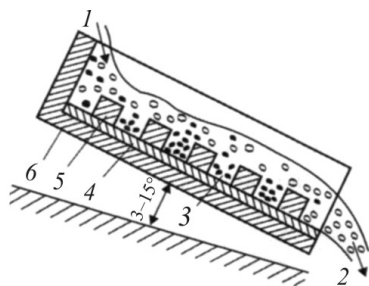


Рис. 41. Неподвижный шлюз:
1 – подача питания; 2 – разгрузка хвостов; 3 – концентрат; 4 – маты; 5 – трафареты; 6 – лоток

Различают шлюзы глубокого наполнения для обработки материала крупнее 20 мм и шлюзы мелкого наполнения для обогащения материала мельче 20 мм.

Шлюзы глубокого наполнения представляют собой желоба прямоугольного сечения, изготовленные из досок толщиной 40–50 мм. Длина шлюзов достигает 150–180 м, ширина изменяется от 0,9 до 1,8 м, а высота (глубина) – от 0,75 до 0,9 м. Угол наклона шлюза составляет 2–3°. На дно шлюза укладывают трафареты. Часто для улавливания мелких тяжелых минералов, оседающих между трафаретами, по всему дну шлюза под трафаретами укладывают ворсистую ткань.

Шлюзы с малым наполнением используются для обогащения тонкозернистого материала. Дно таких шлюзов устилается ворсистыми, шероховатыми покрытиями – войлоком, грубошерстным сукном, рифленой резиной, кордером, вельветом.

В настоящее время для обогащения тонкозернистого материала применяются шлюзы с ворсистым покрытием следующих типов: стационарные с опрокидывающейся декой, подвижные ленточные, автоматические многодечные и винтовые.

Стационарные шлюзы эксплуатируются на фабриках небольшой производительности. Они изготавливаются в виде слабонаклонной деревянной плоскости с невысокими бортами, покрытой линолеумом или листовым металлом, и закрепляются на стойке. Шлюзы бывают с закрепленным и съемным ворсистым покрытием. В первом случае сполоск шлюза производится сильной струей воды, во втором – ворсистое покрытие снимают и промывают в специальной емкости.

Опрокидывающиеся шлюзы с закрепленным покрытием при сполоске поворачиваются на 45–60° и концентрат смывается струей воды, т.е. операция снятия концентрата частично механизирована.

Ленточные шлюзы применяются для обогащения шламистых продуктов, содержащих золото, платину и олово. Ленточный шлюз состоит из движущейся бесконечной прорезиненной ленты. Лента движется навстречу течению пульпы. Снятие концентрата на них полностью механизировано.

Автоматические многодечные шлюзы являются по конструкции наиболее совершенными аппаратами.

На рис. 42 представлен 40-дечный автоматический шлюз «Бартлез-Мозли», деки которого сгруппированы в два пакета по 20 дек. В промежутке между пакетами размещен привод шлюза.

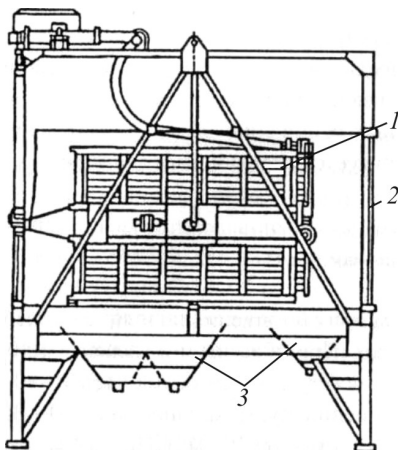


Рис. 42. Орбитальный шлюз «Бартлез-Мозли»:
1 – деки; 2 – рама; 3 – приемник продуктов
обогащения

Деки размером $1,3 \times 1,5$ м изготовлены из стекловолокна и расположены в виде двух стеллажей, свободно подвешенных под углом $1-3^\circ$. В период шлюзования деки совершают орбитальное движение. Амплитуда качания дек равна $4,8-6,4$ мм.

Пульпа равномерно распределяется по всем 40 декам. Продолжительность подачи питания и шлюзования составляет около 35 мин. В конце загрузки деки наклоняются до 45° и осуществляется промывка их водой. После промывки шлюз автоматически возвращается в исходное положение и цикл его работы повторяется.

3.1.6. Обогащение на струйных концентраторах

В струйных аппаратах обогащение происходит в наклонном потоке под действием силы тяжести. К таким аппаратам относятся:

- струйные желоба (суживающиеся) и различные установки их на общей раме (струйные концентраторы) (рис. 43, а);
- конусные сепараторы, которые состоят из одного или нескольких конусов, установленных основанием вверх и представляющих собой как бы единый круговой суживающийся желоб (рис. 43, б).

Струйный желоб представляет собой короткий (до 1000–1200 мм) клиновидный желоб с плоским и гладким днищем. Устанавливается он под углом 15–20° к горизонту, узкой частью вниз.

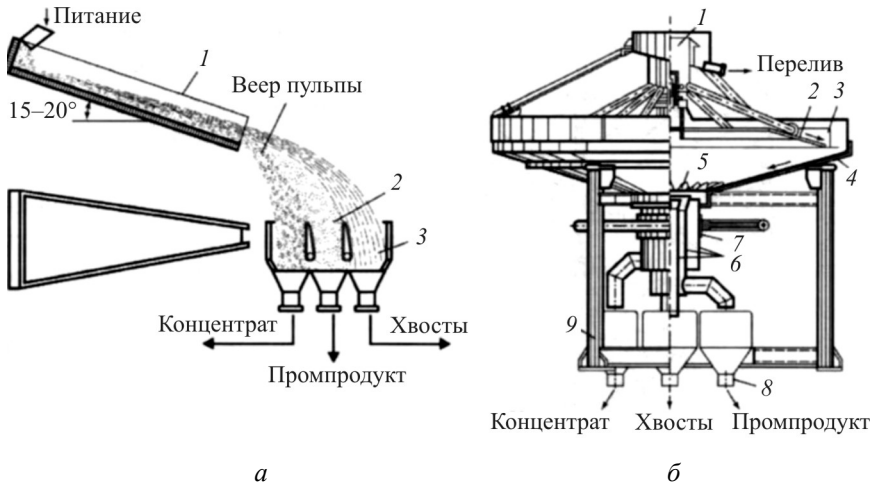


Рис. 43. Суживающийся желоб (а) и конусный сепаратор (б): 1 – приемный резервуар; 2 – распределительное конусное кольцо; 3 – стабилизирующая перегородка; 4 – конус; 5 – суживающиеся клинья; 6 – трубы для разгрузки продуктов; 7 – штурвал; 8 – приемный желоб; 9 – рама

Благодаря сужению желоба высота потока увеличивается от 1,5–2 мм у загрузочного конца до 7–12 мм у разгрузочного. В нижних слоях потока сосредотачиваются мелкие частицы большей плотности, а в верхних – крупные меньшей плотности. Расслоенные продукты направляются в отдельные приемники. В струйных аппаратах концентрат выделяется непрерывно.

3.1.7. Обогащение в криволинейных и центробежных потоках воды

Обогащение на винтовых сепараторах и шлюзах. Винтовой сепаратор – это сепаратор для гравитационного обогащения, в котором разделение частиц производится в жидкости, движущейся по винтовому желобу с вертикальной осью (рис. 44). Пульпа подается в верхнюю часть желоба и под действием силы тяжести стекает по нему вниз в виде тонкого (6–15 мм) слоя.

При движении по желобу винтового сепаратора частицы распределяются по глубине потока в соответствии с их гидравлической крупностью. Одновременно под влиянием циркулирующих потоков воды, центробежных и гравитационных сил происходит перемещение частиц в поперечном направлении: находящиеся в верхних слоях частицы меньшей гидравлической крупности (преимущественно зерна легких минералов) относятся к внешнему борту, а находящиеся в нижних слоях (частицы тяжелых минералов и крупные – легких) – к внутреннему.

В результате поперечного перераспределения зерен формируются отдельные слои потока (концентрат, промпродукт, хвосты), которые приобретают установившееся движение.

Основное перераспределение зерен заканчивается после прохождения примерно двух или трех витков, после чего зерна движутся на постоянных расстояниях от оси сепаратора.

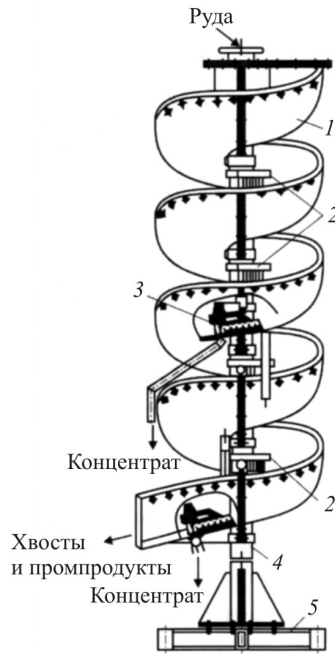


Рис. 44. Винтовой сепаратор:
1 – желоб винтовой; 2 – коробки водораспределительные;
3 – отсекатель; 4 – опорная труба (колонна); 5 – опорная рама

Вывод продуктов обогащения осуществляется отсекателями, установленными на сепараторах отечественной конструкции в конце последнего витка, а на зарубежных – на каждом витке желоба (до трех отсекаателей на каждом витке).

Диаметр винтового желоба определяет размер сепаратора. Выбор диаметра сепаратора зависит от заданной производительности, крупности и плотности разделяемого материала. Применяемые в практике

винтовые сепараторы имеют желоба диаметром 600–2000 мм.

Число витков желоба зависит от физических свойств разделяемого материала. Оно увеличивается с уменьшением разницы в плотностях разделяемых минералов и их крупности. Число витков желоба в промышленных сепараторах составляет 4–6.

Шаг винтового желоба при постоянном диаметре определяет угол наклона желоба к горизонтальной плоскости. С уменьшением относительного шага винтового желоба (отношение шага к диаметру) показатели обогащения для материала крупностью $-2+0,2$ мм ухудшаются, а для материала крупностью менее 0,2 мм – улучшаются. Относительный шаг принимается для промышленных винтовых сепараторов равным 0,4–0,6, для винтовых шлюзов – 0,5.

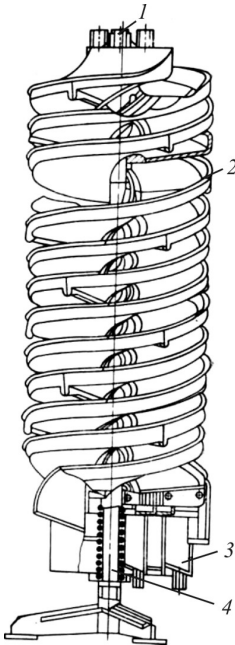


Рис. 45. Винтовой шлюз:
1 – приемник; 2 – винтовой желоб; 3 – делитель;
4 – каркас

Разновидностью винтовых сепараторов являются винтовые шлюзы (рис. 45), отличающиеся от первых более широким желобом с малым наклоном его днища. Они предназначены для обогащения тонкозернистых материалов крупностью менее 0,5(0,2) мм при малых скоростях движения потока в желобе.

Винтовые сепараторы широко применяют в практике обогащения руд и россыпей редких металлов для получения черновых концентратов при извлечении в них до 90–95 % ценных компонентов. Винтовые сепараторы устанавливают на драгах, передвижных обогатительных установках и на стационарных фабриках. Установка винтовых сепараторов в начале процесса обогащения руд и россыпей обеспечивает выделение сразу значительного количества отвальных хвостов, а это позволяет существенно увеличить производительность остального оборудования и снизить расходы на обогащение.

Винтовые сепараторы отличаются простотой обслуживания, отсутствием механического привода и потребления энергии, малой площадью и высокой надежностью в работе.

Обогащение в центробежных концентраторах. В центробежных концентраторах центробежная сила, действующая на тело в криволинейном потоке, во много раз больше, чем сила тяжести, и материал разделяется под действием центробежной силы. В тех случаях, когда центробежная сила и сила тяжести соизмеримы, сепарация происходит под действием обеих сил и обогащение принято называть центробежно-гравитационным.

Создание центробежного поля в центробежных концентраторах может осуществляться двумя путями:

- 1) тангенциальной подачей потока под давлением в закрытый и неподвижный цилиндрический сосуд;
- 2) закручиванием свободно подаваемого потока в открытом вращающемся сосуде.

При центробежном гравитационном обогащении необходимым условием является наличие транспортного (смывного) потока в направлении, не совпадающем с вектором силы центробежного поля.

Эффективность разделения зерен минералов по плотности во вращающемся потоке зависит от соотношения: угловой скорости вращения или тангенциальной скорости вращающегося потока; скорости продольного перемещения потока; гидравлической крупности разделяемых зерен.

Центробежные концентраторы разделяют на два типа:

1) напорные циклонные аппараты для разделения мелкозернистых материалов;

2) безнапорные аппараты-центрифуги с малой интенсивностью центробежного поля для разделения как крупно-, так и мелкозернистых материалов.

Центробежные концентраторы циклонного типа (рис. 46) по принципу работы имеют много общего с гидроциклонами.

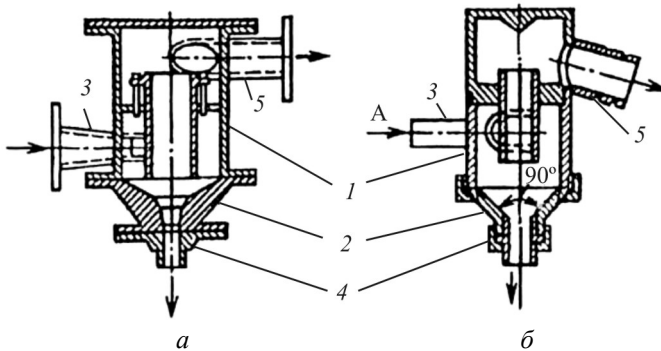


Рис. 46. Центробежные концентраторы гидроциклонного типа:
а – компаунд-циклон; *б* – короткоконусный; 1 – корпус; 2 – конус;
3 – питающий патрубок; 4 – песковая насадка; 5 – сливная труба

Большинство концентраторов этого типа имеет цилиндрическую верхнюю часть, в которую под напором тангенциально к стенке вводится пульпа, и нижнюю в виде короткого (тупого) конуса или полусферы или составленную из нескольких усеченных конусов с различными углами конусности.

В цилиндрической части аппарата при наличии сильного центробежного поля зерна частично распределяются по радиусу в соответствии с их гидродинамическими характеристиками, образуя в пульпе слои с нарастающим коэффициентом сплоченности в направлении к стенке.

Циклонные центробежные концентраторы являются высокопроизводительными аппаратами для первичного (грубого) обога-

щения. Их применяют для обогащения тонкоизмельченных золото- или оловосодержащих руд и продуктов, а также для переработки отвалных хвостов обогатительных фабрик. Используемые на сливах классификаторов, они вместе с отсадочными машинами, работающими в цикле мельница – классификатор, позволяют на 80–90 % извлечь из руды свободные зерна золота еще до гидрометаллургического или флотационного передела.

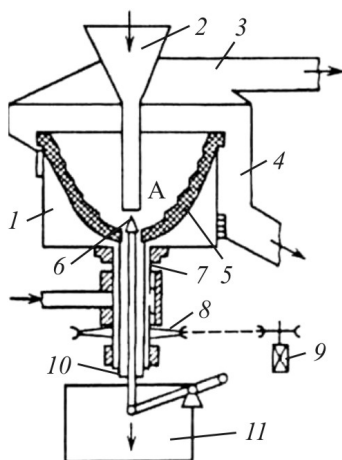


Рис. 47. Центробежные концентраты типа центрифуг: 1 – сосуд цилиндрический; 2 – питающая воронка; 3 – кожух; 4 – сливной лоток; 5 – чаша-ротор из пористого материала; 6 – конус; 7 – полый вал; 8 – привод; 9 – электродвигатель; 10 – труба для вывода концентрата; 11 – приемник тяжелых частиц

Центробежные концентраты типа центрифуг (рис. 47) представляют собой футерованную рифленой резиной полусферическую чашу-ротор 5 диаметром 300–400 мм, приводимую во вращение (260–320 об/мин) электродвигателем 9 через клиноременную 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 при-

емник 11 через полый вал 7, величина отверстия в котором регулируется устройством 10.

Предложена конструкция ЦБС с периодической разгрузкой концентрата без остановки вращения чаши.

К конструктивным параметрам, определяющим работу циклонного аппарата, относят угол конусности, профиль конической части, диаметр аппарата.

Безнапорные центробежные концентраторы типа центрифуг обладают меньшей производительностью, чем циклонные аппараты. Эти концентраторы не рекомендуют для первичного обогащения материалов, но с успехом их могут применять для доводки грубых концентратов.

Гравитационная схема, включающая первичное обогащение в циклонном аппарате, а доводку – в безнапорном центробежном концентраторе, оказывается эффективной для обогащения бедных золотосодержащих продуктов.

Обогащение в противоточных гравитационных аппаратах. Противоточные сепараторы представляют собой аппараты, в которых процесс разделения сыпучей смеси частиц по плотности происходит под действием гравитационных сил и сил, образующихся при несовпадении скоростей криволинейных потоков жидкости и частиц.

Сформированные в процессе обогащения встречные транспортные потоки продуктов разделения движутся в пределах рабочих зон с заданным гидродинамическим сопротивлением, создавая определенную плотность разделения, значительно большую, чем плотность разделяющей среды. При этом поток легких фракций является попутным потоку среды, а поток тяжелых фракций – встречным.

3.1.8. Обогащение в шнековых сепараторах

Шнековые сепараторы производят с горизонтально и вертикально расположенным шнеком.

Горизонтальный шнековый сепаратор (рис. 48) представляет собой горизонтально расположенный разъемный цилиндрический корпус, внутри которого вращается шнек, приводимый в движение

с помощью электродвигателя, редуктора и клиноременной передачи. Корпус сепаратора и привод закреплены на раме. В средней части корпуса установлена питающая воронка. В породной части сепаратора имеются тангенциальный патрубок для подвода воды и породная течка. В противоположной от породной течки части сепаратора тангенциально расположена течка для выгрузки концентрата.

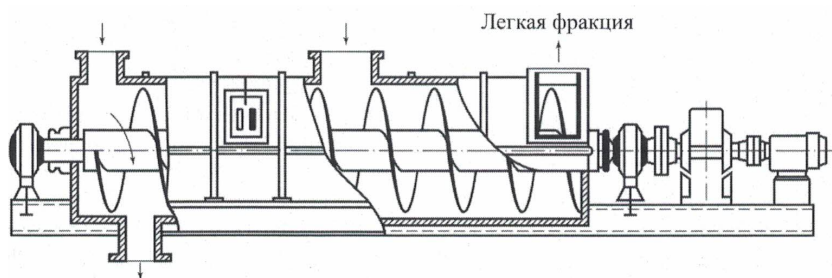


Рис. 48. Горизонтальный шнековый сепаратор

Исходный продукт подают через загрузочную воронку в середину рабочей зоны сепаратора, где происходит смешивание обогащаемого материала с водой. Здесь же происходят основное обогащение и формирование двух транспортных потоков, направленных в противоположные стороны – к концентратной и породной разгрузочным течкам.

3.1.9. Пневматическое обогащение

Пневматическое обогащение – процесс разделения смеси минеральных частиц по плотности на перфорированной поверхности (деке) под действием вертикального пульсирующего потока воздуха.

Пневматическое обогащение протекает в соответствии с законами гравитационного разделения твердых частиц различной плотности в струе воздуха.

Существенное отличие воздушной среды от водной – низкая плотность ($1,23 \text{ кг/м}^3$) и незначительная вязкость. Поэтому ускорение падения тела в воздушной среде ввиду ее малой плотности можно считать равным ускорению свободного падения.

Пневматическое обогащение происходит следующим образом: на слой обогащаемого материала (постель), находящегося на наклонном перфорированном решете, воздействуют непрерывной или пульсирующей подрешетной струей воздуха, нагнетаемого вентилятором. Для создания пульсаций применяются пульсаторы в виде вращающихся заслонок, установленных со сдвигом 45° по отношению одна к другой, что позволяет поочередно перекрывать воздушные отводы. Под пульсаторами смонтированы дроссельные заслонки, соединенные с шарнирными тягами, для регулирования подачи воздуха под каждое поле деки. Под пульсаторами смонтированы дроссельные заслонки, соединенные с шарнирными тягами, для регулирования подачи воздуха под каждое поле деки.

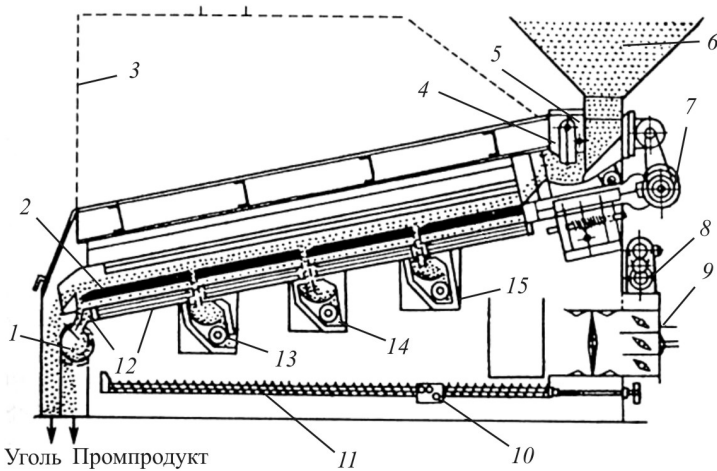


Рис. 49. Пневматический сепаратор: 1 – лоток для промпродукта; 2 – перфорированная пластина деки; 3 – колпак для пыли; 4 – возвратно-поступательный питатель; 5 – затвор питателя; 6 – бункер питания; 7 – привод; 8 – привод питателя с регулируемой скоростью; 9 – «порхающий» клапан и дроссель; 10 – воздушный затвор для отложений тонких частиц; 11 – конвейер для тонкого продукта; 12 – воздушная изоляция; 13–15 – тяги отходов

Исходный материал подается через загрузочное устройство в нижнюю зону деки сепаратора. Под действием непрерывной воздушной струи и качательного движения деки он расслаивается по плотности и крупности. Легкие частицы, занимая верхние слои по-

стели, скатываются через рифли в поперечном направлении деки и разгружаются вдоль бортов полудек. Тяжелые частицы осаждаются в желобах между рифлями и перемещаются под действием качательных движений короба по направлению вверх к середине деки от отбойного бруса, а затем вдоль него к приемному желобу. Образуется веер продуктов обогащения. Легкая фракция разгружается с первых трех полей по ходу материала, промпродукт – с четвертого поля, а тяжелая фракция – с торца деки в соответствующие приемники.

Примером аппарата для пневматической сепарации является машина, представленная на рис. 49.

3.2. Магнитное обогащение

Магнитное обогащение – это обогащение в магнитном поле, основанное на различии магнитных свойств разделяемых компонентов. Исходным материалом для магнитного обогащения является механическая смесь магнитных и немагнитных тел, которая разделяется на магнитный и немагнитный продукты в воздушной или водной среде.

Процессы магнитного обогащения (магнитная сепарация) – это процессы разделения минеральных частиц, основанные на различии магнитных свойств разделяемых компонентов, осуществляемые путем изменения траектории движения частиц в магнитном поле.

Магнитное обогащение осуществляется в магнитных сепараторах, характерной особенностью которых является наличие в их рабочей зоне магнитного поля. При движении материала через рабочую зону сепаратора под воздействием магнитной силы притяжения минералы с различными магнитными свойствами перемещаются по различным траекториям, что позволяет магнитные минералы выделять в отдельный – магнитный продукт, а немагнитные – в немагнитный (рис. 50).

На частицы материала, перемещаемые через рабочую зону сепаратора, кроме магнитной силы действует целый ряд механических сил – силы тяжести и сопротивления среды, сила молекулярного сцепления, центробежная сила. Разделение материалов по магнит-

ным свойствам осуществляется эффективно в том случае, когда магнитные свойства минералов существенно различаются между собой, а магнитные силы, действующие на магнитные частицы, существенно преобладают над силами сопротивления.

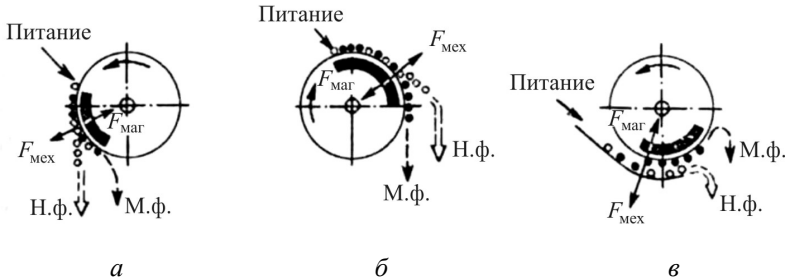


Рис. 50. Схемы разделения частиц по магнитным свойствам: а, б, в – соответственно отклонение, удерживание и извлечение магнитных частиц; М.ф. – магнитная фракция; Н.ф. – немагнитная фракция

Известны три способа разделения частиц по магнитным свойствам:

1) отклонение магнитных частиц, при котором общий поток материала, проходящий мимо магнита, разделяется на два (рис. 50, а). Скорость движения частиц, а следовательно, и производительность при заданной магнитной силе могут быть достаточно большими, но эффективность разделения при этом недостаточно высокая;

2) удерживание более магнитных частиц при направлении общего потока перпендикулярно к поверхности барабана (рис. 50, б). Направления сил тяжести частиц и магнитной силы совпадают, что обеспечивает высокое извлечение магнитных частиц;

3) извлечение более магнитных частиц из потока при прохождении его под магнитом (рис. 50, в), при этом магнитная фракция получается более высокого качества, но с более низким извлечением магнитных частиц.

Аппараты, в которых производится магнитное обогащение полезных ископаемых, называются *магнитными сепараторами*. Магнитный (электромагнитный) сепаратор – это сепаратор для магнитного обогащения, в котором исходный материал разделяется на

компоненты по различию магнитной восприимчивости в поле постоянных магнитов (или электромагнитов).

Любой магнитный сепаратор состоит из следующих основных конструктивных узлов: магнитной системы; питателя для подачи руды в рабочую зону сепаратора; устройства для транспортирования магнитного продукта из зоны действия магнитных сил; привода и кожуха или ванны. Конструкция отдельных узлов и режим работы различных типов сепараторов характеризуются большим разнообразием.

В зависимости от магнитных систем различают сепараторы электромагнитные и с постоянными магнитами. Обозначают эти сепараторы соответственно буквами Э или П. Сепараторы для сухого и мокрого обогащения обозначают соответственно буквами С или М.

По конструкции рабочего органа сепараторы подразделяют на барабанные (Б), валковые (В), дисковые (Д), роликовые (Р) и др. В зависимости от направления движения исходного питания и рабочего органа сепаратора различают прямоточные, направление движения материала в которых совпадает с направлением движения рабочего органа; противоточные (П) – направление движения их противоположно; полупротивоточные (ПП) – направление движения комбинированное. Маркировка магнитных сепараторов производится из рассмотренных обозначений, в которые еще включают цифры, стоящие перед буквами. Они обозначают число барабанов, валков или дисков. Цифры, стоящие после букв, обозначают диаметр и длину рабочего органа сепаратора.

Сепараторы для мокрого обогащения сильномагнитных руд.

В настоящее время преимущественное распространение получили барабанные сепараторы со слабым магнитным полем с нижним питанием и с прямоточной, противоточной и полупротивоточной ваннами.

Прямоточные сепараторы применяют для обогащения сильномагнитных руд крупностью менее 3 (6) мм, противоточные – для руд крупностью менее 0,2 мм. Для обогащения тонкоизмельченных магнетитовых руд наиболее широко применяют сепараторы типа ПМБ (с постоянными магнитами), для регенерации сильномагнитных тяжелосуспензионных утяжелителей – ЭБМ (с электромагнитами).

Сепараторы для обогащения слабомагнитных руд. Для обогащения слабомагнитных руд применяют электромагнитные валковые, роликовые и дисковые сепараторы с большой напряженностью магнитного поля. Валковые и роликовые сепараторы применяют как для сухого, так и для мокрого обогащения, дисковые – только для сухого.

Высокоградиентные (полиградиентные) электромагнитные сепараторы применяют для обогащения тонкоизмельченных слабомагнитных руд. Тонкоизмельченные частицы, по сравнению с более крупными, обладают худшими магнитными свойствами, а сила сопротивления среды для них возрастает. Поэтому для эффективного разделения таких частиц необходимо повысить магнитную силу в рабочем пространстве сепаратора с одновременным уменьшением относительной скорости движения извлекаемых частиц. Все это учтено в высокоградиентных сепараторах, которые бывают роторными, валковыми и барабанными.

3.2.1. Сепараторы со слабым магнитным полем

Мокрое магнитное обогащение. При мокром обогащении крупность материала не должна превышать 6 мм. В настоящее время в практике мокрого магнитного обогащения сильномагнитных руд используются в основном барабанные сепараторы типа ПБМ, имеющие многополусную систему из постоянных магнитов (рис. 51). Сепаратор имеет барабан 1 с шестиполусной магнитной системой 2, изготовленной из постоянных магнитов (сплав ЮНДК-24), ванну 4, загрузочную коробку 5, переливную коробку для смывной воды 3. Внешняя поверхность барабана покрыта резиной.

Сепаратор ПБМ-90/250 выпускается в трех исполнениях: с прямоточной, противоточной и полупротивоточной ваннами.

Работает сепаратор следующим образом. Пульпа подается под вращающийся барабан и перемещается через рабочую зону по криволинейной траектории. Магнитные минералы в зоне действия магнитной системы притягиваются к барабану и выносятся в концентратное отделение ванны. В месте разгрузки концентрат с барабана смывается водой.

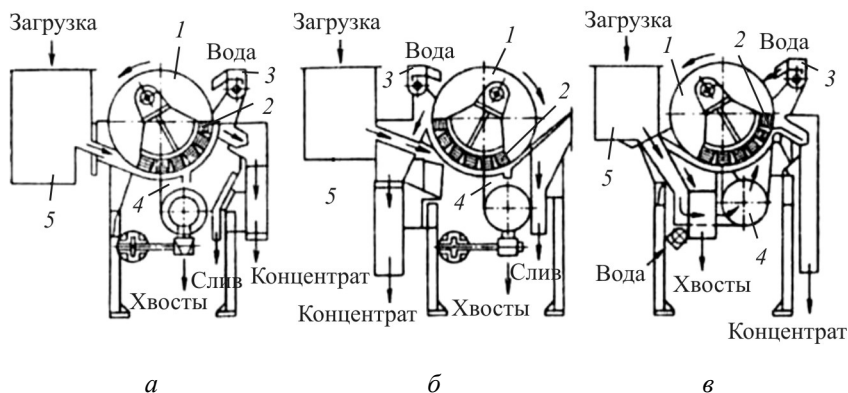


Рис. 51. Барабанный сепаратор ПБМ-90/250 для мокрого обогащения руд: *а* – с прямоточной ванной; *б* – с противоточной ванной; *в* – с полупротивоточной ванной

Немагнитные минералы, пройдя через рабочую зону, разгружаются в хвостовое отделение ванны. Вывод продуктов из сепаратора осуществляется через выпускные отверстия с насадками, диаметр которых выбирается в зависимости от крупности питания и производительности сепаратора.

Сухое магнитное обогащение. Для сухого обогащения сильномагнитных руд крупностью до 50 мм с целью выделения отвальных хвостов применяют одно-, трех- и четырехбарабанные сепараторы с магнитными системами с постоянными магнитами (типа ПБС и ПБСЦ – с центробежной разгрузкой) и электромагнитами (типа ЭБС), питающимися постоянным током.

3.2.2. Сепараторы с сильным магнитным полем

Верхний предел крупности руды и материала, обогащаемого магнитным мокрым или сухим способом, – 6 мм. В сепараторах применяются электромагнитные системы напряженностью поля 40–144 кА/м. Этот процесс осуществляется в основном на валковых сепараторах различных конструкций, работающих в режиме извлечения магнитных минералов (нижнее питание).

Исходный продукт из бункера по лотку вместе с водой подается в зазор между валком и полюсным наконечником магнитной системы. Зерна сильномагнитных минералов под действием магнитных сил притягиваются к поверхности вращающихся валков, а затем смываются водой в приемник для магнитного продукта. Немагнитные зерна под действием сил тяжести через щелевидные зазоры в полюсных наконечниках разгружаются в приемник для немагнитного продукта.

Для доводки концентратов руд редких металлов, вольфрама и некоторых других материалов применяются дисковые сепараторы, обеспечивающие хорошие технологические показатели, хотя производительность их весьма низкая и практически не превышает 250 кг/ч.

3.2.3. Высокоградиентные сепараторы

Высокоградиентные сепараторы отличаются от обычных барабанных магнитных сепараторов наличием в их рабочем пространстве мелких магнитов-носителей (полиградиентная среда), в зазорах между которыми индуцируются сильные магнитные поля. В качестве полиградиентной среды используются шары малых диаметров и другие мелкие железные материалы.

Особенностью полиградиентных сред является то, что благодаря малым размерам соседние шары соприкасаются практически в точке. Поэтому даже при небольшой напряженности поля в рабочем пространстве в этих точках наступает магнитное насыщение, а прилегающие области характеризуются очень высоким объемным градиентом и, следовательно, большой силой поля. В областях с большой силой магнитного поля происходит интенсивное притяжение и удерживание тонкоизмельченных слабомагнитных частиц, в то время как немагнитные частицы фильтруются через отверстия между шарами.

Устройство и принцип работы высокоградиентных сепараторов представлены на рис. 52. Внутри барабана 5 сепаратора неподвижно закреплена пятиполюсная магнитная система 4, рабочее простран-

во сепаратора заполнено стальными шариками 3. Между ванной 10 и барабаном расположено дугообразное сито 7, которое в средней части под барабаном перекрывается порогом 8. Сепаратор оборудован питателем 1, прижимными валиками 11, брызгалами 2 и 6. Все узлы сепаратора крепятся на раме 9.

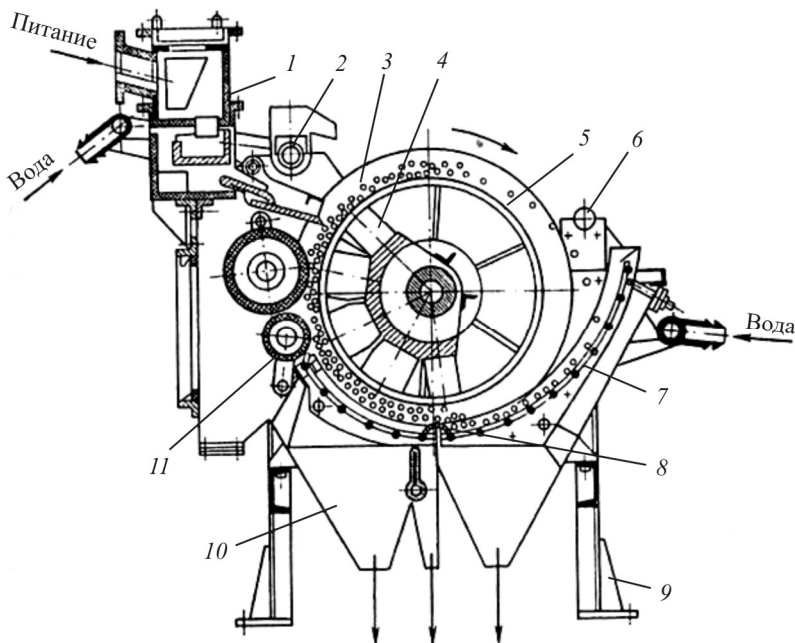


Рис. 52. Высокоградиентный магнитный сепаратор (240-СЭ): 1 – питатель; 2, 6 – брызгала; 3 – стальные шарики; 4 – магнитная система; 5 – барабан; 7 – дугообразное сито; 8 – порог; 9 – рама; 10 – ванна; 11 – прижимные валики

Исходный материал из питателя в виде пульпы подается на слой шаров, который удерживается на барабане полем магнитной системы. Немагнитные частицы проходят через слой шаров и поступают в хвостовое отделение ванны. Магнитные частицы, удерживаемые магнитной силой в каналах между шарами, поднимаются вместе с ними в верхнюю часть барабана, где производится окончательная отмывка немагнитных частиц водой из брызгала 2. Шары вместе с магнитными частицами транспортируются барабаном и по-

падают на сито, где осуществляется отмывка магнитных частиц водой из брызгала 6. Магнитные частицы попадают в концентратное и частично в промпродуктовое отделения ванны, а шары, пройдя через порог, снова поступают в зону действия магнитного поля. Далее описанный цикл повторяется.

3.2.4. Технологические параметры магнитной сепарации

Основными технологическими параметрами, определяющими эффективность процесса разделения минеральных комплексов в магнитной сепарации, являются: магнитные свойства минералов, плотность, крупность, форма частиц, конструктивные особенности магнитных сепараторов.

По величине удельной магнитной восприимчивости все минералы условно делятся на следующие группы:

- сильномагнитные – магнетит, франклинит, маггемит, титаномагнетит, моноклинный пирротин и др.;
- слабомагнитные – биотит, гексагональный пирротин и др.;
- немагнитные – кварц, полевой шпат, кальцит, касситерит, апатит и др.,
- диамагнитные – цинк, медь, золото, серебро, кремний и др.

Чем больше различаются минералы по их удельной магнитной восприимчивости, тем легче осуществить их разделение в магнитном поле.

Коэффициент селективности магнитного обогащения характеризуется отношением удельной магнитной восприимчивости более магнитного минерала, извлекаемого в магнитный продукт, к удельной магнитной восприимчивости менее магнитного минерала, оставшегося в немагнитном продукте. Чем меньше это отношение, тем труднее осуществить разделение минеральной смеси.

Для успешного разделения минералов в современных магнитных сепараторах необходимо, чтобы коэффициент селективности магнитного обогащения был не менее 3–5.

С увеличением содержания твердого в пульпе при мокрой магнитной сепарации производительность сепаратора увеличивается,

однако качество продуктов обогащения снижается. Снижение содержания твердого в пульпе обеспечивает повышение качества магнитной фракции, но одновременно возрастают также потери магнитных минералов с хвостами, так как увеличивается скорость прохождения пульпы через рабочую зону сепаратора. Оптимальное содержание твердого в питании сепараторов находится в пределах 30–40 %.

При существенном различии в крупности разделяемых минералов ухудшаются технологические показатели обогащения. Лучшие показатели обогащения получаются с применением предварительной классификации материала, максимально сближающей верхний и нижний пределы крупности разделяемых минералов.

Повышение напряженности магнитного поля приводит к увеличению магнитной силы и повышению извлечения частиц в магнитную фракцию. Однако чрезмерное увеличение напряженности магнитного поля может привести к снижению качества концентрата за счет извлечения в магнитную фракцию частиц с более низкой магнитной восприимчивостью. Недостаточная напряженность поля приводит к потере магнитных минералов с хвостами. При перечистке немагнитной фракции напряженность магнитного поля в каждой последующей операции должна быть увеличена. Доводка магнитных концентратов осуществляется при постепенном увеличении напряженности магнитного поля.

Сухое обогащение осуществляется в один прием или в два приема с перечисткой немагнитного продукта первого приема. При сухом обогащении обычно выделяют отвальные хвосты и промпродукт, направляемый на измельчение и последующее мокрое магнитное обогащение.

Мокрое магнитное обогащение обычно выполняется в три стадии, каждая из которых включает от одного до трех приемов. В I стадии руда подвергается обогащению в один-два приема для выделения отвальных хвостов и промпродукта, направляемого на II стадию измельчения. Во II стадии обогащение осуществляется, как правило, в один прием и включается в замкнутый цикл II стадии измельчения, что позволяет выделять хвосты по мере раскрытия минералов пустой породы.

В III стадии обогащение производится в два-три приема с перемелкой магнитного продукта во втором и третьем приемах. В этой стадии выделяют концентрат, направляемый на обезвоживание, промпродукт, возвращаемый во II стадию измельчения, и отвалы хвосты.

3.3. Электрическое обогащение

Электрическое обогащение (электрическая сепарация) основано на различии электрических свойств разделяемых минералов и осуществляется под влиянием электрического поля.

Процессы электрического обогащения – это процессы, в которых разделение минеральных частиц, отличающихся электрическими свойствами, обусловлено различием характера и траекторий их движения в электрическом поле.

Различия электрических свойств минералов проявляются в их электропроводности, диэлектрической проницаемости, контактном потенциале, трибоэлектрическом, пироэлектрическом, пьезоэлектрическом эффектах и различной способности под влиянием тех или иных физических воздействий приобретать электрические заряды, различные по величине или знаку.

Зарядка частиц сепарируемого материала (рис. 53) 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.

В зависимости от того, какие электрические свойства используются в качестве разделительного признака, различают следующие процессы электрического обогащения: сепарация электрическая, электростатическая, диэлектрическая, трибоэлектрическая, трибоадгезионная, электрическая классификация по крупности и форме.

Электрическая сепарация – это процесс разделения минеральных частиц, основанный на различии величин их электрических зарядов, путем изменения траектории движения этих частиц в электростатическом поле или электрическом поле коронного разряда.

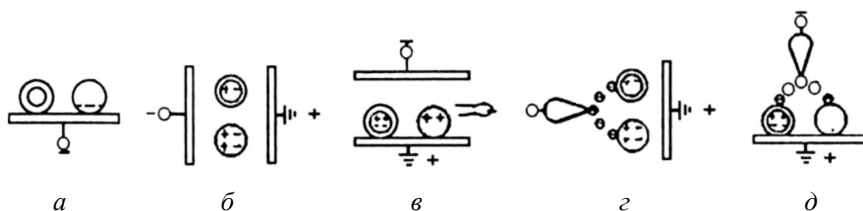


Рис. 53. Основные способы зарядки частиц в процессах электрической сепарации: *а* – касанием; *б* – индукцией; *в* – комбинированный; *г* – газовыми ионами; *д* – газовыми ионами и разрядкой

Электростатическая сепарация – это процесс разделения частиц по электрическим свойствам, в зависимости от которых под действием электростатического поля изменяется траектория движения этих частиц.

Диэлектрическая сепарация – это процесс разделения минеральных частиц, основанный на различии в их диэлектрической проницаемости.

Трибоэлектрическая сепарация – это процесс сепарации минеральных частиц, основанный на явлении трибоэлектрического эффекта, проявляющегося при электризации трением или контактом.

Трибоадгезионная сепарация – это процесс сепарации, основанный на различии сил адгезии частиц к электроду, в частности, на различии электрических составляющих в адгезии.

Наибольшее промышленное применение получили процессы, основанные на разнице в электропроводности и в способности минералов к приобретению различных зарядов при контактной электризации.

По электропроводности минералы делятся на три группы:

1) проводники с удельной электропроводностью 10^2 – 10^3 Ом/м (самородные металлы, графит, многие сульфиды, магнетит, гематит, рутил и др.);

2) полупроводники с удельной электропроводностью 10–10 Ом/м (боксит, фанат, лимонит, сидерит, хромит и др.);

3) непроводники (диэлектрики) с удельной электропроводностью 10^8 Ом/м (алмаз, кварц, полевой шпат).

Минералы каждой из этих групп характеризуются определенным значением удельного сопротивления. К проводникам относятся минералы с удельным сопротивлением менее 10 Ом/м, к непроводникам – более 10 Ом/м.

В электрическом поле проводники и непроводники ведут себя по-разному. При контакте проводника с заряженным телом вследствие хорошей проводимости проводник приобретает одноименный заряд и отталкивается от заряженного тела, в то время как у диэлектрика происходит лишь смещение зарядов и ориентация электрических диполей в направлении напряженности поля. В результате проводники и диэлектрики движутся по различным траекториям и разделяются на продукты с различным содержанием ценных компонентов (минералов).

3.3.1. Электрические сепараторы

Конструкция любого электрического сепаратора определяется зарядным устройством, в котором осуществляется зарядка частиц, и зоной сепарации, где происходит разделение частиц.

Зарядное устройство и зона сепарации могут быть выполнены раздельно или конструктивно объединены. Неотъемлемой частью электрического сепаратора является источник высокого напряжения.

Конструктивно, в зависимости от вида заряженных и отклоняющих электродов и др., электростатические сепараторы подразделяются на барабанные, камерные, каскадные и пластинчатые (рис. 54).

Электростатический барабанный сепаратор (рис. 54, а) состоит из корпуса, барабанного осадительного электрода 2, отклоняющего электрода 8, щетки для очистки 3, бункера 7. Исходный материал из бункера 1 тонким слоем подается на заряженный барабан 2. При контакте с барабаном электропроводные частицы заряжаются одноименным с ним зарядом и, отталкиваясь от барабана, двигаются по криволинейным траекториям в приемник электропроводной фракции 7. Неэлектропроводные частицы заряжаются медленнее и пада-

ют без отклонения траектории в приемник 4 в результате очистки поверхности барабана щеткой 3. Смесь зерен различной электропроводности попадает в приемник 5. 7

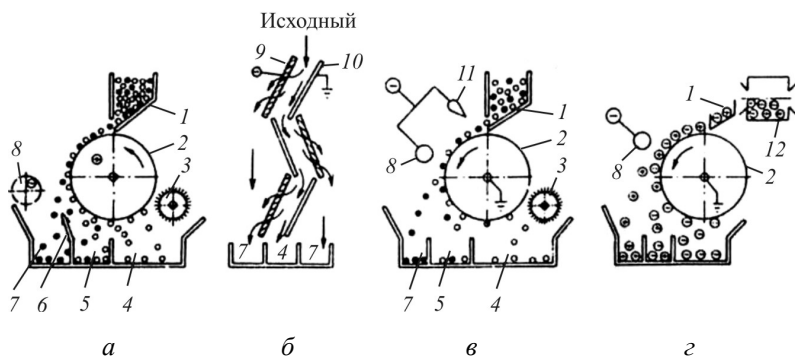


Рис. 54. Схемы электрических сепараторов: а – барабанный; б – пластинчатый каскадный; в – коронно-электростатический; г – трибоэлектрический

Электростатический пластинчатый (каскадный) сепаратор (рис. 54, б) состоит из параллельных, наклонных, зигзагообразно расположенных пластинчатых электродов. Нижние пластинчатые электроды 10 гладкие, верхние 9 – жалюзиобразные. Один ряд пластинчатых электродов заземлен (+), а другой установлен на изоляторах и соединен с источником высокого напряжения (-). Рабочее напряжение на электродах составляет около 70 кВ.

Исходный материал последовательно проходит каскад пластин, подвергаясь воздействию электрического поля. Минералы-непроводники скользят по пластинам 10 и выводятся в приемник 4, минералы-проводники отрываются от гладкого электрода и, пройдя жалюзи противоположного электрода 9, скатываются в приемник 7.

Скорость перемещения частиц сепарируемого материала по пластинам определяется углом наклона пластин. Напряженность электрического поля и траектории сепарируемых частиц в межэлектродном пространстве сепаратора определяются расстоянием между пластинчатыми электродами.

Коронно-электростатический сепаратор – это электрический сепаратор, в котором исходный материал разделяется на компоненты по их электропроводности в совмещенном поле коронного разряда и электростатическом поле.

Коронно-электростатический барабанный сепаратор (рис. 54, в) состоит из барабанного осадительного, коронирующего и отклоняющего электродов. В нем одновременно используются поле коронного разряда и электростатическое поле.

Исходный материал из питателя 1 равномерно по всей ширине тонким слоем подается на вращающийся заземленный барабанный осадительный электрод 2 и транспортируется в зону действия электрического поля коронного разряда, образованного коронирующим электродом 11. Здесь каждая частица смеси приобретает заряд, знак которого соответствует знаку короны. Поскольку частицы во время зарядки находятся в контакте с поверхностью заземленного осадительного электрода, одновременно с зарядкой частиц происходит их разрядка. Частицы, обладающие высокой электропроводностью (проводники), выйдя из зоны действия коронного разряда, быстро отдадут свой остаточный заряд осадительному электроду и центробежными силами сбрасываются с барабана в приемник для проводников 7. Частицы с меньшей электропроводностью медленнее отдают свой заряд осадительному электроду и отрываются от него позже проводников. Непроводящие частицы, не успевшие разрядиться за 3/4 оборота осадительного электрода, очищаются с него щеткой и попадают в приемник 4.

Таким образом, частицы в зависимости от скорости передачи своего заряда осадительному электроду, определяемой их электропроводностью, имеют различные координаты точек отрыва от поверхности барабана. Образованию веера частиц способствует электростатическое поле, образуемое отклоняющим электродом 8.

В многосекционном сепараторе СЭС-2000 (рис. 55) каждый блок электродов включает приемную течку, барабанный заземленный и трубчатый отклоняющий электроды, щетку, отсекаТЕЛЬ, транспортирующие желоба.

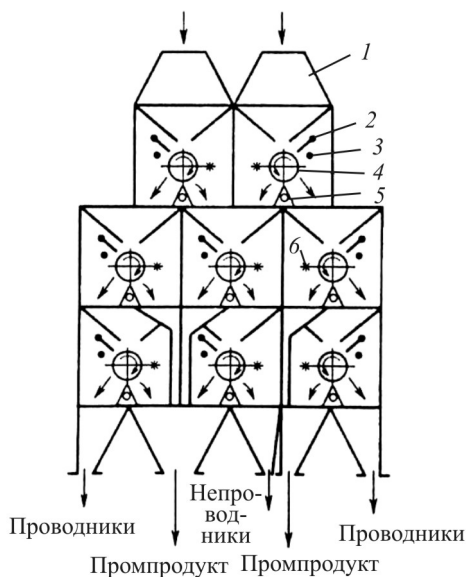


Рис. 55. Схема многосекционного сепаратора СЭС-2000: 1 – питатель; 2 – коронирующий электрод; 3 – отклоняющий электрод; 4 – барабанный заземленный электрод; 5 – отсекающий; 6 – очищающая щетка

Трибоэлектрический сепаратор – это электрический сепаратор, в котором исходный материал разделяется на компоненты по различию приобретенных трибоэлектрических зарядов в электростатическом поле.

Трибоэлектрический барабанный сепаратор (см. рис. 54, з) имеет зарядное устройство 12, отделенное от сепарирующей части. Зарядка минералов производится в аппаратах барабанного или другого типа путем электризации трением в результате контакта минералов друг с другом. Электризатор снабжен нагревателем для подогрева материала до 120–300 °С, поэтому для минералов, склонных к пироэлектрической электризации, вспомогательное значение при создании зарядов может иметь пироэлектрический эффект. Разделение происходит в электростатическом неоднородном поле постоянной полярности напряженностью 2–4 кВ/см, создаваемой между металлическим заземленным барабаном 2 и цилиндрическим отклоняю-

щим электродом 8, на который подается высокое напряжение (15–50 кВ). Знак напряжения подбирается с учетом знака заряда, приобретаемого минералами при электризации.

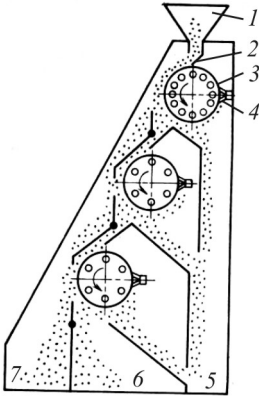


Рис. 56. Трибоадгезионный сепаратор: 1 – бункер; 2 – лоток; 3 – барабан с нагревательными элементами; 4 – щетка; 5–7 – приемники фракций

Минералы, склонные к пироэлектрической электризации, заряжаются при перепаде температур и удерживаемые на барабане силой зеркального отображения выносятся в соответствующий приемник.

3.3.2. Процессы радиометрического обогащения

Радиометрическая сепарация – процессы разделения минералов на основе различий в интенсивности испускания, отражения или поглощения ими различных видов ядерно-физических излучений путем механического изменения траекторий выведения частиц из потока материала специальными исполнительными механизмами.

Для руд, обладающих естественной радиоактивностью, используют различия в радиоактивных свойствах минералов, для обогащения нерадиоактивных полезных ископаемых – различия в процессах взаимодействия минералов с различными внешними излучениями.

Промышленностью выпускаются многокаскадные трибоэлектрические сепараторы (рис. 56).

Пироэлектрические сепараторы – это электрический сепаратор, в котором исходный материал разделяется на компоненты по их пироэлектрической электризации в электростатическом поле.

Разделение минералов в пироэлектрических барабанных сепараторах производится в неоднородном электростатическом поле постоянной полярности. Материал после нагревания в бункере нагревателями поступает на вращающийся барабан, охлаждаемый водой.

При этом в качестве первичных излучений применяют излучения в широком диапазоне длин волн: нейтронное, рентгеновское, ультрафиолетовое, видимый свет, инфракрасное и радиоволновое. Воздействие на минералы первичным внешним излучением может вызвать у некоторых минералов искусственную радиоактивность, люминесценцию, при этом происходит отражение и поглощение первичного излучения, изменение энергии магнитного поля и его параметров.

Схематично радиометрическая сепарация показана на рис. 57. По ленте или вибрационному лотку монослоем перемещаются куски материала, обладающие различной интенсивностью, например гамма-излучения. Интенсивность измеряют с помощью специального устройства, передающего сигналы через усилитель на исполнительный механизм-автомат, который отделяет куски или фракции с повышенной или пониженной интенсивностью излучения.

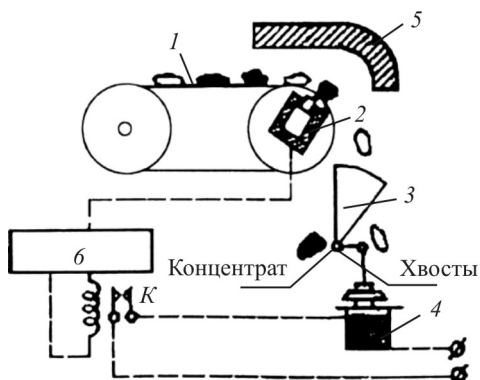


Рис. 57. Принципиальная схема радиометрического сепаратора:

- 1 – ленточный конвейер; 2 – датчик излучений; 3 – шибер;
- 4 – электромагнит; 5 – защитный экран; 6 – радиометр

Радиометрическое обогащение осуществляют на сепараторах, основными узлами которых являются конвейер, подающий материал в зону измерения интенсивности излучения; электронная система, называемая радиометром, в котором под воздействием излучения появляются электрические импульсы; сортирующий механизм, раз-

деляющий материал на концентрат и хвосты в зависимости от сигналов, поступающих от радиометра. При обогащении нерадиоактивных минералов необходим, кроме того, внешний источник для облучения минералов.

Радиометрический сепаратор – это сепаратор для радиометрического обогащения, в котором исходный материал разделяется на компоненты по их естественному или наведенному излучению. Несмотря на разнообразие радиометрических процессов, в конструкции и работе различных сепараторов много общего.

В работе сепараторов последовательно автоматически осуществляются следующие операции: формирование потока исходного материала и подача его в зону облучения; облучение; регистрация и оценка вторичного излучения; разделение по этому признаку материала на продукты, различающиеся по содержанию ценных компонентов или вещественному составу.

Конструктивно радиометрический сепаратор включает в себя питатель, конвейер, узел облучения, радиометр (датчик с блоком управления) и разделительное устройство. В некоторых сепараторах отдельные узлы объединяются или вообще отсутствуют.

В промышленных условиях наиболее широко применяются авторадиометрический, фотонейтронный, рентгенорадиометрический, люминесцентный, фотометрический, гамма-абсорбционный и нейтронно-абсорбционный сепараторы. Наиболее характерные конструкции сепараторов представлены на рис. 58.

Гамма-абсорбционный сепаратор (рис. 58, *a*) применяется для обогащения кусковых железных руд ($-200 + 100$ мм). Классифицированная руда из бункера 1 вибропитателем 2 подается на конвейер 3. Лента конвейера движется с большей скоростью, чем скорость движения материала по вибропитателю. В результате покусковая подача материала в зону действия источника гамма-излучения 4 и детектора излучений 5, смонтированных в барабан 5. Прошедшее через кусок излучение регистрируется сцинтилляционным счетчиком и измеряется радиометром 6. По команде радиометра исполнительный механизм изменяет положение шибера 7, и кусок направляют в тот или иной продукт.

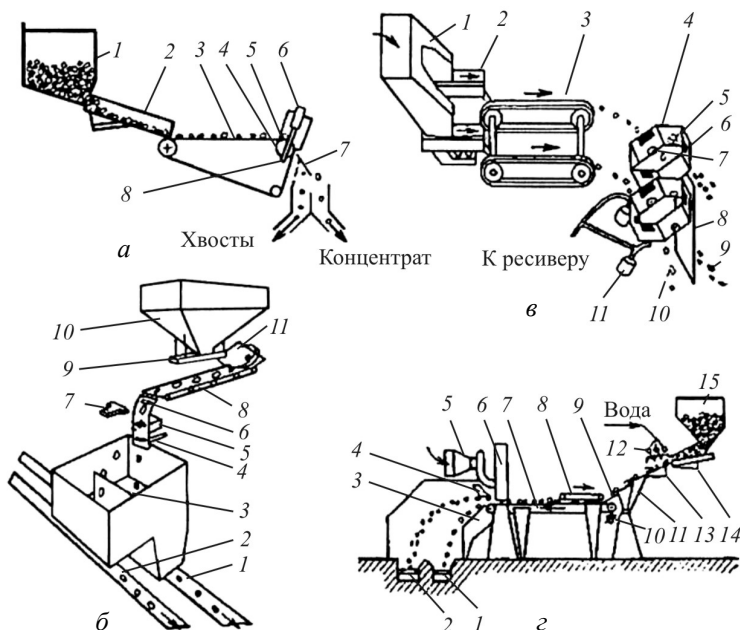


Рис. 58. Схемы сепараторов: *а* – РС-2Ж (гамма-абсорбционный);
б – КН (авторадиометрический); *в* – «Сортекс-621»; *г* – М16

Авторадиометрический сепаратор типа КН (рис. 58, *б*) предназначен для сортировки высококонтрастных руд. Исходный материал из бункера 10 с помощью конического питателя 11, вибропитателя 9 и конвейера 8 подается в зону разделения сепаратора. Естественную радиоактивность измеряют при свободном падении куса с помощью сцинтиллятора 5. Измерение размера куса выполняют с помощью лампы 6 и фотоэлемента 7 по времени затенения фотоэлемента куском материала. Результат измерения поступает в счетную схему радиометра для корректировки содержания ценного компонента в кусе по его размерам. Выведение частиц из потока осуществляется с помощью пневмоклапанов 4, а продукты разделения с помощью шибера 3 удаляются конвейерами 7, 2.

На рис. 58, *в* представлена схема двухканального монохроматического фотометрического сепаратора. Исходный материал крупно-

стью $-19 + 6$ мм из бункера 1 с помощью вибропитателя 2 и профилированного конвейера 3 подается в фотометрическую камеру 4, где установлены освещающие куски лампы 7, приемники излучения 5 и фоновые пластины 6. Приемники излучения 5 направлены на фоновые пластины 6. Осмотр куска производится с трех сторон. В качестве фоновых используют пластины, отражающие неселективно. В комплект входят пластины, имеющие окраску от белого до черного (коэффициент отражения от 5 до 95 %). Разделение компонентов полезного ископаемого осуществляется по коэффициентам их отражения. С помощью пневмоклапана 11 любой из продуктов разделения 9, 10 (темнее или светлее фона) выводится за перегородку 8.

Сепаратор М16 (рис. 58, з) работает в плоскокусовом режиме сортировки.

Исходный материал из бункера 15 с помощью двух вибропитателей 13 и 14 подается на наклонную плиту 9, где движение материала ускоряется, и затем он поступает на плоский конвейер 7. На вибропитателе 13 с помощью устройства 12 материал промывается водой. Вывод шламов после промывки производят через перфорированное днище вибропитателя 13 в сборник шламов 11. Рассредоточенный на движущейся ленте материал попадает в зону действия сканирующей камеры 6, и затем с помощью вычислительной машины рассчитывают разделительный признак с учетом массы куска. Вывод кусков заданного качества из сортируемого материала осуществляют с помощью блока исполнительных механизмов 3. Продукты разделения собирают на конвейерах 7 и 2.

3.4. Флотационное обогащение

Флотационное обогащение (флотация) – это процесс обогащения полезных ископаемых, основанный на избирательном прилипании частиц минералов к поверхности раздела двух фаз: жидкость – газ; жидкость – жидкость и др. В зависимости от участвующих в процессе фаз флотация может быть масляной, пенной, на гидрофобной твердой поверхности, на жировой поверхности. 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) – аполярная 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.

Пенная флотация – это процесс, при котором гидрофобные частицы прилипают к вводимым в пульпу пузырькам воздуха или газа и поднимаются с ними кверху, образуя пену, а гидрофильные частицы остаются взвешенными в пульпе.

Пленочная флотация – это процесс, при котором гидрофобные частицы, попадая на поверхность движущегося потока воды, остаются на ней, образуя пленку, а гидрофильные частицы тонут.

Масляная флотация – это процесс, при котором гидрофобные частицы прилипают к каплям масла в пульпе и всплывают наверх, а гидрофильные частицы остаются взвешенными в пульпе.

Флотация твердой стенкой – это процесс флотации тонких шламов с помощью носителя – гидрофобных частиц флотационной крупности, селективно взаимодействующих с извлекаемыми шламами, при этом образующиеся агрегаты подвергаются обычной пенной флотации.

Ионная флотация – это процесс, предназначенный для извлечения из растворов ионов, образующих при взаимодействии с реагентами-собирателями тонкодисперсные гидрофобные осадки.

Вакуумная флотация – это разновидность процесса флотации с использованием газовых пузырьков, выделяющихся из растворов или суспензий в вакууме.

Электрофлотация – это процесс флотации минерального сырья пузырьками кислорода и водорода, образующимися при электролизе воды.

Флокулярная флотация – это процесс флотации, характеризующийся извлечением частиц в виде флокул, образованных в результате предварительной обработки частиц реагентами.

Пенная сепарация – это разновидность процесса флотации, при котором исходная гетерогенная смесь (суспензия) подается сверху на заранее подготовленный пенный слой без его разрушения.

Флотогравитация – это процесс обогащения минерального сырья, который заключается в сочетании флотационных и гравитационных методов обогащения и при котором смесь минералов, обработанная реагентами, подвергается гравитационному обогащению (на концентрационных столах, отсадочных машинах, суживающихся желобах).

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.

В настоящее время наибольшее распространение получил процесс пенной флотации как наиболее универсальный метод обогащения практически всех типов полезных ископаемых. Он основан на способности несмачиваемых (гидрофобных) минералов прилипать к пузырькам воздуха, образующимся в результате аэрации пульпы, и всплывать вместе с ними на поверхность пульпы, образуя пенный продукт. Смачиваемые (гидрофильные) минералы остаются взвешенными в пульпе, образуя камерный продукт. Минеральные час-

тицы, закрепившиеся на поверхности воздушных пузырьков, называются флотирующимися, не закрепившиеся – нефлотирующимися. Крупность флотируемых частиц в процессе пенной флотации обычно не превышает 0,15 мм для руд, содержащих тяжелые минералы, и 0,5 мм – для углей.

Сущность процесса пенной флотации сводится к следующему (рис. 59). Исходная пульпа после обработки ее флотореагентами поступает во флотационную машину, где насыщается воздухом в виде мелких воздушных пузырьков. Несмачиваемые (гидрофобные) частицы при столкновении с пузырьками прилипают к последним, создавая агрегаты, состоящие из воздушных пузырьков с закрепившимися на них твердыми частицами. Агрегаты, имеющие плотность меньшую, чем плотность пульпы, всплывают на ее поверхности, образуя слой минерализованной пены, удаляемой с поверхности. Смачиваемые (гидрофильные) частицы к воздушным пузырькам не прилипают, остаются в объеме пульпы и образуют камерный продукт.

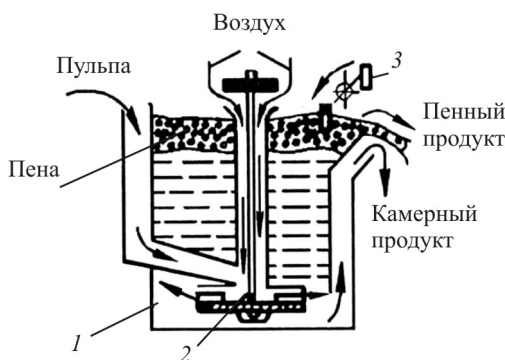


Рис. 59. Принципиальная схема процесса флотации:
 1 – корпус; 2 – блок перемешивания и аэрации;
 3 – пеногон

Обычно в пенный продукт флотации извлекают полезный минерал, а в камерный – минерал пустой породы. Такой процесс носит название *прямой флотации*. В отдельных случаях целесообразнее бывает извлекать в пенный продукт минералы пустой породы, а по-

лезные минералы концентрировать в камерном продукте. Такой процесс называется *обратной флотацией*.

Если в процессе флотации получают концентрат, содержащий два или более ценных компонента, такую флотацию называют *коллективной*. Если в процессе флотации последовательно получают несколько концентратов при содержании в каждом отдельном концентрате только одного ценного компонента (например, меди, цинка, свинца и других), такую флотацию называют *селективной*. Если в процессе флотации в начале получают коллективный концентрат, а затем из него выделяют последовательно ценные компоненты в самостоятельные концентраты, такую флотацию называют коллективно-селективной.

Для увеличения естественного различия в смачиваемости поверхности минералов или для искусственного создания такого различия минеральную поверхность обрабатывают особыми веществами, называемыми флотационными реагентами. С помощью подбора флотационных реагентов можно достигнуть условий, при которых одни минералы будут флотироваться, а другие нет, т.е. создать условия для их селективного разделения. В зависимости от назначения флотационные реагенты классифицируют на собиратели, модификаторы, пенообразователи.

К вспомогательным реагентам относят регуляторы рН среды, модификаторы пены, флокулянты и диспергаторы.

Без применения флотационных реагентов флотация в промышленных условиях практически не производится.

3.4.1. Флотационные реагенты

Собиратели – органические соединения, избирательно действующие на поверхность частиц определенных минералов, уменьшают смачиваемость их водой. В качестве собирателей применяют жирные кислоты, ксантогепаты и амины.

Модификаторы – химические соединения, регулирующие действие собирателей. Активаторы усиливают, депрессоры ослабляют действие собирателей. В качестве модификаторов применяют кислоты, основания, соли и другие соединения.

Пенообразователи – представляют собой поверхностно-активные вещества, которые применяют для тонкого диспергирования пузырьков воздуха и образования пены. В качестве пенообразователей используют сосновое масло, пирановые спирты, терпениол.

Ассортимент флотационных реагентов, применяемых в настоящее время для флотации полезных ископаемых, весьма разнообразен. Среди них встречаются органические и неорганические вещества, естественные продукты и синтетические соединения, хорошо растворимые и практически нерастворимые в воде.

Реагенты-регуляторы – подготавливают поверхность минеральных частиц к избирательному взаимодействию с реагентами-собирателями. Регуляторы делят на активаторы, подавители (депрессоры) и регуляторы концентрации водородных ионов в пульпе (рН среды). В качестве реагентов-регуляторов используют органические и неорганические соединения.

Реагенты-активаторы – улучшают закрепление реагентов-собирателей на поверхности извлекаемого минерала с целью интенсификации его флотации. Активаторы или образуют на минеральной поверхности пленки, на которых активно закрепляется собиратель, или удаляют (чаще всего путем растворения) с минеральной поверхности гидрофильной пленки, благодаря чему очищенная поверхность становится способной к взаимодействию с собирателем. В качестве реагентов-активаторов применяют в основном неорганические соединения: кислоты, щелочи, соли щелочно-земельных и тяжелых металлов и т.д.

Реагенты-подавители (депрессоры) – понижают флотируемость тех минералов, извлечение которых в пенный продукт в данный момент нежелательно. Большинство реагентов-подавителей являются неорганическими соединениями – электролитами и применяются для повышения селективности флотации при разделении минералов, близких по своим флотационным свойствам.

Реагенты-регуляторы среды – изменяют концентрацию гидроксильных и водородных ионов (рН среды) флотационной пульпы, регулирующих ее кислотность и щелочность, применяют для создания оптимальных условий действия других реагентов при флотации.

Подача реагентов в процесс происходит в такой последовательности: вначале к пульпе добавляют реагенты-регуляторы pH среды, затем реагенты-активаторы и реагенты-подавители, затем собиратель и в последнюю очередь пенообразователь.

Аэрация пульпы – это процесс насыщения флотационной пульпы пузырьками воздуха, осуществляющийся во флотомашинах, кондиционерах или других аппаратах, путем засасывания его из атмосферы или подачи под давлением.

Размер пузырьков при флотации должен удовлетворять следующим условиям:

1) подъемная сила минерализованного пузырька объемом, должна быть больше сил инерции, противодействующих подъему;

2) плотность минерализованного пузырька, должна быть меньше плотности пульпы, иначе он не будет всплывать;

3) скорость подъема минерализованных пузырьков должна быть оптимальной и равной по данным практики. При меньшей скорости пузырьки не успеют всплыть на поверхность пульпы и большая их часть перейдет в хвосты. Для высокой скорости подъема минерализованных пузырьков необходимы крупные пузырьки, что связано с уменьшением поверхности раздела фаз и вероятности флотации;

4) соотношение размеров пузырька и частицы должно обеспечивать максимальную вероятность их столкновения и образования комплекса пузырек – частица.

Таким образом, минимальный размер транспортирующих пузырьков при флотации зерен обычной крупности должен быть не менее 0,6 мм, а при флотации зерен критической крупности не менее 1–2 мм. Желательно одновременное присутствие в пульпе как очень мелких, например, выделяющихся из раствора пузырьков (для активации), так и крупных «транспортирующих» пузырьков.

3.4.2. Флотационные машины

Флотационной называется машина для флотационного обогащения, в камере которой исходный материал разделяется в азрированной пульпе на пенный и камерный продукты по избирательной способности минералов прилипать к всплывающим пузырькам воздуха.

В основу классификации флотационных машин на отдельные конструктивные типы положен способ аэрации и перемешивания пульпы. По этому признаку все флотационные машины делятся на три группы – механические (ФМ), пневмомеханические (ФПМ) и пневматические (ФП). Схемы механической и пневмомеханической флотационных машин представлены на рис. 60.

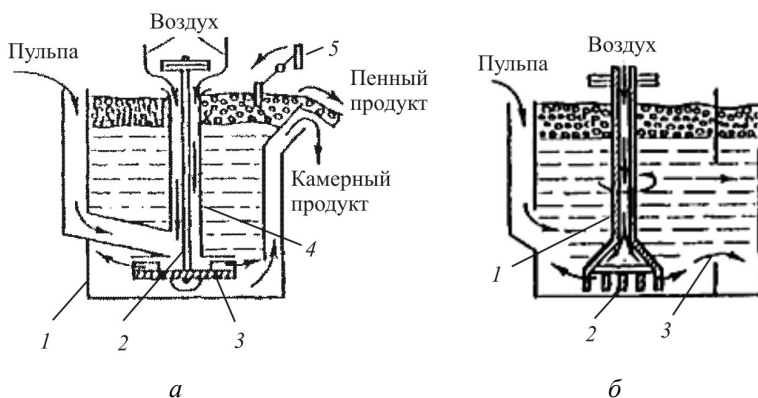


Рис. 60. Схемы механической (а) и пневмомеханической (б) флотационных машин

В механической флотационной машине – аэрацию и перемешивание пульпы осуществляет аэратор, всасывая необходимый для флотации воздух непосредственно из атмосферы. В зависимости от конструкции аэратора машины классифицируются на импеллерные, эжекторные, кипящего слоя.

Пневмомеханическая флотационная машина – машина, в камере которой аэрацию и перемешивание пульпы осуществляет аэратор, питаемый сжатым воздухом от внешнего источника. По типу аэратора машины классифицируются на импеллерные и вибрационные.

Пневматическая флотационная машина – флотационная машина, в которой аэрация и перемешивание пульпы осуществляются сжатым воздухом, подаваемым от внешнего источника. Пневматические флотационные машины в основном представлены аэролифтными машинами и машинами пенной сепарации.

Аэролифтная флотационная машина – пневматическая флотационная машина, в которой сжатый воздух подается в неподвижное аэролифтное устройство.

Глубокая аэролифтная машина (рис. 61) корытного типа имеет по всей длине аэрационное отделение 1 и флотационные отделения 2, ограниченные перегородками 3. От продольного воздушного коллектора в машину выведены вертикальные патрубки 4, имеющие на концах резиновые наконечники 5, которые являются простыми клапанами, предотвращающими попадание в патрубки пульпы после остановки подачи сжатого воздуха и их засорение.

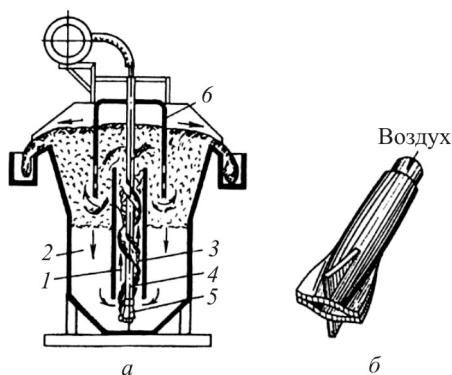


Рис. 61. Глубокая аэролифтная машина: *а* – разрез; *б* – резиновый наконечник (клапан)

Сжатый воздух, выходящий из патрубков, проходит более половины аэрационного отделения сплошной струей или в виде воздушных пробок и лишь затем распадается на крупные пузырьки. Мелкие пузырьки получают также в вихревых потоках, создаваемых перегородками 6.

Флотационная машина пенной сепарации – это пневматическая флотационная машина, в камеру которой исходная пульпа подается непосредственно на пенный слой. Этим она принципиально отличается от других конструкций.

Более гидрофобные частицы удерживаются в пене, а менее гидрофобные под действием силы тяжести и стекающей воды проходят сквозь пену и выпадают из нее.

Конструкция машины для пенной сепарации показана на рис. 62. Она состоит из флотационной камеры корытного типа 1, вдоль середины которой расположено загрузочное устройство 4, выполненное в виде желобчатого делителя, оно равномерно распределяет питание по длине машины. Под поверхностью пульпы на глубине 150–200 мм расположены трубчатые аэраторы 3 (ряд резиновых трубок с мельчайшими отверстиями), в которые подается сжатый воздух. В присутствии пенообразователя на поверхности пульпы образуется слой достаточно устойчивой пены. На начальный участок пены с помощью брызгал 5 подается небольшое количество воды, чем усиливается выпадение из пены гидрофильных частиц.

Пена 2 с удерживающимися в ней частицами самотеком или с помощью гребков удаляется через пороги 6 в желоба. В случае флотации водорастворимых солей из пены через сетки 7 выделяется маточник. Хвосты удаляются через разгрузочное устройство 8.

К достоинствам машин пневматического типа относятся: предельная простота конструкции; отсутствие вращающихся частей, быстроизнашивающихся деталей и узлов; малая металлоемкость; простота эксплуатации. Недостатками их являются: необходимость применения воздухонагнетательных установок для подачи воздуха и насосов для перекачки промпродуктов; относительная ненадежность аэраторов, ограниченность применения (только для простых схем флотационного обогащения).

К группе флотационных машин с изменяемым давлением относятся вакуумные и компрессионные флотационные машины.

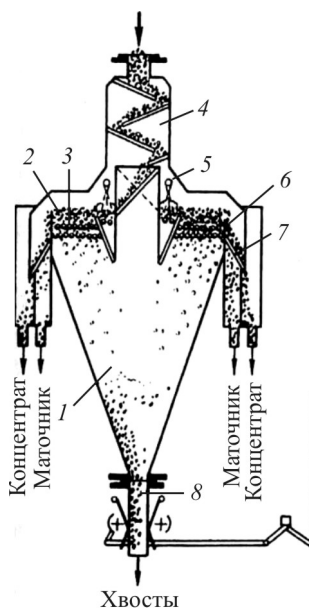


Рис. 62. Флотационная машина пенной сепарации

В вакуумных флотационных машинах пульпа, предварительно обработанная реагентами и насыщенная воздухом, поступает в вакуумную камеру, в которой (вследствие снижения давления над пульпой) на поверхности гидрофобных частиц выделяются пузырьки растворенного воздуха, приводя к их флотации. Гидрофильные частицы осаждаются на дно камеры и разгружаются в сборник хвостов. Вакуумная флотация применяется в основном для разделения тонких шламов.

В компрессионных машинах флотация осуществляется в результате выделения очень мелких пузырьков при снижении давления над пульпой. Перед подачей в машину пульпа насыщается сжатым воздухом при избыточном давлении, а затем подается в ванну машин, в которой при падении давления над пульпой до атмосферного растворенные газы выделяются в виде микропузырьков непосредственно на поверхности частиц. Компрессионные машины широко применяют для флотационной очистки сточных вод промышленных предприятий.

В электрофлотационных машинах аэрация пульпы осуществляется за счет электролиза воды. При электролизе выделяются очень мелкие пузырьки водорода и кислорода, обеспечивающие эффективную флотацию тонких взвесей и хлопьев. Применение электрофлотационных машин является эффективным для ионной флотации и очистки сточных вод.

3.4.3. Схемы флотации

Схемой флотации называется сочетание отдельных операций флотации. Существующие схемы флотации весьма разнообразны. Они зависят от флотационных свойств обогащаемого сырья, требований, предъявляемых к качеству продуктов обогащения.

В настоящее время приняты следующие наименования отдельных операций флотации.

Основная флотация – это операция флотации минерального сырья, в которой получают конечный концентрат или концентрат, направляемый на перечистную флотацию. Иногда схема флотации

может иметь несколько основных флотаций (например, при обогащении полиметаллических руд в одной схеме может быть основная свинцовая и основная цинковая флотации и т.п.).

Перечистная флотация – это операция флотации, в которую поступает концентрат основной или продукт предыдущей флотационной операции для повышения степени концентрации выделяемого минерала.

Контрольная флотация – это операция флотации, следующая за основной флотацией с целью дополнительного извлечения ценного компонента и получения отвалных хвостов.

Стадией называется часть схемы, включающая в себя одну операцию измельчения руды и следующую за ней группу операций флотации. Различают одно-, двух- и трехстадиальные схемы флотации.

Циклом схемы флотации называют группу операций флотации, в которой выделяется один или несколько готовых (не подвергаемых дальнейшей флотации) продуктов. В каждой стадии схемы может быть несколько циклов.

При флотации руд с получением нескольких концентратов в зависимости от последовательности выделения полезных компонентов различают коллективную флотацию, последовательно-селективную и коллективно-селективную.

Коллективная флотация – это метод извлечения некоторых минералов со сходными свойствами в общий коллективный концентрат.

Последовательно-селективная флотация – это процесс выделения одного минерала из группы минералов в концентрат, состоящий преимущественно из одного минерала.

Коллективно-селективная флотация – это метод, обеспечивающий получение коллективного концентрата, состоящего из нескольких видов минералов, с последующим разделением его на мономинеральные концентраты. Чаще всего разделению общих (коллективных) концентратов предшествует их доизмельчение.

По схеме на рис. 63, а доизмельчение продуктов в процессе флотации не производится. Раскрытие всех минеральных зерен происходит в процессе предварительного измельчения руды, поэтому

схема является одностадийной. Кроме того, все операции флотации объединяются общностью применяемых флотореагентов и реагентных режимов и общностью цели, заключающейся в выделении содержащегося в руде ценного компонента в виде конечного концентрата, поэтому схема является также одноцикловой. Схемы данного типа характерны для обогащения мономинеральных руд с равномерной вкрапленностью минералов.

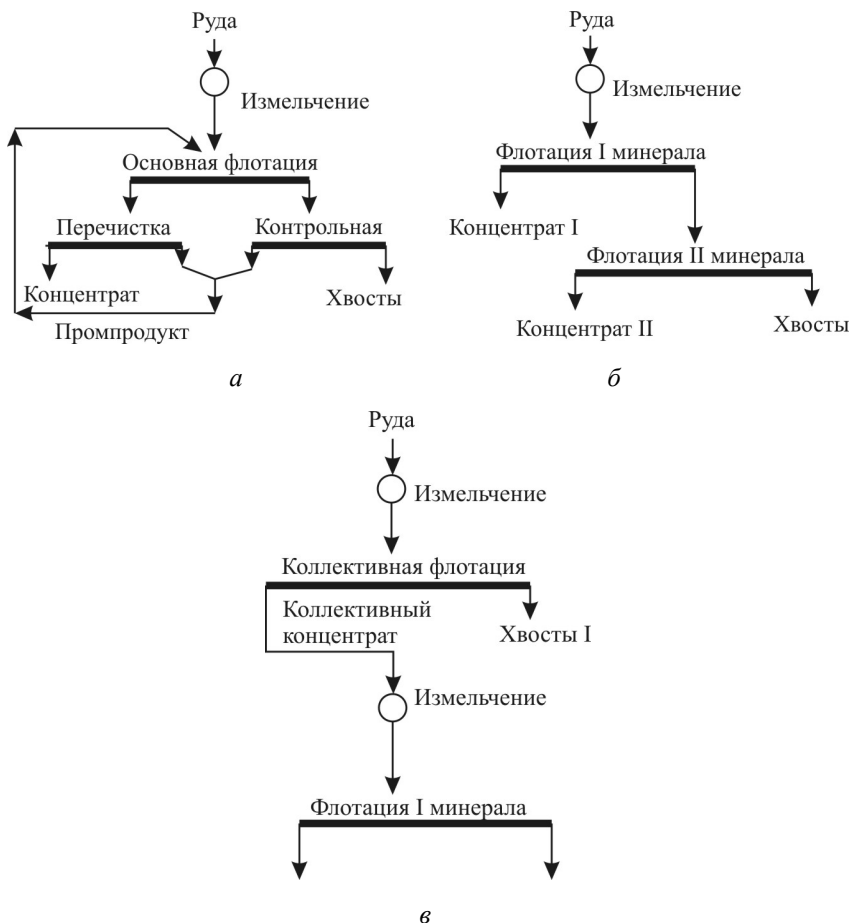


Рис. 63. Схемы флотации: *a* – одностадийная; *б* – последовательно-селективная; *в* – коллективно-селективная

По последовательно-селективной схеме флотации, приведенной на рис. 63, б, из руды последовательно выделяют отдельные полезные ископаемые, причем вначале выделяют легкофлотируемые минералы, например галенит, а затем труднофлотируемые, например сфалерит.

По коллективно-селективной схеме (рис. 63, в) предусматривается доизмельчение коллективного концентрата и его последующая селективная флотация. Схема включает три самостоятельных цикла:

- 1) коллективной флотации двух ценных компонентов в общий концентрат;
- 2) селективной флотации первого компонента;
- 3) селективной флотации второго ценного компонента.

Рациональное распределение операций флотации по отдельным камерам или группам камер флотационных машин имеет очень важное значение для организации процесса с наименьшим числом камер и транспортных узлов.

3.5. Химическое обогащение

Химическое обогащение – область технологии переработки полезных ископаемых по комбинированным схемам, включающим в начале, середине или конце химические процессы. При этом используются следующие процессы: гидрохимические, термохимические, пирометаллургические, хлоридо- и фторидовозгонка, сульфатизирующий, восстановительный, окислительный, сегрегационный обжиг и др. Наибольшее промышленное применение получили гидрохимические процессы.

Гидрохимические процессы – это процессы извлечения ценных компонентов или удаления вредных примесей из руд и продуктов обогащения путем селективного растворения их водными растворами химических реагентов. При последующем выделении из раствора ценных компонентов получают высококачественные продукты, часто называемые химическими концентратами. При этом выделяют физическое и химическое растворение.

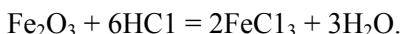
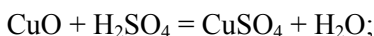
Физическое растворение – это процесс, который протекает без изменения состава растворяемого компонента или полезного ископаемого. Физическое растворение положено в основу геотехнологических способов добычи и переработки растворимых в воде солей: галита, сильвина, бишофита и др.

Химическое растворение – это процесс, сопровождаемый изменением химического состава компонентов полезного ископаемого.

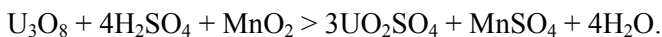
Химическое растворение используется в процессах добычи и переработки металлов, их солей и оксидов. В качестве растворителей выступают кислородные (серная, азотная, фосфорная, сернистая) и бескислородные (соляная, сероводородная) кислоты, водные растворы солей (соды, сернистого натрия, сернокислых солей щелочных металлов). Результатом растворения является образование раствора (применительно к физическому растворению солей – рассола).

В основе процессов химического растворения лежат реакции обмена, окислительно-восстановительные, комплексообразования и др.

Реакции обмена лежат в основе взаимодействия оксидов металлов с кислотами, щелочами или растворимыми солями, в результате которых происходит образование легкорастворимых сульфатов, хлоридов, нитратов и других солей, например:



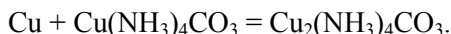
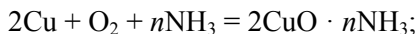
Окислительно-восстановительные реакции протекают с нарушением химических связей в кристаллической решетке минералов и образованием нового легкорастворимого соединения. Этот процесс протекает за счет окисления катиона металла до состояния высшей валентности, например, при кислотном выщелачивании урановой смолки из руд в присутствии окислителя (пиролюзита):



Реакции могут протекать и за счет окисления аниона, а также за счет одновременного окисления катиона и аниона.

Реакции комплексообразования обеспечивают получение растворимых соединений металлов и других элементов, когда неком-

плексные их соединения разлагаются или нерастворимы. Например, при аммиачном выщелачивании самородной меди и ее оксидов из руд протекают следующие реакции:



Для физического и химического растворения характерно наличие трех стадий процесса:

- 1) подвод растворителя к поверхности минерала;
- 2) взаимодействие растворителя с минералом;
- 3) отвод продуктов реакции от поверхности раздела фаз.

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.

При бактериальном выщелачивании используется способность автотрофных бактерий поглощать для своей жизнедеятельности энергию, выделяемую при окислении сульфидов и тиосульфатов металлов, серы, а также при переходе Fe^{2+} в Fe^{3+} . Указанные бактерии содержат вещества, катализирующие эти реакции. В результате образуется H_2SO_4 или соли Fe^{3+} , которые можно применять как реагенты для выщелачивания. Наибольшая активность бактерий наблюдается при 30–35 °С.

Различие в химическом и бактериальном процессах заключается в том, что при химическом выщелачивании требуется вводить окислитель в процесс, а при бактериальном он генерируется в самом процессе выщелачивания.

Химическое обогащение включает в себя следующие процессы: измельчение исходного материала; разложение рудных минералов

или предварительную термическую их обработку; выщелачивание минералов; отделение раствора от твердого вещества и промывку осадка; очистку полученных растворов от примесей; разделение и осаждение извлекаемых металлов; сушку и обжиг конечных продуктов или же переплавку электролитически осажденного катодного металла; регенерацию реагентов и доизвлечение металлов из отработанных растворов.

3.5.1. Выщелачивание рудных минералов

Выщелачивание – это процесс извлечения одного или нескольких компонентов из твердых продуктов (руд, концентратов, промежуточных продуктов, иногда отходов производства) водным раствором, содержащим щелочь, кислоту или другой реагент, а также с использованием определенных видов бактерий. Выщелачивание является основной операцией гидрохимического процесса.

Выщелачивание осуществляется чановым, автоклавным, перколяционным, кучным и подземным способами.

При чановом (агитационном) выщелачивании измельченная руда проходит через ряд последовательно соединенных чанов, интенсивное перемешивание пульпы в которых осуществляется механическими мешалками, сжатым воздухом или комбинированным воздушно-механическим способом.

Чан с вертикальным перемешивающим устройством (рис. 64, *a*) состоит из корпуса 1 с кислото- и щелочестойкой футеровкой 2 и мешалкой 3. Перемешивающее устройство осуществляет подъем пульпы в средней части чана, в то время как по периферии наблюдаются нисходящие потоки. При циркуляции пульпы происходит активное контактирование твердых частиц со свежими порциями раствора и интенсивное растворение.

Чан с перемешиванием сжатым воздухом (рис. 64, *б*) состоит из цилиндрического корпуса 1 диаметром 3–4,5 м и высотой 9–15 м. Внутри чана по его центру расположен эрлифт, включающий трубу 4 и трубу подачи воздуха. При подаче воздуха давлением 0,15–0,2 МПа в пустотелую трубу пульпа аэрируется и ее плотность

уменьшается. Вследствие этого по трубе 4 пульпа движется вверх, а в нее – вниз. В результате циркуляции происходит интенсивное перемешивание пульпы и выщелачивание компонентов. Достоинством устройств, в которых перемешивание пульпы происходит сжатым воздухом, является отсутствие движущихся частей. Процесс выщелачивания составляет 0,5–2,0 ч.

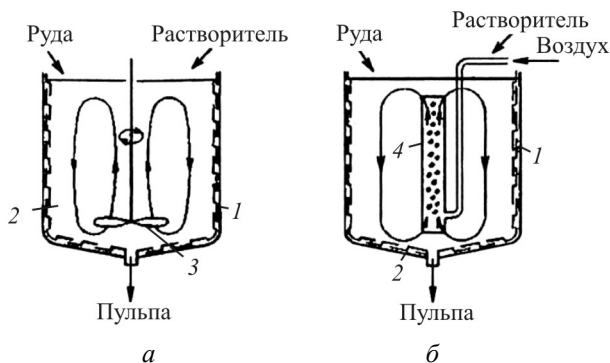


Рис. 64. Схемы чанов с перемешивающим устройством механического (а) и пневматического (б) типов: 1 – корпус; 2 – футеровка; 3 – мешалка (шнек); 4 – обезвоживающий элеватор (труба)

Для снижения расхода реагентов и повышения степени извлечения агитационное выщелачивание проводят в прямо- или противоточных каскадах из 3–5 аппаратов (ступеней). Интенсифицируют процесс путем механического, ультразвукового и термического активирования твердых веществ, наложением электрических полей, вибраций и пульсаций. Чаны с комбинированным перемешиванием имеют или центральный аэролифт и вращающиеся гребки, или периферический аэролифт и центральный импеллер.

Автоклавное выщелачивание нашло широкое применение в урановой, никелевой, алюминиевой и вольфрамовой промышленности. Автоклавы представляют собой металлические вертикальные или горизонтальные сосуды вместимостью от 5 до 130 м, 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 существенное 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.

При *перколяционном выщелачивании* просачивание раствора происходит через слой твердого пористого материала. Скорость просачивания раствора зависит от пористости материала, содержания в нем мелких частиц и высоты слоя. Перколяционный способ выщелачивания осуществляют в чанах без перемешивания. Для выщелачивания применяют чаны вместимостью 5–10 тыс. т. Длина чанов составляет до 50 м, ширина – до 30–33 м и глубина – до 5,5 м. Изготавливают чаны обычно из бетона. Поверхность чана покрывают кислотостойким составом. В качестве таких материалов используют асфальт, смолу, листовой свинец, полимерный материал, кислотостойкий бетон. Чаны небольшой вместимости изготавливают из дерева, а внутреннюю поверхность чана защищают кислотостойким материалом. На расстоянии 0,1–0,2 м от дна чана сооружают ложное дно (решетку), на которое сверху укладывают защитный материал (рогожа, синтетические покрытия, кусковая руда). Пространство между дном и ложным дном служит для отвода раствора и не должно заполняться рудой.

Перколяционное выщелачивание является малоинтенсивным процессом и используется чаще для кучного и подземного выщелачивания в сочетании с ионообменным извлечением металла.

Кучным выщелачиванием перерабатывают бедные, забалансовые руды и отвалы вскрышных пород с низким содержанием в них металлов. При кучном выщелачивании руда дробится до 120–400 мм и размещается в виде штабеля (кучи) высотой до 60 м, шириной до 200 м и длиной до 800 м на специальной водонепроницаемой площадке (рис. 65).



Рис. 65. Внешний вид штабеля кучного выщелачивания

В качестве основания для площадок КВ используют слой гравия, дробленой руды, смеси глин и шламовой фракции хвостов ЗИФ, бентонитовых глин и других материалов. Высота слоя основания составляет от 100 до 600 мм. На основание укладывают гидронепроницаемое покрытие (асфальтовое, пластиковое из сваренных полос кислотоустойчивых полимерных пленок) для предотвращения потерь рабочих и продуктивных растворов и обеспечения мероприятий по охране окружающей среды от загрязнения. Поверхности штабелей орошают выщелачивающими растворами (рис. 66).

Орошение осуществляют различными способами: разбрызгиванием, прудками, нагнетательными скважинами, оросительными канавками или сочетанием различных способов. В качестве растворителя при выщелачивании меди и урана используется раствор серной кислоты (рН 1,2–2,5), при выщелачивании золота и серебра – раствор цианида (рН 10–10,5). Выщелачивающий раствор просачивается через кучу, насыщается извлекаемым металлом и собирается в бассейне с отстойником для осаждения глины и шламов, а затем поступает на извлечение металла.

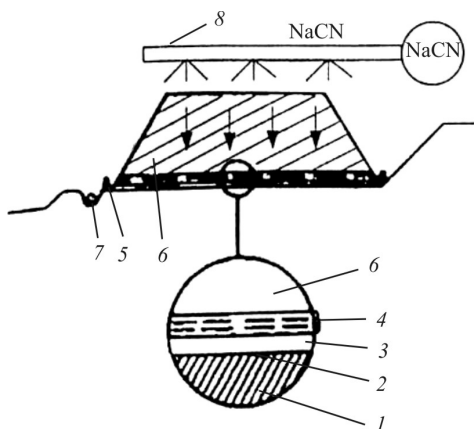


Рис. 66. Типовое строение кучи: 1 – фундамент покрытия; 2 – полимерная пленка; 3 – слой песка (до 50–100 см); 4 – предохранительное покрытие (до 50 см) с перфорированными трубами; 5 – берма (высотой до 60 см); 6 – куча (штабель); 7 – дренажная траншея с трубой; 8 – оросительная система

Кучное выщелачивание 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 металла в растворе не достигнет критического минимального значения. Например, концентрация металла в урансодержащих растворах составляет 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 %.

После кучного выщелачивания породы вывозят в отвалы, а при значительных размерах куч оставляют на местах и подвергают рекультивации.

Подземное выщелачивание осуществляется при подаче выщелачивающего раствора под землю непосредственно в рудное тело или в слой специально подготовленной руды. Просочившийся через слой руды, насыщенный ценным компонентом раствор выкачивается на поверхность. Известны два основных варианта подземного выщелачивания – скважинный (бесшахтный) и шахтный. В первом случае используют систему определенным образом расположенных

скважин для подачи выщелачивающего раствора и выкачивания продукционного раствора, во втором – старые или специально созданные шахты, подготовленные подземные камеры с обрушенной рудой, а для сбора продукционного раствора – штольни или штреки. При разработке месторождений руд радиоактивных и цветных металлов часто применяют комбинированные системы подземного выщелачивания, включающие в себя элементы скважинных и шахтных систем.

Необходимыми условиями применения подземного выщелачивания являются достаточно высокая проницаемость руды и наличие под выщелачиваемым участком непроницаемого слоя, обеспечивающего сбор растворов, направляемых на извлечение металлов. В других случаях выполняют специальные виды подготовительных работ по созданию таких условий.

Подземное выщелачивание используется обычно при глубине залегания рудного тела не более 600 м. Применение способа подземного выщелачивания позволяет: резко сократить объемы капитальных вложений и сроки строительства предприятий; повысить в 2–4 раза производительность труда; значительно уменьшить вредное воздействие на природу (не нарушать ландшафт, резко снизить количество твердых отходов и вредных веществ, выносимых на поверхность земли, сравнительно просто восстанавливать отработанные участки).

3.5.2. Выделение металлов из растворов

Растворы выщелачивания отделяют от твердого вещества сгущением в прудах, чанах и сгустителях, фильтрованием на вакуум-фильтрах или фильтр-прессах разных конструкций.

Выделение металлов и их соединений из раствора осуществляется разнообразными методами. Наиболее распространенными из них являются: электролиз, цементация, получение нерастворимых соединений, гидролиз, кристаллизация, сорбция, экстракция.

Выбор наиболее рационального метода должен решаться в каждом отдельном случае с учетом ряда факторов, из которых перво-

степенное значение имеют состав поступающего на осаждение раствора и требования, предъявляемые к чистоте конечной продукции.

Электролиз применяют как для извлечения металлов из очищенных растворов после выщелачивания (электроосаждение), так и для получения чистых металлов из черновых продуктов (электрорафинирование). Этот метод широко используется в гидрометаллургии меди, цинка, кадмия и марганца.

При *цементации* вытеснение ионов одного металла из раствора его солей осуществляется другим металлом, расположенным выше в ряду напряжений (более электроотрицательным). Так, для цементации меди применяют железную и чугунную стружку, железный скрап, губчатое железо, обезоловяненные консервные банки; для цементации золота – цинковую стружку, цинковую и алюминиевую пыль; для цементации кадмия – цинковую пыль; никеля – кобальтовый порошок. Цементацию металлов проводят в различных аппаратах периодического или непрерывного действия (конусах, барабанах, желобах, чанах, ваннах, аппаратах кипящего слоя). В процессе цементации металлы осаждаются в виде нерастворимых соединений: гидроксидов, сульфидов, ксантогенатов, вольфраматов, молибдатов и др. В гидрометаллургических процессах получил распространение гидролиз, в результате которого селективно осаждаются некоторые металлы в виде гидроксидов или основных солей.

Кристаллизация – это способ осаждения извлекаемого металла при упаривании и охлаждении раствора или изменении рН среды. Таким способом выделяют из раствора сульфат натрия при хлорирующем обжиге пиритных огарков или сульфат марганца при сернокислотном выщелачивании марганцевых руд. В вольфрамовой и молибденовой промышленности кристаллизацию применяют для получения чистых вольфрамата и молибдата аммония, содержание вредных примесей в которых измеряется тысячными долями процента.

Сорбция – это метод извлечения металлов из растворов, основанный на способности синтетических ионообменных смол и некоторых природных сорбентов поглощать (сорбировать) из пропускаемого через него раствора ионы металла, отдавая в раствор эквивалентное число других ионов.

Сорбция осуществляется путем последовательного пропускания раствора через несколько колонн, наполненных зернистым сорбентом. После насыщения сорбента извлекаемым металлом он подвергается регенерации путем пропускания через него раствора с высокой концентрацией тех ионов, которые были замещены в сорбенте в процессе сорбции, т.е. раствора кислоты, щелочи или соли. Извлекаемый металл при этом переходит в новый, концентрированный по металлу раствор, а сорбент направляется снова в процесс.

Жидкостная экстракция – это метод извлечения ценных компонентов из растворов, основанный на том, что при контактировании водного раствора, содержащего ценный компонент, с нерастворимыми в воде органическими жидкостями (экстрагентами) определенная часть этого компонента переходит (экстрагируется) в органическую жидкость. Обработка раствора экстрагентом может выполняться неоднократно, в результате чего достигается высокое извлечение полезного компонента.

Насыщенный полезным компонентом экстрагент обрабатывается водным раствором какого-либо реагента и полезный компонент снова переводится в водную фазу. Полученный таким образом новый раствор отличается от исходного тем, что он содержит значительно меньше вредных примесей и более обогащен извлекаемым полезным компонентом. Концентрированный раствор металла (ре-экстракт) поступает в дальнейшую переработку, а органическая фаза возвращается снова в процесс.

Для экстракции применяют смесители, отстойники, колонны с насадкой, тарельчатые колонны с пульсацией, центробежные экстракторы.

Окончательное выделение извлекаемых металлов из полученных экстракционным и сорбционным методами растворов осуществляется путем осаждения, фильтрования, выпаривания и т.д.

Химические и термохимические процессы могут использоваться в начале, середине или конце комбинированных схем переработки и обогащения труднообогатимого минерального сырья. Из химических процессов наиболее часто используются выщелачи-

вание, осаждение, сорбция и экстракция. Применение комбинированных схем позволяет вовлечь в переработку труднообогатимое 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.

3.6. Обогащение по физико-механическим свойствам минералов

В группу процессов обогащения полезных ископаемых, использующих различия в эффектах взаимодействия кусков, разделяемых компонентов с рабочей поверхностью сепаратора, входят обогащение по упругости, трению, форме, термоадгезионная сепарация, методы, в основу которых положена комбинация нескольких эффектов взаимодействия с рабочей поверхностью.

Разделительный процесс в данной группе методов идет с использованием объемных или поверхностных свойств в одну операцию. К факторам, влияющим на процесс разделения, относят изменение формы разделяемых кусков, содержание сростков, влажность минерала.

3.6.1. Обогащение по трению и форме

Обогащение по трению и форме основано на использовании различий в скоростях движения разделяемых частиц по плоскости под действием силы тяжести.

Скорость движения частиц по наклонной плоскости при заданном угле наклона зависит от состояния поверхности самих частиц, их формы, влажности, плотности, крупности, свойств поверхности, по которой они перемещаются, характера движения (качение или скольжение), а также среды, в которой происходит разделение.

Основным параметром, характеризующим минеральные частицы с точки зрения движения их по наклонной плоскости, является коэффициент трения.

Величина коэффициента трения определяется в основном формой минеральных частиц, которая, в свою очередь, зависит от природы минералов и типа руд (россыпные или коренные). Минеральные частицы россыпных месторождений, как правило, являются сферическими, а частицы коренных месторождений имеют неправильную (пластинчатую) форму (обломки).

Частицы могут перемещаться под действием собственной силы тяжести (при движении по наклонным плоскостям), центробежной силы (при движении по горизонтальной плоскости вращающегося диска), в результате комбинированного действия сил собственной тяжести, центробежной и трения (винтовые сепараторы).

Для обогащения по трению и форме используются плоскостные, лотково-барабанные, ленточные, дисковые, винтовые и вибрационные сепараторы. На рис. 67 приведена принципиальная схема устройства наиболее простого плоскостного сепаратора, применяемого для обогащения слюды.

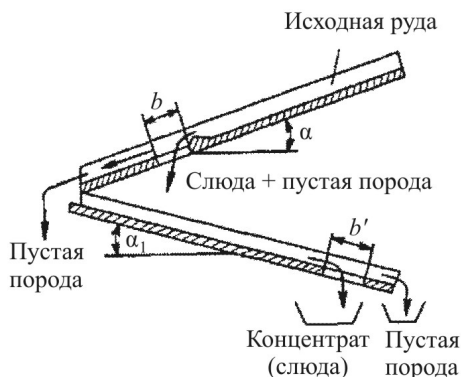


Рис. 67. Схема сепаратора для обогащения по трению

Каждая плоскость сепаратора имеет длину 1350 мм и ширину 1000 мм. Угол наклона (нижней плоскости) больше, чем верхней, точно так же и ширина щели на нижней плоскости больше, чем ширина на верхней. На плоскость подается сухой материал крупностью $-70+25$ мм. Перед щелью устанавливают небольшой порог прямо-

угольной формы для создания условий отрыва движущихся кусков пустой породы от наклонной плоскости.

Куски пустой породы, перелетая через щель, разгружаются в конце плоскости. Куски слюды, имея пластинчатую форму, движутся по наклонной плоскости медленнее кусков породы и, проваливаясь через щель, попадают на следующую плоскость, где переориентируются.

3.6.2. Обогащение по упругости

Обогащение по упругости основано на разнице траекторий, по которым отбрасываются частицы минералов, имеющие различную упругость, при падении на плоскость. При падении на наклонную плоскость тела отражаются от нее под некоторым углом.

Минералы, имея разные значения упругости, будут двигаться по разным траекториям, что и позволяет отделять их друг от друга.

Схема сепаратора для разделения по упругости представлена на рис. 68. В этом сепараторе исходный материал из бункера 1 по вибропитателю 2 монослоем подают на плиту 3, отражаясь от которой частицы 4 и 6 попадают в приемники продуктов разделения 5.

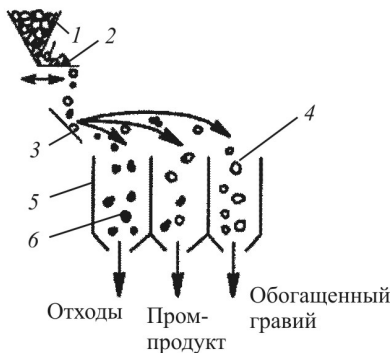


Рис. 68. Схема сепаратора для обогащения по упругости

3.6.3. Обогащение по избирательности разрушения

Процесс обогащения с использованием этих методов основан на избирательном разрушении минералов в результате их различной механической прочности при дроблении и измельчении или на свойствах минералов избирательно разрушаться (растрескиваться) при нагревании и последующем быстром охлаждении. Процесс разрушения в последнем случае называется декрипитацией.

Разрушение руды при декрипитации происходит в результате различной электропроводности и коэффициентов расширения при нагревании и охлаждении, вызывающих сильные напряжения, приводящие к растрескиванию минералов, а также вследствие наличия в минералах воды, которая при нагревании вызывает разрушение кристаллов.

После дробления, измельчения и декрипитации различные минералы приобретают определенную крупность и форму зерен. Дальнейшее их обогащение может осуществляться грохочением, гравитацией или другими методами.

Избирательное дробление и измельчение руды производят в молотковых и других дробилках, стержневых, шаровых, рудно-галечных мельницах и мельницах самоизмельчения.

3.6.4. Обогащение на жировых поверхностях

Обогащение на жировых поверхностях (адгезионная сепарация) основано на избирательном закреплении некоторых минералов на поверхности, покрытой слоем жира. При протекании пульпы по слою жирового покрытия гидрофобные частицы прилипают к ней, а гидрофильные сносятся потоком воды в хвосты.

В промышленной практике процесс обогащения на жировых поверхностях используется в основном в операциях доводки черновых алмазных концентратов, выделяемых при обогащении руд коренных и россыпных месторождений.

Аппараты, предназначенные для извлечения алмазов на липких поверхностях, называются жировыми столами.

Ленточный жировой стол (рис. 69) с непрерывным съемом алмазов представляет собой бесконечную резиновую ленту 2 шириной 1000 мм с жировым покрытием, натянутую на двух барабанах, расположенных на расстоянии 2000 мм друг от друга. Лента установлена под углом 12° к горизонтальной плоскости. На переднем конце ленты устанавливается скребок 3 для снятия верхнего слоя жира с алмазами, которые падают в приемник 4, а на заднем конце – вибрационный питатель 1 для жировой массы. Весь стол, включая раму 6, совершает возвратно-поступательное движение в направлении, перпендикулярном движению ленты.

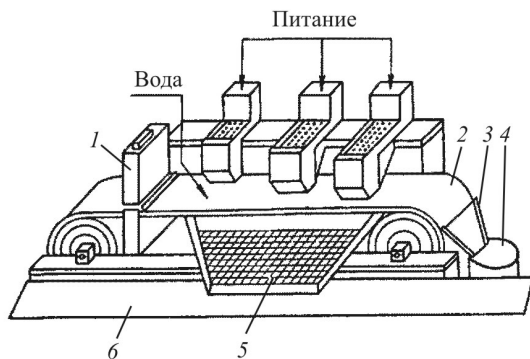


Рис. 69. Ленточный жировой стол

Пульпа подается сверху и движется перпендикулярно направлению движения ленты. Алмазы прилипают к жиру и выносятся лентой к скребку, а минералы пустой породы смываются водой в лоток 5 и удаляются в отвал.

В качестве жирового покрытия применяются смеси, имеющие в своем составе в разных соотношениях петролеум, машинные масла, иногда вазелин, парафин и другие, в зависимости от свойств руды и температуры воды.

В тех случаях, когда необходимо повысить гидрофобность алмазов, их обрабатывают реагентами-собирателями.

Контрольные вопросы

1. Классификация процессов гравитационного обогащения.
2. Разделение частиц в вертикальном пульсирующем потоке воды или воздуха.
3. Разделение частиц в вертикальном потоке жидкости, в потоке воды на наклонной плоскости.
4. Разделение частиц в тяжелых средах.
5. Пневматические сепараторы и отсадочные машины.
6. Принцип процессов обогащения в отсадочной машине.
7. Принцип процессов обогащения на концентрационном столе.

8. Принцип процессов обогащения на шлюзах, на струйных концентраторах.

9. Принцип процессов обогащения в тяжелосредном гидроциклоне.

10. Принцип процессов обогащения на винтовых сепараторах и шлюзах, в центробежных концентраторах.

11. Принцип процессов обогащения в шнековых и крутонаклонных сепараторах.

12. Принцип процессов обогащения в колесном тяжелосредном сепараторе.

13. Способы разделения частиц по магнитным свойствам.

14. Принцип действия и область применения сепараторов высокоградиентных магнитных сепараторов.

15. Принцип действия и область применения магнитных сепараторов со слабым магнитным полем.

16. Принцип действия и область применения магнитных сепараторов с сильным магнитным полем.

17. Основные способы зарядки частиц в процессах электрической сепарации.

18. Принцип действия электростатического сепаратора.

19. Принцип действия коронно-электростатического сепаратора.

20. Принцип действия пироэлектрического сепаратора.

21. Принцип действия диэлектрического сепаратора.

22. Классификация процессов флотации.

23. Принцип действия и область применения механической флотационной машины.

24. Принцип действия и область применения пневмомеханической флотационной машины.

25. Принцип действия и область применения пневматической флотационной машины.

26. Назначение и классификация флотационных реагентов, их действие.

27. Принцип действия радиометрического сепаратора.

28. Классификация радиометрических методов обогащения.

29. Основные процессы химического обогащения.
30. Чанный, автоклавный, кучный и подземный способы выщелачивания минералов.
31. Процесс предварительного разложения рудных минералов.
32. Способы выделения минералов из растворов.
33. Принцип действия и область применения сепараторов для обогащения по форме, трению, упругости.
34. Обогащение по избирательности разрушения.
35. Обогащение на жировых поверхностях.
36. Амальгамация.

4. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ

4.1. Обезвоживание продуктов обогащения

Различные стадии обогащения протекают благоприятно при определенном содержании твердого в пульпе. В конечных концентратах содержание влаги лимитируется. Например, предельные нормы влажности для концентратов, отправляемых железнодорожным транспортом, для угля составляют 5–10 %, для руды – 2–12 %. Поэтому продукты обогащения в той или иной степени нуждаются в обезвоживании, т.е. в удалении излишней воды.

Основную массу воды, которая содержится в продуктах процессов мокрого обогащения, составляет гравитационная влага, свободно перемещающаяся между частицами твердого под действием силы тяжести. Кроме гравитационной влаги, в операциях обезвоживания при необходимости удаляется пленочная, капиллярная и гигроскопическая влага.

Пленочная влага удерживается на поверхности частиц, молекулярными силами притяжения, капиллярная заполняет промежутки между частицами, гигроскопическая адсорбируется на поверхности частиц тончайшей пленкой и заполняет структурные поры и трещины в частицах.

Гигроскопическую влагу называют также связанной влагой воздушно-сухого состояния продукта.

Во избежание смерзания продуктов обогащения при перевозках в зимнее время внешняя влага продукта не должна превышать (%): угольных концентратов – 5; концентратов железных руд – 4; флотационных концентратов руд цветных металлов – 5.

Результаты обезвоживания зависят от гранулометрического состава продуктов обогащения. Чем мельче частицы, тем большая поверхность удерживает влагу и тем труднее обезвоживается продукт.

Обезвоживание – процессы удаления избыточной влаги из продуктов обогащения.

Основными процессами обезвоживания являются дренирование, центрифугирование, сгущение, фильтрование и сушка.

4.1.1. Дренаживание

Дренаживанием называется процесс удаления гравитационной влаги из кускового и крупнозернистого материала путем естественного просачивания влаги под действием силы тяжести в промежутках между отдельными зернами. Дренаживание осуществляется в обезвоживающих элеваторах, механических классификаторах, грохотах, обезвоживающих бункерах и на дренажных складах.

Обезвоживающие ковшовые элеваторы применяются для транспортирования и обезвоживания продуктов обогащения, получаемых в отсадочных машинах, и для выдачи продуктов из отстойников (например, из баггер-зумпфов). Они устанавливаются под углом $60\text{--}70^\circ$ к горизонту и выдают материал влажностью $25\text{--}30\%$ и ниже. Применяются для обезвоживания продуктов крупностью не менее 2 мм.

Обезвоживание продуктов в механических классификаторах происходит по мере их транспортирования по днищу классификатора. В зависимости от крупности материала и режима работы классификатора можно получать продукты влажностью $15\text{--}25\%$.

Для обезвоживания продуктов в широком диапазоне крупности – от кусков до шламов – применяются грохоты тех же типов, что и для грохочения. В качестве рабочих поверхностей обезвоживающих грохотов чаще всего используются щелевидные сита из профилированной латунной или стальной проволоки. Перемещение материала по ситам грохота значительно интенсифицирует дренаживание.

Обезвоживание в бункерах осуществляется главным образом на углеобогатительных фабриках. Эти бункеры представляют собой железобетонные ячейки прямоугольной (в плане) формы с пирамидальной нижней частью и выпусками, оборудованными специальными затворами с перфорированными отверстиями для стока воды.

Дренажные склады представляют собой сооружения большой вместимости, выполненные из бетона и железобетона, с наклонным дном, в котором проложены дренажные канавы. Они применяются для удаления влаги из материала после предварительного его сгущения в отстойниках. Время обезвоживания – до 24 ч и более. В результате обезвоживания влажность снижается с 30 до $8,5\%$.

4.1.2. Сгущение

Сгущением называется процесс обезвоживания обводненных тонкозернистых продуктов путем осаждения твердых частиц и выделения жидкой фазы в виде осветленного слива. Процесс осуществляется в различного типа отстойниках, сгустительных воронках и цилиндрических сгустителях.

При сгущении в отстойниках, конических и цилиндрических сгустителях (рис. 70) осаждение происходит под влиянием силы тяжести, при этом в условиях установившегося режима в верхнем слое сгустителя образуется зона осветления А, в средней части – зона осаждения Б и внизу – зона уплотнения осадка Г. Иногда между двумя последними зонами выделяют промежуточную зону В. В зоне осветления движение твердых частиц происходит в разжиженных пульпах по законам свободного падения в водной среде со скоростью, зависящей от размера и плотности частиц. В средней зоне происходит накапливание частиц, в результате чего создаются стесненные условия падения. При этом мелкие частицы задерживают осаждение более крупных, их скорости падения выравниваются, и частицы в этой зоне осаждаются сплоченной массой. Внизу находится зона уплотнения осадка. В этой зоне вода выжимается из осадка под давлением вышележащих частиц и перемещается снизу вверх, скорость осаждения частиц практически становится равной нулю, плотность осадка достигает максимума и составляет 43–44 % по объему.

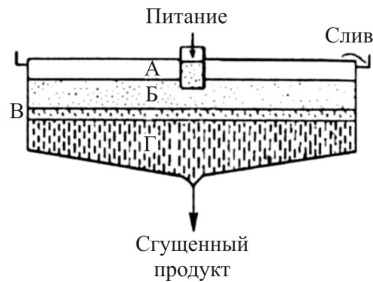


Рис. 70. Зоны осаждения пульпы в сгустителях

Для ускорения сгущения в пульпу добавляют специальные реагенты, вызывающие коагуляцию или флокуляцию, т.е. слипание мельчайших минеральных частиц и образование относительно крупных, быстро осаждающихся агрегатов.

Наиболее широко для сгущения различных продуктов на отечественных обогатительных фабриках применяются цилиндрические

(радиальные) сгустители. Радиальный сгуститель (рис. 71) представляет собой цилиндрический чан с механической выгрузкой сгущенного осадка. В зависимости от устройства приводного механизма сгустители бывают с периферическим и центральным приводом. Сгустители с центральным приводом могут быть одно-, двух- и многоярусными, т.е. с одним или несколькими чанами, установленными один над другим, с общим центральным приводом.

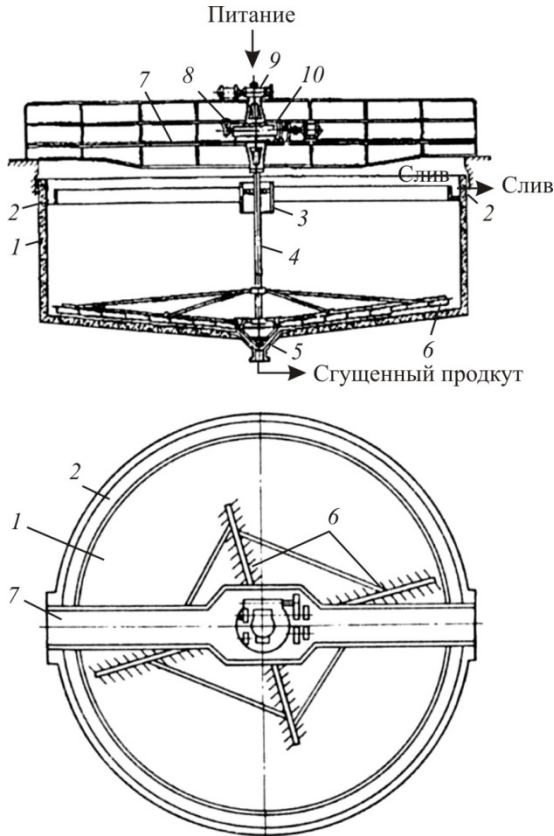


Рис. 71. Одноярусный радиальный сгуститель с центральным приводом:
 1 – чан; 2 – сливной желоб; 3 – загрузочная воронка; 4 – центральный вал;
 5 – разгрузочное отверстие для сгущенного продукта; 6 – гребки;
 7 – монтажная площадка; 8 – указатель перегрузки сгустителя;
 9 – подъемный механизм; 10 – привод

Радиальные сгустители с центральным приводом выпускаются с чаном диаметром от 2,5 до 18 м; сгустители с периферическим приводом имеют чан диаметром от 18 до 100 м и более.

Исходная пульпа по пульпопроводу подается в сгуститель через загрузочную воронку, нижняя кромка которой находится ниже уровня пульпы в чане. Твердые частицы, содержащиеся в пульпе, осаждаются на дно чана, а осветленная вода переливается через сливной порог в кольцевой периферический желоб, откуда поступает в зумпф для осветленной воды. Сгущенный осадок с помощью гребковой рамы непрерывно перемещается по дну чана от периферии к центру, где разгружается насосом и далее транспортируется по пульпопроводам для последующей переработки в соответствии со схемой технологического процесса.

Вращение гребковой рамы осуществляется соответственно от центрального или от периферического привода.

Пластинчатый сгуститель (рис. 72) представляет собой емкость 1 с многочисленными наклонными пластинами 2, 7, которые расположены на некотором расстоянии друг от друга и образуют своего рода каналы. Исходная пульпа подается в бак 3 через загрузочное устройство 4, где смешивается с флокулянтами, и движется снизу вверх между пластинами, благодаря чему движение потока приобретает ламинарный характер. Твердые частицы под влиянием равнодействующей скорости потока и силы тяжести оседают на поверхности пластин каждого канала и соскальзывают вниз в бункер 6, откуда выгружается сгущенный шлам 5. Освобождаемая от твердых частиц жидкость (слив) 8 движется вверх и удаляется через сборный желоб. Таким образом, осаждаемые частицы проходят незначительное расстояние между соседними пластинами.

Преимущества сгустителей с наклонными пластинами заключаются в высокой производительности при небольшой занимаемой площади, отсутствии движущихся частей, незначительном износе деталей и малых эксплуатационных расходах. Такие сгустители изготавливают с эффективной поверхностью осаждения 50, 100, 250, 1000 м². Угол наклона пластин составляет 45–55°.

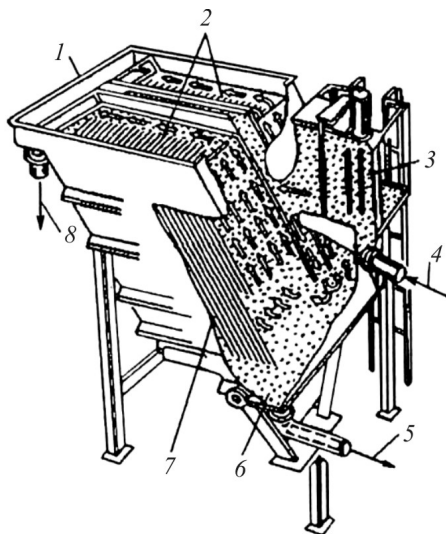


Рис. 72. Пластинчатый сгуститель: 1 – емкость; 2, 7 – пластины; 3 – бак; 4 – загрузочное устройство осадка; 5 – разгрузочное устройство сгущенного шлама; 6 – бункер; 8 – разгрузка слива

Для изготовления корпуса аппарата и пластин применяется обычная или нержавеющая сталь, стеклопластик. Глубина сгустителя 2–3 м. Расстояние между пластинами обычно равно 50 мм.

4.1.3. Фильтрация

Фильтрацией называют процесс удаления жидкой фазы пульпы с помощью пористой перегородки под действием разности давлений, создаваемой разрежением воздуха или избыточным давлением. Твердые частицы, задержанные фильтрующей поверхностью, называются осадком (кеком), а прошедшие через перегородку воды – фильтратом.

В качестве фильтрующих перегородок используются специальные хлопчатобумажные, шерстяные, капроновые, нейлоновые и другие ткани, а также металлические сетки с отверстиями 0,15–0,25 мм.

Выделение фильтрата осуществляется путем создания перепада давления по обеим сторонам фильтрующей поверхности (рис. 73).

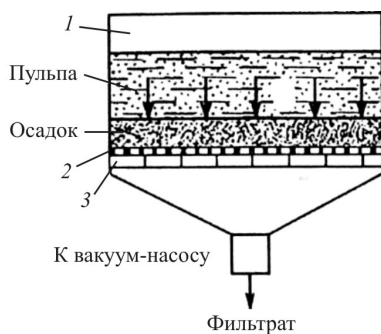


Рис. 73. Схема процесса фильтрации: 1 – корпус ванны; 2 – фильтровальная ткань; 3 – фильтрующая перегородка

Под действием разности давлений жидкая фаза проходит через поры ткани, а твердая – задерживается. Скорость фильтрации жидкости зависит от разности давлений, высоты слоя, удельного сопротивления слоя и вязкости жидкости.

В зависимости от способа создания перепада давлений различают вакуум-фильтры и фильтр-прессы. В зависимости от формы фильтрующей поверхности вакуум-фильтры подразделяются на барабанные (с внутренней и внешней фильтрующей поверхностью), дисковые и ленточные. Вакуум-фильтры широко применяются для обезвоживания продуктов обогащения при переработке различных рудных и нерудных полезных ископаемых.

Барабанный вакуум-фильтр с наружной фильтрующей поверхностью показан на рис. 74.

Процесс фильтрации осуществляется по следующей схеме. Пульпу подают в ванну фильтра, где качающимися гребками частицы твердого поддерживаются во взвешенном состоянии. В зоне А секторы барабана находятся под разрежением, поэтому на поверхности фильтроткани откладывается слой осадка. Вода проходит через поры фильтроткани и попадает во внутреннюю полость барабана, откуда отводится через распределительную головку. Зона Б – зона подсушки осадка. Под действием вакуума через осадок просасывается воздух, вытесняя влагу, содержащуюся в порах. Зона В – зона отдувки осадка. Секторы, находящиеся в этой зоне, подключают

ются к магистрали сжатого воздуха, который отдувает осадок с поверхности фильтроткани. В зоне Г происходит регенерация фильтровальной ткани. Поры ткани очищаются от частиц твердого с помощью подачи воды или сжатого воздуха.

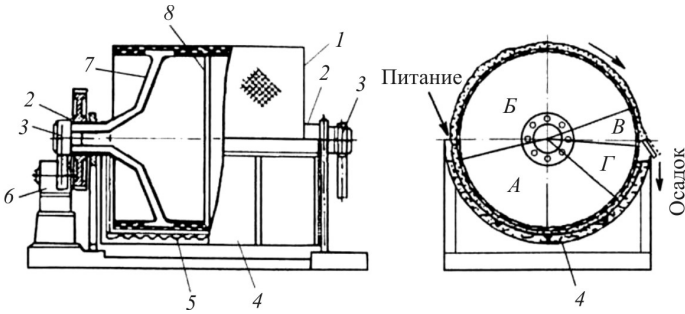


Рис. 74. Барабанный вакуум-фильтр с наружной фильтрующей поверхностью:
 1 – барабан; 2 – полые цапфы; 3 – распределительные головки; 4 – ванна;
 5 – мешалки; 6 – привод; 7 – труба; 8 – вертикальная перегородка

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. 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.

Принцип работы *дискового вакуум-фильтра* (рис. 75) такой же, как и у барабанного с наружной фильтрующей поверхностью. Пульпу подают в ванну, снабженную переливной трубой. При вращении дисков на поверхности секторов, погруженных в пульпу, происходит набор осадка, затем по мере выхода секторов из суспензии осуществляется подсушка осадка и его съем с поверхности фильтровальной ткани.

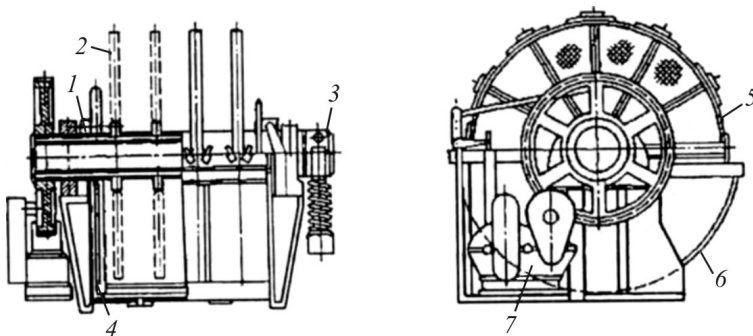


Рис. 75. Дискový вакуум-фильтр: 1 – полый вал; 2 – диски; 3 – распределительная головка; 4 – мешалки; 5 – устройство съема осадка; 6 – ванна; 7 – привод

Ленточный вакуум-фильтр (рис. 76) представляет собой бесконечную резиновую ленту 5 с отверстиями, покрытую фильтротканью и натянутую на приводной 1 и натяжной 6 барабаны. Борты 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.

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.

Фильтр-прессы – аппараты периодического действия, предназначенные для фильтрования отходов флотации и тонких шламов в тех случаях, когда другие виды фильтровального оборудования малоэффективны.

Применяют фильтр-прессы двух видов: камерные и рамные.

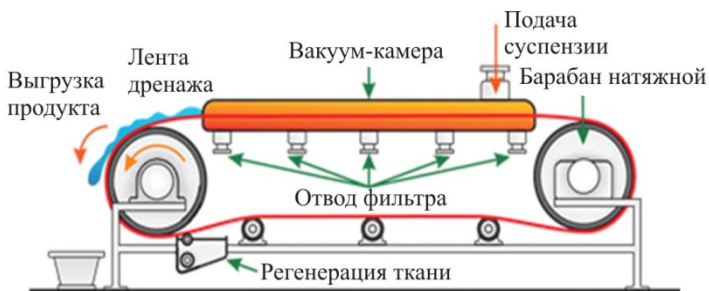


Рис. 76. Ленточный вакуум-фильтр: 1, 6 – приводной и натяжной барабаны; 2 – вакуумная камера; 3 – направляющие планки; 4 – питающий лоток; 5 – лента резиновая; 7 – ролики; 8 – промывочное устройство; 9 – ножевое устройство

Камерный фильтр-пресс (рис. 77) состоит из пакета сжатых фильтровальных плит 1 с ребристыми углублениями на поверхности.

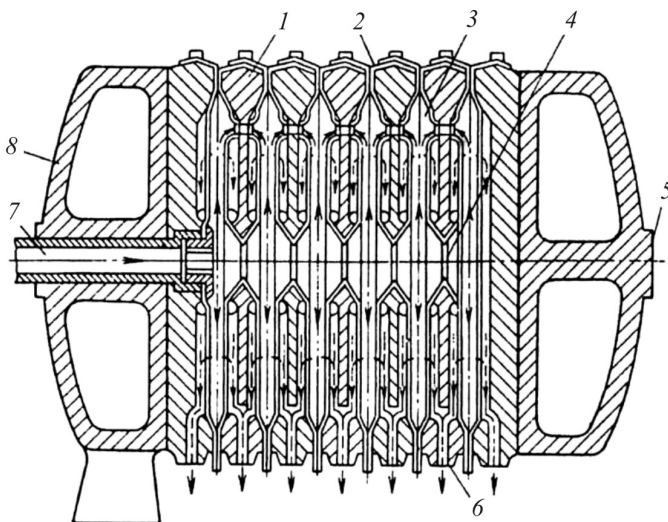


Рис. 77. Схема камерного фильтр-пресса: 1 – фильтровальные плиты; 2 – фильтровальная ткань; 3 – камеры; 4 – центральное отверстие; 5 – подвижная плита; 6 – отверстия для выпуска фильтра; 7 – труба исходного питания; 8 – неподвижная головная плита

Плита имеет центральное отверстие 4. Фильтровальная ткань 2 покрывает плиту с обеих сторон и уплотняет плиты между собой. Две соседние, покрытые тканью плиты образуют камеры 3, соединенные между собой центральными отверстиями. Фильтровальные плиты опираются боковыми выступами на стяжные балки станины. Весь пакет плит сжат между двумя головными опорными плитами с помощью гидравлического или механического зажима.

Цикл фильтрации начинается с закрытия камер. Фильтровальные плиты посредством подвижной плиты 5, толкаемой гидравлическим или механическим зажимом, передвигаются в сторону неподвижной головной плиты. Давление в механизме зажима выше рабочего давления в камерах, что обеспечивает надежное уплотнение в пакете. Следующая фаза – заполнение фильтра суспензией. Исходная суспензия нагнетается в сжатый пакет плит через трубу 7 и по центральным отверстиям поступает в камеры. Фильтрат проходит через ткань (из синтетических волокон), стекает по ребристым углублениям и выводится через нижние отверстия 6 плит к боковому каналу. Твердые частицы образуют в камерах осадок. Для выгрузки осадка плиты фильтра раздвигаются и осадок из открытых камер выгружается в бункер.

Преимущества фильтр-прессов – способность фильтровать тонкие шламы, низкая влажность осадка, практически чистый фильтрат. Недостатки – низкая производительность, сложность конструкции.

4.1.4. Центрифугирование

Центрифугированием называют процесс обезвоживания мелких мокрых продуктов и разделения суспензии на жидкую и твердую фазы под действием центробежных сил. Машины для осуществления этих операций называют центрифугами, которые по принципу действия различаются как фильтрующие и осадительные. Применение центробежных сил при обезвоживании вызвано необходимостью ускорения процессов, проходящих недостаточно интенсивно или вообще не проходящих под действием сил тяжести.

Фильтрующие центрифуги со шнековой выгрузкой осадка устроены следующим образом (рис. 78). Исходный влажный продукт поступает в центрифугу на верхнюю вращающуюся часть шнекового ротора, откуда центробежной силой отбрасывается на стенки фильтрующего ротора. Отсюда скребки шнека постепенно перемещают слой материала вниз к широкой части ротора. По мере передвижения твердой фазы по внутренней поверхности фильтрующего ротора происходит его обезвоживание и отделение воды центробежной силой через отверстия фильтрующей поверхности в камере кожуха центрифуги.

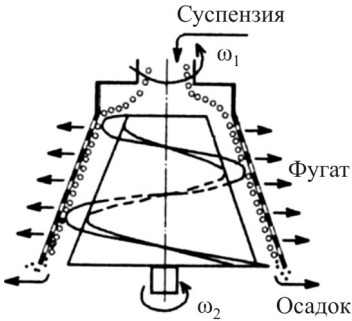


Рис. 78. Схема фильтрующей шнековой центрифуги

Время продвижения обезвоживаемого продукта по ротору шнековой фильтрующей центрифуги обуславливается производительностью шнека (шагом витка и частотой вращения) и составляет несколько секунд.

4.1.5. Сушка

Сушка – это процесс обезвоживания материалов, в том числе продуктов обогащения, основанный на испарении влаги при нагревании. Сушка является заключительной стадией обезвоживания. К ней прибегают в тех случаях, когда необходимо предотвратить смерзание концентратов, удешевить их перевозку на большие расстояния или когда потребители концентратов ограничивают содержание влаги в таких пределах, которые не могут быть достигнуты сгущением и фильтрованием.

Для сушки продуктов применяются сушилки различных типов: подовые печи, трубы-сушилки, шахтные, электрические, барабанные и печи для сушки в кипящем слое. На обогатительных фабриках наибольшее распространение получили барабанные сушилки.

Барabanная сушилка прямооточного типа (рис. 79) представляет собой барабан, устанавливаемый с наклоном под углом $1-7^\circ$ в сторону разгрузочной камеры. Внутренняя поверхность барабана оборудована насадками 10, осуществляющими разрыхление и подъем материала на некоторую высоту.

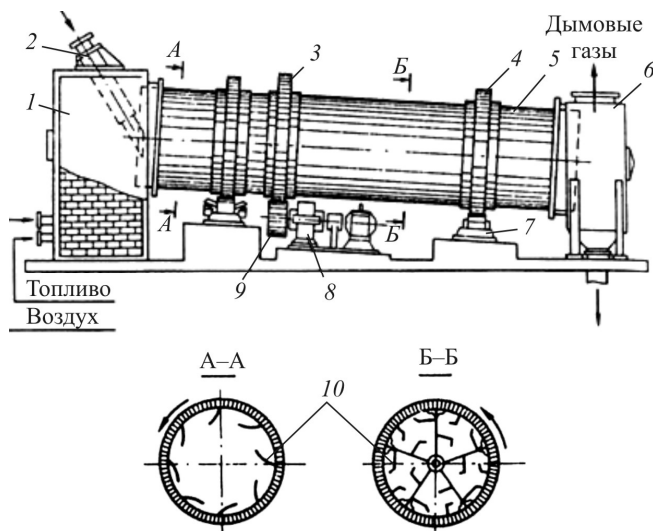


Рис. 79. Барабанная сушилка: 1 – топка; 2 – загрузочная труба; 3 – венцовая зубчатая шестерня; 4 – бандаж; 5 – барабан; 6 – разгрузочная камера; 7 – опорные ролики; 8 – редуктор; 9 – шестерня; 10 – насадки

Влажный материал по загрузочной трубе подается в барабан, туда же из топки поступает газ-теплоноситель. При соприкосновении горячего газа с материалом происходит испарение влаги, которая вместе с газом отводится естественной или принудительной (вентилятором) тягой.

При вращении барабана материал постепенно перемещается к разгрузочной камере, из которой разгружается с влажностью $1-5\%$.

Сушка в *трубах-сушилках* применяется главным образом на углеобогатительных фабриках. Сушильная установка состоит из топки со смесительной камерой и вертикально установленной топки со смесительной камерой и вертикально установленной трубы длиной

от 14 до 35 м и диаметром 650–1200 мм. Горячие газы засасываются из топки через нижний конец трубы вентилятором-дымососом и здесь же питателем забрасывается в трубу исходный материал. По мере продвижения материала вверх по трубе он высушивается и разгружается в циклон. Газы после очистки в батарейных циклонах или мокром пылеуловителе выбрасываются в атмосферу.

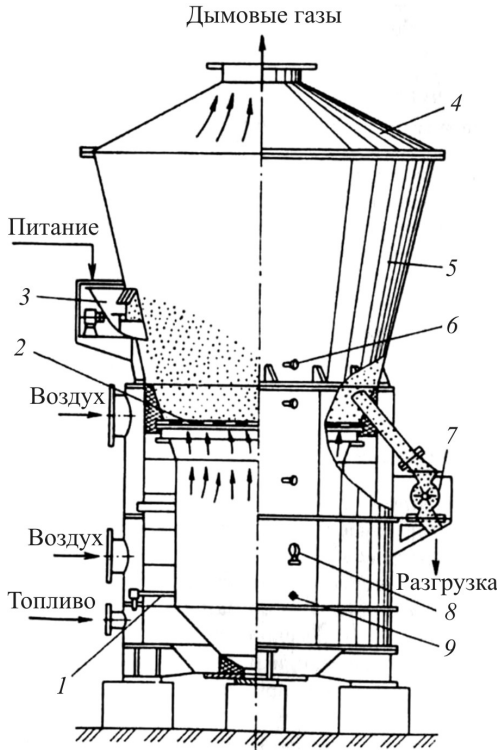


Рис. 80. Печь кипящего слоя: 1 – форсунка; 2 – решетка; 3 – питатель; 4 – крышка; 5 – сушильная камера; 6 – термомпары; 7 – разгрузочное устройство; 8 – манометр; 9 – запальное устройство

Сушка в *печах кипящего слоя* заключается в псевдооживлении сыпучего материала под действием медленно перемещающегося потока горячего газа, который переводит материал из неподвижного состояния в состояние «кипения».

Печь кипящего слоя (рис. 80) состоит из двух камер: нижней – топливно-смесительной и верхней – сушильной. Камеры разделены между собой металлической или керамической решеткой. Исходный материал подается лопастным питателем 3 в сушильную камеру 5. На решетке 2 под действием горячего газа образуется кипящий слой высотой 30–45 см. На уровне кипящего слоя устанавливается труба, по которой через разгрузочное устройство 7 сухой материал удаляется из сушилки.

4.2. Окускование полезных ископаемых и концентратов

Получаемые в результате обогащения полезных ископаемых мелкие и тонкие концентраты (и другие продукты обогащения) часто бывают непригодными из-за своей крупности для дальнейшей переработки или прямого использования. В ряде случаев это относится к мелким и тонким фракциям, получаемым в процессе добычи полезных ископаемых. Поэтому для возможности дальнейшей переработки или повышения эффективности использования применяют операции окускования.

Окускование – превращение мелких классов полезных ископаемых и продуктов обогащения в куски, гранулы или комки для подготовки их к дальнейшему более эффективному использованию. Окускование позволяет рационально использовать естественные пылеватые руды, концентраты, а также некоторые шламистые отходы горно-обогатительных и металлургических производств.

Применяют три способа окускования: агломерацию, окомкование и брикетирование.

4.2.1. Агломерация

Агломерация – процесс термохимического окускования мелких руд, концентратов и колошниковой пыли путем их спекания при нагреве. Агломерация методом просасывания заключается в следующем: через слой мелкого рудного материала, смешанного с небольшим количеством зернистого твердого топлива, просасывается воздух, при этом узкая зона горения (20–40 мм), в которой происходит

плавление рудного материала, непрерывно перемещается по слою вниз, оставляя за собой слой готового охлаждающегося агломерата (рис. 81).

Принципиальная схема производства агломерата включает в себя подготовку компонентов и шихты к агломерации, собственно процесс агломерации, обработку продукта агломерации для получения агломерата с заданными свойствами.



Рис. 81. Схема процесса агломерации: 1 – колосниковая решетка; 2 – постель; 3 – зона переувлажнения; 4 – зона сушки; 5 – зона нагрева шихты; 6 – зона горения; 7 – зона готового агломерата

Основными компонентами агломерационной шихты являются рудная часть – концентрат (40–50 %); топливо – кокс или антрацит (4–6 %); возврат – мелкий агломерат (20–30 %), влага (6–9 %). Для интенсификации процесса и получения офлюсованного агломерата дополнительно в шихту можно вводить известняк, известь, доломит, мел и другие добавки. Крупность рудной части должна быть не более 8–6 мм, топлива и известняка – не более 3 мм.

Непосредственный процесс агломерации железных руд и концентратов осуществляют, как правило, в агломерационных печах конвейерного типа, которые представляют собой конвейер, состоящий из отдельных тележек, перемещаемых по замкнутым направляющим. В головной части машины производят загрузку шихты в тележку и зажигание ее под горном горячими продуктами горения коксового или доменного газов. Под колосниковой решеткой экс-

гаустером создается разрежение порядка 7–10 кПа, в результате чего с поверхности в слой засасывается наружный воздух. После включения эксгаустера зажигают верхний слой шихты; осуществляется это просасыванием раскаленных до 1473–1513 К продуктов горения, образующихся при сгорании смеси доменного и коксового газов в горелке (или зажигательном горне). Продукты горения газа отдают тепло верхнему слою шихты, удаляя из него влагу, и создают условия для начала горения топлива шихты (см. рис. 81). Выше зоны горения находится готовый агломерат 7, через который просасывается воздух. Охлаждая агломерат, воздух нагревается. Тепло воздуха используется в нижележащей зоне горения топлива. В зоне горения топлива (коксика) протекают процессы перекристаллизации минералов. Зона горения 6 постепенно перемещается сверху вниз (до колосников) со скоростью 10–40 мм/мин. При перемещении зоны горения до постели процесс спекания заканчивается. Процесс длится 7–15 мин. Особенностью агломерационного процесса является то, что в каждый данный момент горение происходит только в узком слое шихты (не более 40 мм). Ниже зоны горения находится шихта, в которой частицы горючего не могут гореть из-за низкой температуры, недостаточной для воспламенения (менее 973 К), и малого содержания кислорода в просасываемом газе. Постель прямого участия в процессе агломерации не принимает. Она предохраняет колосниковую решетку, от воздействия высоких температур, предотвращает просыпание шихты через зазоры, облегчает сход агломерата с решетки после окончания процесса.

По мере продвижения тележек к разгрузочному концу машины шихта превращается в спек и разгружается. Обработка спека включает в себя охлаждение, дробление и грохочение. Спек дробят в валковых зубчатых дробилках и направляют на грохочение. На вибрационных грохотах отделяют горячий возврат – класс –8+0 мм. Агломерат крупностью >8 мм поступает на охлаждение и далее на грохочение. После грохочения агломерат классов +50 и –50+13 мм направляют в доменное производство, а класса –13+8 мм возвращают в процесс агломерации.

Основная область применения агломерации – окускование железорудных концентратов для получения агломерата заданного химического состава и необходимых металлургических свойств.

4.2.2. Окомкование

Окомкование – процесс окускования тонкоизмельченных влажных материалов за счет их способности образовывать при перекачивании агрегаты округлой формы – окатыши.

Принцип окомкования тонкоизмельченных рудных концентратов заключается в том, что при взаимодействии с водой тонкие гидрофильные частицы концентрата образуют отдельные агрегаты – зародышевые комочки, на которые при движении материала внутри вращающейся поверхности аппаратов для окомкования, накатываются влажные частицы, образуя сферические окатыши. Под действием давления, возникающего в точках контакта окатышей с поверхностью вращения аппаратов, происходит их уплотнение с образованием однородной структуры. Процесс получения окатышей из концентратов состоит из трех основных стадий: подготовки компонентов шихты для окомкования; получения сырых окатышей; упрочняющего обжига.

Подготовка руды для окомкования заключается в усреднении сырья, измельчении добавок до требуемой крупности (при неблагоприятной крупности исходного сырья производится его доизмельчение), дозировании компонентов шихты и смешивании сырья в шнековых, роторных и барабанных смесителях. В шихту добавляют упрочняющие добавки, из которых наиболее распространенным является бентонит (особый тип глины), содержание которого составляет 0,4–1 % от шихты.

Окомкование производят в барабанных или чашевых окомкователях. *Барабанный окомкователь* (рис. 82) представляет собой вращающийся барабан, внутри которого имеется скребковое устройство или вращающаяся фреза для очистки гарнисажа. Исходный материал подается внутрь барабана загрузочным конвейером. Окатыши из барабана разгружаются на грохот для отделения мелочи.

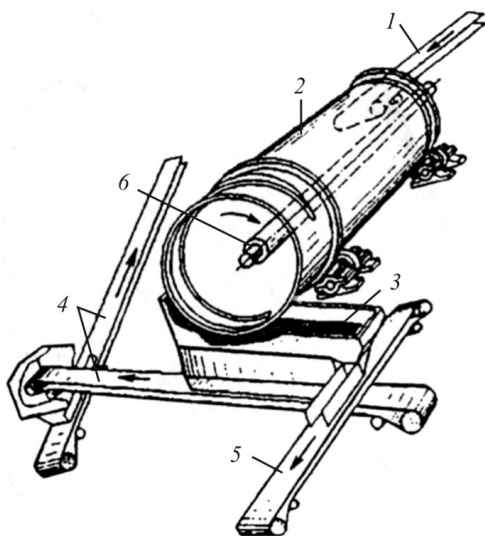


Рис. 82. Барабанный окомкователь: 1 – загрузочный конвейер; 2 – окомкователь; 3 – грохот для отделения мелочи; 4 – система конвейеров для возврата мелочи в окомкователь; 5 – конвейер для транспортировки окатышей на обжиг; 6 – скребковое устройство или вращающаяся фреза для очистки гарнисажа

Чашевый (тарельчатый) окомкователь представляет собой вращающуюся чашу в виде диска с бортом по окружности, установленную под углом $40\text{--}60^\circ$ к горизонту. Окатывание материала происходит на днище чаши. Под действием сил слипания материал комкуется, образующиеся окатыши поднимаются на некоторую высоту и, скатываясь вниз, увеличиваются в размерах. Конечная крупность окатышей составляет $10\text{--}16$ мм. Сырые окатыши должны быть достаточно прочными для обеспечения транспортирования их от окомкователей до обжиговых агрегатов.

Окатыши не должны растрескиваться в процессе их упрочняющего обжига. Для улучшения свойств сырых окатышей в концентрат вводят добавки: бентонит, повышающий сопротивление раздавливанию и растрескиванию при быстрой подсушке, известняк, который служит флюсом и увеличивает сопротивление окатышей удару при перегрузках. Обжиг окатышей производится в шахтных

печах различного типа, на конвейерных машинах, комбинированных установках, включающих движущуюся колосниковую решетку и барабанную вращающуюся печь.

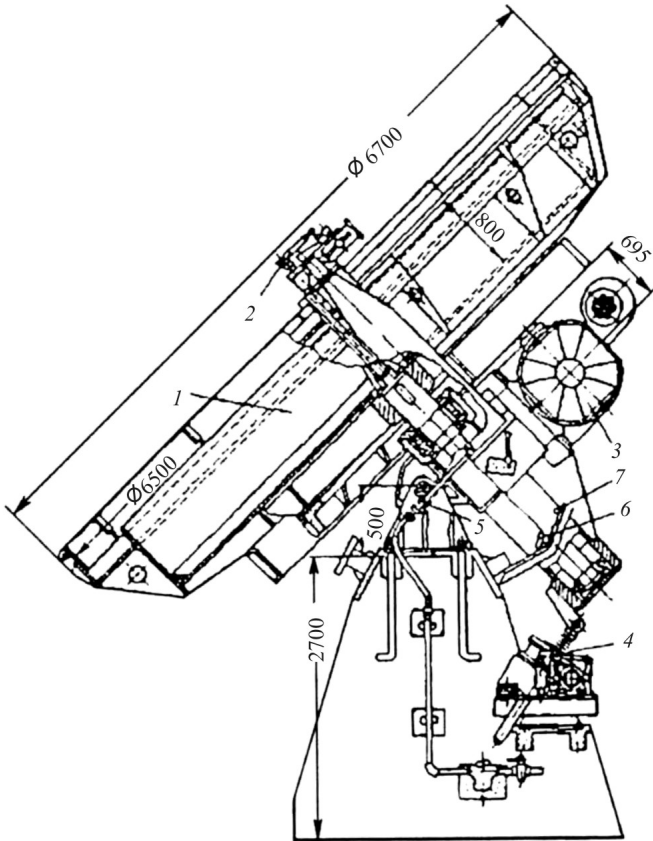


Рис. 83. Чашевый окомкователь: 1 – чаша; 2 – установка скребков; 3 – привод чаши; 4 – механизм регулирования угла наклона; 5 – опора; 6 – копир; 7 – конечный выключатель

Охлаждение окатышей осуществляется, как правило, в этих же агрегатах. Обожженные окатыши, получаемые из тонкоизмельченных концентратов благодаря высокой степени окисления и пористости, обладают хорошей восстановимостью, высокой прочностью,

однородностью по крупности и химическому составу и имеют повышенное содержание железа. Их можно складировать, перегружать и транспортировать без образования заметных количеств мелочи.

4.2.3. Брикетирование

Брикетирование – это процесс окускования порошкообразного, мелкого материала в замкнутом пространстве под воздействием механических усилий (давления).

Принцип брикетирования мелких материалов заключается в том, что брикетный пресс сжимает исходный материал в пресс-форме, в результате чего мелкие частицы объединяются в крупные агрегаты-брикеты, форма которых определяется конфигурацией пресс-формы.

В зависимости от способа связывания частиц в брикет различают брикетирование без связующих и с добавлением связующих веществ (известь, глина, гипс, коксующийся уголь, гудрон и т.д.). В первом случае частицы объединяются под действием молекулярных сил сцепления, возникающих при прессовании. При брикетировании со связующими веществами сцепление частиц в брикетах осуществляется благодаря склеивающей способности добавок.

Процесс брикетирования включает подготовительные операции, прессование и упрочнение сырых брикетов. К подготовительным операциям относятся дробление, измельчение, грохочение, сушка, обжиг и смешивание со связующим веществом.

Для собственно брикетирования применяют штемпельные, вальцовые, кольцевые и револьверные прессы. По величине удельного давления прессования различают брикетные прессы низкого и среднего (20–100 МПа), высокого (100–150 МПа) и сверхвысокого давления (200–500 МПа). К первой группе относятся вальцовые, столовые и ротационные прессы, ко второй – штемпельные, к третьей – кольцевые.

Вальцовые прессы (рис. 84) предназначены для брикетирования руд и каменных углей со связующими и развивают давление до 20–25 МПа.

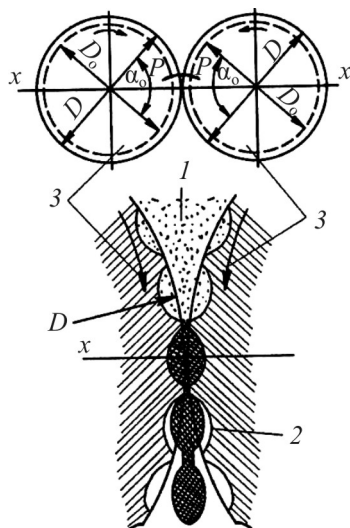


Рис. 84. Схема прессования брикетной шихты в вальцовом прессе: 1 – брикетная шихта; 2 – брикет; 3 – прессующие вальцы; D – диаметр вальцов; D_0 – условный диаметр окружности, на которой располагаются ячейки; P – сила нажатия вальцов; α_0 – угол направления распорных усилий между вальцами

Брикетная шихта поступает на прессующие вальцы из распределительной чаши, в дне которой имеются два прямоугольных отверстия над вальцами, куда шихта направляется вращающейся в чаше лопастью. В желобе, по которому поступает шихта на вальцы, установлен щиток, перемещающийся по вертикали, для регулирования подачи шихты.

Себестоимость брикетирования на 20–30 % ниже себестоимости агломерации с обжигом.

5. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ И РЕЖИМЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

5.1. Технология переработки и обогащения калийных руд

Развитие калийной промышленности связано с потребностями сельского хозяйства, использующего в виде удобрений около 90 % калия. Этот элемент также применяется в различных отраслях промышленности – текстильной, стекольной, химической, фармацевтической, целлюлозно-бумажной и др. При обогащении калийных водорастворимых солей приходится иметь дело со многими минералами, как содержащимися в рудах, так и возникающими в солевых растворах при обогащении этих руд. Хлоридные руды содержат сильвин и галит, смешанные – сульфатные минералы (лангбейнит, полигалит, каинит, кизерит). В процессах обогащения образуются такие минералы, как леонит и шенит.

Кроме этих минералов почти во всех рудах присутствуют в небольших количествах ангидрит и нерастворимые в воде тонкодисперсные примеси силикатных и карбонатных шламов.

Состав жидкой фазы оказывает очень большое влияние на взаимодействие реагентов с минералами и на вязкость среды. Обогащаемость калийных руд в значительной степени зависит от содержания и состава присутствующих в них глинистых примесей.

Месторождения калийных руд бывают двух типов – бессульфатные и сульфатные. Бессульфатный тип месторождений распространен гораздо шире, чем сульфатный. Основные запасы сосредоточены в Канаде, Верхнекамском месторождении (на Урале), Белоруссии и на Украине. Сильвинит и карналлит залегают в виде мощных пластов. Содержание KCl в добываемом сильвините колеблется от 23 до 30 %, нерастворимого остатка – от 0,5 до 3 %. В этих породах, особенно карналлитовых, содержатся также бром, йод, рубидий, медь, цинк и некоторые микроэлементы.

Галит NaCl – основной компонент соляных пород, и его содержание в добываемых сильвинитовых рудах изменяется в пределах

65–75 %. В соляных породах он окрашен в различные цвета: серый, красный, коричневый, желтый, синий, фиолетовый. Серая окраска обусловлена примесью глинистых частиц, а красная и желтая – примесью соединений железа.

Сильвин KCl в калийных рудах встречается в виде молочно-белых кристаллов, чаще он имеет янтарно-желтую окраску и все оттенки красно-бурых тонов.

Хлорид магния в сильвинитовой руде входит в состав карналлита. Кристаллы карналлита содержатся в виде разностей от полупрозрачного до желтого и красно-бурого цвета.

Нерастворимый остаток относится к полидисперсным системам: большая часть его (40–60 %) представлена фракцией $-0,01+0,001$ мм, количество глинистой фракции с размером частиц менее 0,001 мм составляет 13–20 %. Составляющие остаток породы всегда содержат карбонаты, преимущественно доломитовые, и относятся к доломитовым мергелям и глинам, иногда встречаются разности с избытком кальцита (Верхнекамское месторождение).

Бром – постоянный элемент всех солевых месторождений, так как входит в состав морской воды и при ее концентрировании распределяется между рассолом и выпадающими в осадок солями. Причем бром, как обычно, изоморфно замещает хлор в минералах. Содержание брома в сильвинитовых рудах Верхнекамского месторождения изменяется от 0,04 до 0,08 %. Имеющиеся в калийных рудах газы (водород, метан, некоторые предельные углеводороды, сероводород, двуокись углерода, азот и др.) находятся в двух формах: микрогазоносной, обусловленной наличием газов в кристаллах солей, и макрогазоносной, что связано с нахождением относительно больших количеств газов в макротрещинах, кавернах и различного рода полостях соленосных руд.

Калийные руды отличаются низкой твердостью и значительной хрупкостью, что делает их легкодробимыми.

Для сухого измельчения применяют молотковые и роторные дробилки отбойно-отражательного действия. Мокрое измельчение осуществляется в стержневых мельницах. Применение самоизмельчения калийных руд обеспечивает высокую производитель-

ность и избирательность при хорошем раскрытии сростков и минимальном переизмельчении. Для классификации материала по крупности в калийной промышленности используются гидроциклоны и дуговые сита.

Показана возможность дробления сильвинитовых руд термическим методом. При нагревании крупнокристаллической сильвинитовой руды до 300–400 °С происходит разрушение до 4 мм галитовой породы при сохранении в целости кусков сильвинита, богатых хлористым калием. Последующим грохочением удается выделить продукт, богатый хлористым калием. Преимущественное измельчение галита при нагревании связано с наличием в нем микровключений рапы и газов. Термическое разрушение калийных руд может быть перспективным в сочетании с их электростатическим обогащением, требующим предварительного нагревания руды до 400–500 °С, в практике распространения не получило.

В принципе есть два промышленных метода получения калийных солей: флотационный и галургический.

Галургический метод состоит в выщелачивании хлористого калия, например, из сильвинита горячим оборотным щелоком с удалением нерастворившегося галита в отвал. Полученный горячий крепкий щелок отстаивается для выделения солевого и глинистого шламов. Из осветленного горячего щелока проводят кристаллизацию хлористого калия. Полученные кристаллы отделяют от охлажденного маточного щелока, сушат, иногда гранулируют и выпускают в виде готового продукта. Маточный щелок после подогрева возвращают в операцию начального выщелачивания хлористого калия.

Мировой опыт показывает, что при переработке сильвинитов с низким содержанием нерастворимого остатка лучше применять флотационный метод с доизвлечением хлористого калия из хвостов, шламов и пыли галургическим методом. Для переработки руд сложного состава и сильвинитов с большим содержанием нерастворимого остатка и рассолов применяют галургический метод.

Большая часть калийных солей обогащается в настоящее время флотацией, несмотря на прогрессивность галургического метода.

Обесшламливание пульпы перед флотацией является обязательной операцией. Тонкие шламы поглощают собиратель катионного типа, ухудшают флотацию крупных частиц. Тщательное предварительное обесшламливание руд гораздо выгоднее, чем последующая борьба со шламами (с помощью реагентов-пептизаторов и другими методами).

Механическое обесшламливание осуществляется в классификаторах, гидросепараторах и гидроциклонах. Для более полного перевода глинистых примесей в шламы после измельчения руды иногда применяется дополнительная их оттирка. Механическое обесшламливание осуществляется обычно в несколько стадий. Для второй стадии обесшламливания применяют также сгустители. Установлена целесообразность применения при механическом обесшламливании реагентов-диспергаторов (пептизаторов), таких как гексаметафосфат или тринатрийфосфат натрия, синтан и др. Флотационное обесшламливание руд перед флотацией обеспечивает более полное удаление шламов. Органические регуляторы флотации (например, полиакриламид) улучшают флотацию глинистых шламов, оказывая на них флокулирующее действие. В качестве собирателей применяют амины. С повышением степени оксиэтилирования аминов (а также спиртов) их собирательное действие на глинистые шламы возрастает. Поскольку в оборотном маточнике всегда есть определенные остаточные количества собирателей, на фабриках в шламовую флотацию обычно добавляют только полиакрилад. Флотацию шламов лучше осуществлять во флотационных машинах пневматического типа (в колонных и других машинах).

Для флотации сильвина на отечественных обогатительных фабриках применяют алифатические амины. Амины при флотации солей выполняют функции собирателя и пенообразователя. Флотационные свойства катионных собирателей могут значительно улучшаться добавлением других поверхностно-активных веществ, в частности спиртов. При флотации катионными собирателями важно также поддерживать оптимальный pH раствора. В щелочной среде действие аминов ослабевает.

Предварительное нагревание руды до определенной температуры вызывает избирательную электрическую зарядку сильвина и галита. Одновременно тонкие частицы соли спекаются, а глинистые частицы гранулируются, что уменьшает загрязнение ими поверхности зерен солей. Тем самым устраняется необходимость предварительного обезглинивания руды. Однако электрический метод обогащения пока не нашел промышленного применения.

Возможность эффективного обогащения калийных руд гравитационными методами обуславливается двумя факторами: различием плотности галита и сильвина и относительно крупной вкрапленностью последнего, что позволяет достичь достаточно полного раскрытия сростков при крупном измельчении руды. Показана принципиальная возможность ее обогащения в тяжелых суспензиях. Недостатки этого метода обогащения – получение более бедных концентратов и некоторое снижение извлечения калия.

Для флотации руд с относительно тонким вкраплением калийных минералов (до 0,5–1 мм) применяют схемы мелкозернистой флотации. Если в руде находится несколько полезных минералов, то их обычно флотируют по схеме прямой селективной флотации (например, при флотации сильвинито-карналлитовой руды вначале выделяется сильвинитовый, затем карналлитовый концентрат).

5.2. Технология переработки и обогащения калийных руд на примере обогатительных фабрик ПАО «Уралкалий»

В ПАО «Уралкалий» используются два способа получения хлорида калия из сильвинитовой руды: химический (галургический) и механический (флотационный).

В ассортименте производимой продукции крупно- и мелкокристаллический галургический хлористый калий, калий хлористый непылящий и гранулированный (флотационный).

У продукта галургического производства массовая доля KCl – не менее 98 % (в пересчете на K₂O – не менее 62 %). У продукта флотационного производства массовая доля KCl – не менее 95 % (в пересчете на K₂O – не менее 60 %). Массовая доля фракций гра-

нулированного продукта свыше 4 мм – не более 3 %; от 2 до 4 мм – не менее 87 %; менее 1 мм – не более 2 %.

Флотационный метод обогащения сильвинитовой руды.

Флотационный метод используется для получения «розовых» калийных удобрений с содержанием KCl 95 %.

Метод основан на различной способности минералов сильвина и галита смачиваться жидкостями.

Флотационное разделение солей основано на селективной гидрофобизации поверхности частиц сильвина, что обеспечивается обработкой пульпы смесью реагентов (амин–активатор–вспениватель), создающих условия закрепления частиц сильвина на пузырьках воздуха и извлечения их в пенный продукт.

Технология производства хлористого калия флотационным способом включает в себя следующие стадии: классификация и мокрое измельчение до размера зерен менее 1 мм с целью раскрытия сростков руды и разделения на свободные минералы сильвин (KCl) и галит (NaCl); механическое обесшламливание пульпы; флотационное обесшламливание пульпы и последующая перемешка выделенного глинистого шлама с целью снижения потерь хлористого калия. Флотация шламов производится в восьмикламерных флотомашинах, в которых происходит извлечение нерастворимого остатка в пенный продукт (рис. 85).

Для проведения процесса шламовой флотации используются реагенты-собиратели (неонол, этомин), уменьшающие смачиваемость минералов нерастворимого остатка, и флокулянт (аккофлок) – для коагуляции мелких шламовых частиц в крупные агрегаты (флокулы). С целью снижения потерь хлористого калия с жидкой фазой шламов производится операция сгущения.

Пенный продукт перемешки шламов с добавкой сточных вод для растворения твердой фазы KCl самотеком поступает в сгуститель. Сгущение производится до плотности не менее 1454 кг/м³. Сгущенный шлам из сгустителя поступает в зумпф, затем насосами перекачивается в шламовый отстойник-накопитель.



Рис. 85. Внешний вид стержневой мельницы

Следующие стадии – это флотация сильвинитовой пульпы с выделением хлорида калия в пенный продукт; флотационная перемешка концентрата; сгущение промежуточных продуктов и отходов производства; обезвоживание и удаление солевых отходов; обезвоживание и сушка концентрата.

В сгустителе производится очистка растворов от твердых частиц (рис. 86).



Рис. 86. Внешний вид радиального сгустителя

Твердая фаза растворов оседает под действием силы тяжести в конической части сгустителя и выводится из сгустителя через разгрузочное устройство. Слив отстойника – очищенная жидкая фаза, отводится через кольцевой желоб в верхней части аппарата и направляется в начало процесса.

Назначение отделения – сушка хлористого калия с доведением массовой доли воды в продукте не более 0,1–0,2 %. Для проведения процесса сушки флотационного концентрата используются печи кипящего слоя и вертикальные трубы-сушилки. В качестве топлива используют природный газ. Очистка дымовых газов двухступенчатая: сухая в циклонах и мокрая в коллекторах «Вентури» с улавливанием брызгоуноса в скрубберах. Очищенные дымовые газы выбрасываются в атмосферу по дымовым трубам, установленным на каждом сушильном аппарате.

Процесс получения гранулированного хлористого калия состоит из следующих операций:

1. Подогрев мелкого хлористого калия. Подогрев исходной соли перед гранулированием позволяет: удалить с поверхности частиц концентрата основную часть остаточных реагентов флотации, препятствующих уплотнению материала; обеспечить предпочтительное пластическое состояние прессуемой массы; восполнить тепловые потери исходного и ретурного потоков соли на грануляционной установке.

Термическая подготовка к гранулированию осуществляется в газоструйных нагревателях.

Нагрев потока исходной соли до температуры 130–170 °С производится смесью воздуха и топочных газов, полученных от сгорания природного газа. Отработанный газ перед выбросом в атмосферу проходит двухстадийную очистку в циклонах и скрубберах.

2. Прессование подогретой соли на валковых прессах. Максимальное общее усилие прессования составляет 5800 кН. Подача соли в зону прессования происходит с помощью шнековых питателей – подпрессовщиков. Температура в зоне прессования поддерживается 125–140 °С.

3. Дробление. Спрессованная плитка после валкового пресса (рис. 87) поступает на подпрессовую дробилку, где подвергается первичному дроблению на куски с максимальным размером 30–40 мм.



Рис. 87. Внешний вид спрессованной плитки

4. Грохочение. Раздробленная масса проходит в грохота, на которых отсеивается мелкий продукт размером частиц менее 3 мм.

Надрешетный продукт с грохотов попадает в ударно-отражательные мельницы, после измельчения в которых элеватором подается на вибропросеивающие машины.

На грохоте просеивающей машины происходит разделение продукта на три фракции:

- 1) мелкая – менее 2 мм (возвращается на прессование);
- 2) товарная – частицы от 2 до 4 мм (подается на стадию обогащения);
- 3) крупная – частицы свыше 4 мм (повторно возвращается на дробление).

5. «Облагораживание». Для повышения прочности и снижения пылимости гранулированный хлористый калий подвергается дополнительной обработке. Процесс состоит из следующих стадий: увлажнение водой, термическая закалка и охлаждение гранул, обработка аминомасляной смесью.

Применяемая технология обеспечивает уменьшение поглощения готовым продуктом воды из воздуха, снижение трения между грану-

лами, истирания и образования пылевидной фракции KCl, улучшает качественные характеристики продукции по слеживаемости.

Стадии галургического способа переработки сильвинита.

Галургический метод основан на изменении совместной растворимости KCl и NaCl в воде при различных температурах. При охлаждении насыщенного раствора из него кристаллизуется KCl. Метод используется для производства «белых» калийных удобрений с содержанием KCl 95 и 98 % на химической (галургической) обогатительной фабрике БКПРУ-4.

Последовательность процессов следующая:

- 1) растворение предварительно измельченного сильвинита горячим растворяющим щелоком;
- 2) осветление горячего насыщенного раствора от солевого и глинистого шлама;
- 3) обезвоживание галитового отвала;
- 4) кристаллизация хлористого калия.

Процесс кристаллизации хлорида калия из горячего осветленного насыщенного раствора производится на вакуум-кристаллизационной установке (ВКУ), показанной на рис. 88.

Процесс заключается в ступенчатом выпаривании насыщенного осветленного раствора под вакуумом. Кристаллизация хлорида калия происходит как за счет понижения температуры, так и за счет испарения из раствора части растворителя при его кипении. Маточный раствор из последнего корпуса РВКУ возвращается после подогрева на стадию растворения сильвинита. Требуемая крупность кристаллов достигается управлением потоками твердых и жидких фаз, влияющих на время пребывания растущих кристаллов в аппаратах и путем регулирования плотности суспензии (концентрации твердой фазы) в корпусах ВКУ. Суспензия кристаллизата перекачивается из одного корпуса в другой с помощью центробежных насосов, жидкая фаза перекачивается с помощью пропеллерных насосов. Внутренняя циркуляция суспензии в каждом вакуум-кристаллизаторе обеспечивается с помощью пропеллерных циркуляционных насосов. Полученная суспензия после ВКУ сгущается на гидроциклонах, а затем обезвоживается на центрифугах до влаги не более 4 %.



Рис. 88. Внешний вид вакуум-кристаллизационной установки

Отфильтрованный кристаллизат подается в сушильное отделение. Влажный кристаллизат подается в отделение сушки системой конвейеров и распределяется по печам «кипящего слоя». Сушка влажного кристаллизата осуществляется горячими топочными газами, получаемыми при сжигании природного газа при температуре 450–560 °С. Сухой продукт проходит процессы классификации на грохотах и охлаждения до 60 °С в холодильниках.

Отработанные топочные газы подвергаются очистке от пыли и продуктов сгорания топлива и выбрасываются в атмосферу. В качестве топлива используют природный газ. Очистка дымовых газов двухступенчатая: сухая в циклонах, и мокрая в коллекторах «Вентури» с улавливанием брызгоуноса в скрубберах. Очищенные дымовые газы выбрасываются в атмосферу по дымовым трубам, установленным на каждом сушильном аппарате.

Способ переработки карналлита. Переработка карналлитовых руд осуществляется галургическим методом, в основе которого лежит способность хлористого магния лучше растворяться в воде, чем хлористый калий и натрий.

Для получения искусственного карналлита применяются способы неполного и полного растворения. При неполном растворении руда обрабатывается щелоком, содержащим около 100 г/л $MgCl_2$ и большое количество хлористого калия. Щелок поступает на очистку, затем обезвоживается и перерабатывается в искусственный карналлит, а галит отправляется в хвосты. При полном растворении весь карналлит растворяют в горячем щелоке, содержащем около 230 г/л $MgCl_2$. При охлаждении раствора кристаллизуется хлористый калий, далее при упаривании кристаллизуется искусственный карналлит.

5.3. Технологические схемы и режимы обогащения руд черных и цветных металлов

Железные руды являются важнейшим металлургическим сырьем. На основе железа производится в мире 95 % всей металлопродукции. Железные руды представлены в основном железистыми кварцитами, титаномагнетитовыми и скарновыми магнетитовыми рудами. Кроме них, промышленное значение имеют бурожелезняковые и сидеритовые руды.

Железистые кварциты имеют слоистую текстуру и тонкозернистую структуру. Сопутствующие породные компоненты: кварц, амфиболы, пироксен, хлорит.

Титаномагнетитовые руды по текстурным признакам являются массивными, полосчатыми, прожилковыми с различной степенью вкрапленности и распределения титаномагнетита. Сопутствующие породные минералы: пироксен, оливин, амфиболы, эпидот, хлорит.

Скарновые магнетиты отличаются крупнозернистостью магнетита. В состав руды входят сульфиды, из нерудных минералов пироксен, амфиболы, эпидот, гранат, скаполит.

Для железных руд в основном применяют магнитное обогащение. Наиболее легко обогащаются магнетитовые руды благодаря

их сильно выраженным магнитным свойствам. Так, из бедных железистых кварцитов с содержанием 30–35 % железа при достаточном раскрытии минералов, достигаемом тонким измельчением, получают концентрат с содержанием 65 % железа. Из титаномагнетитовых руд Качканарского месторождения с содержанием 16 % железа получают концентрат с содержанием 61–62 % железа.

В процессах обогащения важное значение имеет сохранение или повышение металлургической ценности руды, которая определяется наличием полезных и вредных примесей. Полезными примесями для железных руд являются марганец, хром, никель, титан, ванадий, кобальт, вредными – сера, фосфор, медь, мышьяк, цинк, свинец, олово.

Важное значение имеют также металлургические свойства руд, определяемые их восстановимостью и основностью. Восстановимость – скорость отнятия кислорода от минерала газом-восстановителем в процессе плавки. Лучшей восстановимостью обладают бурожелезняковые и сидеритовые руды. Труднее восстанавливаются магнетитовые руды. Основность характеризуется отношением окисей кальция и магния к кремнезему и глинозему в руде. Наиболее благоприятная основность – близкая к единице.

Марганцевые руды. Основная масса (95 %) добываемой марганцевой руды потребляется в своей же отрасли – черной металлургии в виде сплавов марганца с железом – ферросплавов. В среднем на 1 т стали расходуется 8–9 кг марганца. Марки нержавеющей стали содержат до 15 % марганца. Марганец входит также в состав специальных сплавов цветных металлов.

По типам марганцевые руды делят на окисные, представленные минералами: пиролюзитом, псиломеланом, манганитом; карбонатные, представленные родохрозитом и манганокальцитом; смешанные – карбонатно-окисные. Окисные руды залегают в песчано-глинистых породах и сопровождаются кварцем, глиной, полевым шпатом. В нерудной части карбонатных руд, кроме указанных минералов, содержатся кальцит, доломит, барит. Как правило, окисные руды богаче карбонатных, в которых содержание марганца часто не

превышает 30 %. Карбонатные руды по сравнению с окисными имеют повышенное содержание вредной примеси – фосфора.

Глинистые марганцевые руды обогащают промывкой. В зависимости от характера глинистых компонентов руды могут быть трудно-, нормально- и легкопромывистыми. Наиболее трудно отмываются вязкие и твердые глины. Легко отмываются глинисто-песчаные компоненты.

Мытая руда подвергается грохочению с додробливанием крупных классов и в дальнейшем обогащается методами отсадки, магнитной сепарации, флотации. Марганцевые руды по физической природе слабомагнитные и обогащаются только в сильном магнитном поле. Флотацией обогащаются мелкие рудные классы и продукты сливов промывочных машин.

Применяемые в качестве основных гравитационные методы обогащения (промывка, отсадка) обусловлены рыхлой землистой текстурой марганцевых руд и сопровождающей их песчано-глинистой породой. Магнитная сепарация и флотация чаще всего играют роль операции дополнительного извлечения марганца. Полные схемы обогащения позволяют получать из окисной марганцевой руды, содержащей 18 % марганца, кондиционные концентраты с содержанием марганца до 45–49 %.

Обогащение карбонатных марганцевых руд с повышенным содержанием фосфора более сложное. Удаление фосфора возможно гидрометаллургическим путем, например гаусманитовым способом, который связан с обжигом промытой дробленой руды и последующим выщелачиванием фосфора в растворах азотной кислоты.

Хромовые руды применяют для производства феррохрома и огнеупоров. Феррохром – компонент специальных сталей. В марках нержавеющей стали, наряду с марганцем, содержится до 14 % хрома. Руды имеют различную степень вкрапленности основного минерала – магнохромита в серпентинитовой породе и делятся на мелкозернистые (до 1 мм), среднезернистые (1–3 мм), крупнозернистые (3–5 мм и более). Рудные и нерудные минералы различают по дробимости и плотности. Плотность хромшпинелидов составляет 4–4,8, серпентина – 2,5–2,7 г/см³.

Методы обогащения хромовых руд определяются указанными свойствами. В качестве основного метода принято разделение минералов по плотности (в тяжелых суспензиях, отсадкой и концентрацией на столах) с предварительной рудоразборкой и избирательным дроблением.

На обогащение поступает руда с содержанием 45 % (и менее) окиси хрома. Полученный концентрат содержит 56–57 % окиси хрома.

Медные руды. В настоящее время главное промышленное значение имеют сульфидные медные руды. К важнейшим минералам меди относятся: халькозин в бедных вкрапленных (порфирировых) рудах; халькопирит в рудах, имеющих наибольшее промышленное значение; борнит. Медные руды часто содержат цинк, свинец, молибден, никель, серебро, золото, из нерудных – кварц, полевой шпат, хлорит, карбонаты.

Для медных руд характерны невысокое содержание меди (0,5–2,5 %), неоднородность состава, тонкая вкрапленность, часто взаимное прораствание компонентов и склонность к шламованию. В результате сложных флотационных схем получают концентрат для плавки с содержанием 17–18 % меди. Из сложных руд, содержащих несколько цветных металлов, методом флотации последовательно получают концентраты отдельных металлов.

Свинцово-цинковые руды. Свинец и цинк извлекают из полиметаллических и свинцово-цинковых руд. Первые содержат также попутные компоненты: медь, серебро, золото, кадмий и др. В последних содержание ценных попутных компонентов незначительно. Рудные минералы обычно представлены галенитом, сфалеритом, халькопиритом, нерудные – кварцем, кальцитом, баритом, флюоритом, хлоритом. Содержание свинца и цинка в руде колеблется от 1–4 до 10 % и более. По схемам коллективно-селективной флотации получают концентраты с содержанием свинца 40–70 % и цинка 40–60 %. Из некоторых руд получают также медный концентрат. Остальные попутные компоненты могут быть извлечены при металлургическом переделе.

Алюминиевые руды. Основная алюминиевая руда – боксит – содержит в среднем 50–60 % глинозема.

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

Если для каолинит-гиббситовых бокситов достаточно обычных методов дезинтеграции (на грохотах, в бутаре), то для бокситов каолинит-бемитовых и шамозит-гематит-бемитовых необходимы специальные методы механического и физико-химического диспергирования. Песковая часть является обычно готовым бокситовым концентратом. Повысить содержание глинозема в зернистых продуктах классификации можно магнитной сепарацией за счет удаления минералов железа (лимонита, гематита, сидерита. Тонкозернистая часть каолинит-гиббситовых бокситов после сравнительно грубого измельчения (до $-0,15$ мм) и обесшламливания может поступать на флотационное обогащение с применением смеси олеиновой кислоты с талловым и машинным маслами при рН 7,5–9,5 или в кислой среде, создаваемой серной кислотой, с использованием реагентов серии 800 в качестве собирателя и топливного масла для стабилизации пены. Если полученный таким образом концентрат содержит минералы титана или железа, то для их удаления могут быть использованы концентрация на столах или высокоградиентная магнитная сепарация. Иногда, чтобы перевести оксиды железа в магнитные разновидности, бокситы могут подвергаться предварительному обжигу.

Для обогащения тонкозернистой части каолинит-бемитовых бокситов более перспективна селективная флокуляция. Высокая

степень физико-химического диспергирования по самым тонким классам ($-0,001$ или $-0,0005$ мм), необходимая для флокуляции, достигается использованием сочетания реагентов (соды, едкого натра, гексаметафосфата натрия, сульфитно-спиртовой барды и др.) и акустической обработки. Флокулянтom является гидролизованный ПАА. При селективной флокуляции осуществляется также сгущение продуктов обогащения.

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

5.4. Технология переработки неметаллических руд

Апатитовые и фосфоритовые руды являются сырьем для фосфорных удобрений и производства химических продуктов. Скопления апатита в осадочных породах носят название фосфоритов. Оба минерала имеют одинаковый химический состав. В рудах содержатся включения кварца, глауконита, полевых шпатов, кальцита и др. Из руды с содержанием 16 % пятиоксида фосфора и 13,5 % глинозема флотацией получают апатитовый концентрат с содержанием 39 % пятиоксида фосфора и нефелиновый концентрат с содержанием 29 % окиси алюминия для глиноземного производства. Фосфоритовые руды обогащают промывкой и флотацией.

Графитовые руды. Графит – одна из форм углерода. Его ценность определяется чистотой основного вещества, формой и размером частиц. Наиболее ценным является графит с чешуйчатой

формой частиц. В зависимости от физико-химических свойств сортов графита он находит применение для изготовления огнеупорных тиглей, в литейном производстве, в электрохимической промышленности и при производстве карандашей. Руда хорошо обогащается флотацией. Из руды, содержащей 7 % углерода, получают графитовый концентрат с содержанием 90–91 % углерода. Зольная часть состоит из кремнезема, глинозема, окислов магния, кальция, железа. Дальнейшая доводка для получения особо чистого графита достигается сложной химической технологией.

Асбестовые руды. Характерная особенность асбеста – волокнистая структура. Его качество определяется длиной, прочностью и гибкостью волокна, а также способностью распушиваться на отдельные тонкие волокна. Асбест относится к минералам группы амфиболов. Важной разновидностью является магнезиальный хризотил-асбест. Он обладает высокой огнестойкостью и щелочеупорностью, является плохим проводником тепла, электричества, звука. Из длинных асбестовых волокон изготавливают огнестойкие ткани, асбесто-резиновые изделия. Короткие волокна идут на асбоцементные изделия (кровельные материалы, трубы).

Из отходов получают строительные материалы в виде щебня, песка и др.

Слюдосодержащее сырье. Сырьем для производства слюды являются пегматитовые руды, содержащие слюдистые минералы – мусковит, флогопит, биотит.

Извлечение слюды из руд осуществляется с применением рудоразборки, сортировки по крупности с последующей рудоразборкой и разделения по форме.

Рудоразборка осуществляется на плоских ленточных конвейерах, имеющих скорость не выше 0,8 м/мин. Она может быть заменена механизированными устройствами или радиометрическими сепараторами, при которых крупность исходной руды не должна превышать 300–400 мм.

Сортировка по крупности с последующей рудоразборкой включает предварительное грохочение на колосниковых грохотах с выделением не содержащего слюды негабарита. Для выделения мелочи

и сортировки руды по классам применяют одно- и многолетние вибрационные грохоты.

Размер отверстий сит на верхнем грохоте обычно 60×60, 50×50 или 25×25 мм, на нижнем – 20×20 или 8×8 мм. Верхнее сито может быть щелевым, нижнее – плетеным.

Слюда получаемых концентратов используется для производства электронных и электрических деталей, а также при производстве кровельных материалов, резины, пластиков, безвредной обмазки электродов и других материалов.

5.5. Технология переработки нерудных полезных ископаемых

Общая характеристика углей. Ископаемые угли и сланцы (твердые горючие вещества органического происхождения) образовались из остатков наземных растений (гумусовые угли), из водорослей и остатков животного планктона (сапропелевые угли), из мелководных органических илов (горючие сланцы).

Торфы, бурые, каменные угли и антрациты являются последовательными стадиями процесса преобразования растительного материала. Каждая стадия этого процесса, или степень метаморфизма (углефикации), характеризуется увеличением накопления углерода в органической массе. Бурые угли относятся к самой низкой, а антрациты – к самой высокой степени метаморфизма и отличаются по составу и свойствам.

Угли различаются прежде всего по содержанию углерода, которого в антраците почти на 40 % больше, чем в буром угле. Каменные угли занимают промежуточное положение. Увеличение содержания углерода в органической массе угля сопровождается уменьшением содержания в ней водорода и кислорода.

Минеральные примеси в углях представлены обычно глинистым сланцем, песчаным сланцем, пиритом, сульфатом, карбонатами и другими минералами.

Минеральные примеси, перешедшие в уголь из растительных организмов, называются связанными, попавшие в уголь при его до-

быче – свободными. При обогащении могут быть удалены только свободные минеральные примеси.

Ископаемые угли используют в промышленности в качестве топлива и как техническое сырье для переработки в другие продукты. Потребительская ценность углей, используемых в энергетике и технологии, определяется показателями качества: зольностью, влажностью, содержанием серы, удельной теплотой сгорания, выходом летучих, механической прочностью, гранулометрическим составом и др.

Основными процессами обогащения углей являются гравитационные (обогащение в тяжелых средах, в отсадочных машинах, на концентрационных столах) и флотационные (пенная флотация).

Обогащение в тяжелых средах применяют при переработке углей широкого диапазона крупности. Обогащение крупных классов углей (150–13 мм) осуществляют на различных типах сепараторов, а мелких классов – в тяжелосредних гидроциклонах. В качестве тяжелых сред используют магнетитовые или реже баритовые суспензии. Обогащение углей в тяжелых средах характеризуется высокой эффективностью, зависящей от крупности угля и плотности его разделения.

Отсадку применяют для обогащения крупных (>13 мм), мелких (<13 мм) и неклассифицированных углей. Широкое использование отсадки, особенно для мелких углей, обусловлено универсальностью, производственной простотой и экономической эффективностью процесса.

Флотацию применяют для обогащения мелких классов и угольных шламов с целью повышения извлечения горючей массы в концентрат и очистки оборотной воды.

В качестве собирателей используют ароматизированные аполлярные реагенты и различные керосины; в качестве вспенивателей – различные температурные фракции высоких спиртов, масла и др.

Характерными особенностями технологии обогащения углей являются: их тщательная подготовка перед обогащением – аккумулярование, дозировка; мокрое механическое грохочение исходных углей на машинные классы; обесшламливание материала перед обогащением на неподвижных щелевых ситах или в гидравлических

классификаторах; применение комплекса высокоэффективных процессов (обогащение в тяжелых средах, отсадка, флотация) для различных по крупности углей; отделение и классификация тонких шламов и илов; полное замыкание водно-шламового цикла.

Флотационный угольный концентрат после обезвоживания и сушки идет в погрузочные бункеры.

Тяжелая фракция тяжелосреднего обогащения и отсадки, а также хвосты флотации представляют собой отходы и складировются в отвалах и хвостохранилищах.

Отходы углеобогащения могут быть использованы в производстве заполнителей для легких бетонов, глинозема, пластмасс, в производстве кирпича, а также для извлечения редких и редкоземельных элементов.

Технология обогащения горючих сланцев. Минеральная часть горючих сланцев представлена глинистыми, карбонатными (главным образом кальцитом), кремнистыми породами, образующими сланценозные формы мощностью в десятки и сотни метров с площадью распространения до нескольких тысяч квадратных километров. Содержание минеральных примесей в слоях и прослойках сланца колеблется от 54 до 85 %, керогена – от 15 до 46 %. По современным представлениям превращение исходного органического материала (планктона) происходило в окислительной среде и уже на ранней стадии разложения исходного материала происходили усреднение состава органического вещества и образование коллоидного «водного гумуса», старение которого впоследствии привело к образованию химически однородного органического вещества сланца – керогена. По физическим свойствам кероген – аморфное вещество от темного до светло-коричневого цвета. В массе сланца кероген вкраплен частицами крупностью от 20 до 150 мкм.

Горючие сланцы используются как энергетическое топливо (без обогащения) и энергохимическое сырье. Минеральная часть сланцев может использоваться для получения высококачественного цемента и ряда других строительных материалов.

Засорение в процессе добычи горючих сланцев вмещающими породами, прослойками известняков и глины свидетельствует о целесообразности развития комплексного использования сланцев на основе их предварительного обогащения.

Исходные сланцы, поступающие на обогащение, имеют зольность около 45 %, плотность от 1300 до 1800 кг/м³. Они подвергаются классификации с выделением класса более 125 мм, который поступает на тяжелосреднее обогащение в магнетитовой суспензии при плотности разделения 2130 кг/м³. Класс менее 125 мм повторно классифицируется на грохоте с отверстиями размером 25 мм. Крупный класс (25–125 мм) после обесшламливания обогащается в тяжелосреднем сепараторе. Класс менее 25 мм является конечным продуктом обогащения. Концентрат класса более 125 мм дробится и затем классифицируется по граничной крупности 25 мм. Класс более 25 мм объединяется с классом 25–125 мм и является конечным продуктом для технологической переработки.

Характеристика основных типов строительных горных пород и материалов. К строительным горным породам относятся изверженные (граниты, порфиры, диабазы, базальты и др.), метаморфические (кварциты, гнейсы, мраморы и др.) и осадочные (карбонаты: известняки, доломиты и др., песчаники, глинистые сланцы и др.) горные породы.

Целью их переработки и обогащения является получение буттового камня, щебня, гравия, песка и других материалов строительной индустрии, отвечающих требованиям государственных стандартов. Продукты переработки и обогащения строительных горных пород являются также основой цементного, керамического и стекольного производства. Карбонатные породы, кроме того, используются в черной и цветной металлургии (в качестве флюсов при плавке), химической промышленности (для производства соды, карбида кальция, едкого калия, едкого натрия, хлора, минеральных удобрений и др.), сахарной промышленности (для очистки свекловичных соков), стекольной промышленности (для придания стеклу термостойкости, механической прочности и других свойств), лакокрасоч-

ной промышленности (в качестве белого пигмента применяется мел), резиновой и бумажной промышленности (в качестве наполнителя резины и бумаги).

При переработке и обогащении строительных горных пород и материалов используются в качестве основных технологических процессов: дробление (в том числе избирательное); обогащение по крупности (грохочение, классификация и промывка); гравитационные (отсадка и обогащение в тяжелых суспензиях), радиометрические (фотометрическая сепарация) и специальные (основанные на различии в коэффициентах трения, форме зерен, упругости и пластических свойствах материалов) методы обогащения. Их выбор обусловлен необходимостью получения щебня, гравия и песка заданного гранулометрического состава и качества из горных пород, различных по прочности, гранулометрическому составу и агрегатному состоянию.

Задачами дробления являются: уменьшение крупности материала до заданного значения, раскрытие сростков разнопрочных зерен, обеспечение, образование максимального количества зерен кубовидной формы.

При дроблении менее прочные составляющие исходного материала разрушаются быстрее, чем прочные. Использование технологии многостадийного дробления и грохочения после каждой стадии позволяет сконцентрировать в нижнем продукте мелкие непрочные куски породы, а верхний продукт обогатит ее прочными составляющими. Избирательность дробления, характеризуемая отношением степеней дробления слабых и прочных разностей, зависит от типа дробилки. В случае разнопрочных известняков она составляет (по данным ВНИИнеруд и ВНИППИИстромсырье): для щековых дробилок – 1,1–1,5; для конусных – 1,3–1,9; для роторных – 2,1–2,8. Поэтому при переработке прочных однородных изверженных и метаморфических пород, однородных карбонатных пород, а также гравия и валунов, когда избирательность дробления не является главной задачей, крупное дробление осуществляют в щековых дробилках, среднее и мелкое – в нормальных конусных и короткокonusных дробилках. При переработке неоднородных по прочности карбонат-

ных пород, наоборот, с целью усиления избирательности дробления уже крупное дробление осуществляют не только в щековых, но и в роторных дробилках, а среднее и мелкое дробление – как правило, в роторных дробилках.

Способы повышения выхода кубовидных зерен, прочность и шероховатость которых соответственно в 6 раз и на 8,5 % больше, чем у зерен плоской формы, следующие:

1. Уменьшение при использовании щековых дробилок хода щеки и степени дробления, высоты и шага рифления щек, равного ширине разгрузочной щели дробилки, использования щек с неравными по высоте рифлениями, способствующими излому плоских и игловатых кусков и получению из них кубовидных зерен.

2. Изгиб дробящих поверхностей конусов при использовании конусных дробилок и создания перед зоной параллельности камеры накопления и уплотнения дробимого материала; при использовании короткоконусных дробилок – посредством уменьшения эксцентриситета и увеличения частоты вращения подвижного конуса. В этом случае материал больше находится в камере дробления, многократно поворачивается, улучшается ориентировка и упаковка зерен, материал гранулируется – зерна пластинчатой формы разламываются, приобретая кубовидную форму. Благоприятно влияет на форму дробленых зерен работа конусных дробилок всех типов под завалом, обеспечивающим более плотную упаковку зерен в камере дробления.

3. Использование молотковых или роторных дробилок, обеспечивающих максимальное содержание зерен кубовидной формы в продукте дробления.

4. Грануляция щебня в барабанном грануляторе в режиме самоизмельчения при оптимальной степени заполнения барабана материалом, составляющей 30–32 % по объему.

5. Создание ударного эффекта в щекоударных дробилках при установке камеры дробления под углом 30–35° к горизонту.

Для грохочения используют неподвижные колосниковые плоские и конические гидрогрохоты, а также механические – барабанные, дисковые, вибрационные и резонансные. При этом наиболее широко используется принцип грохочения от крупного к мелкому.

Для проверочного и товарного грохочения применяют металлические сита с квадратными или прямоугольными отверстиями, имеющими наибольшее живое сечение. При грохочении абразивных материалов из изверженных и метаморфических пород (гранит, базальт, диабаз, кварц) используют износостойкие резиновые сита, обладающие большей толщиной и меньшим живым сечением. Для отделения от щебня (гравия) песка или обезвоживания щебеночно-песчаной смеси применяют сита с щелевидными отверстиями. Такие же сита используют при избирательном грохочении с целью уменьшения содержания пластинчатых зерен в щебне и повышения его качества. Операция промывки позволяет за счет удаления таких загрязняющих примесей, как глина, ил, мелкие частицы непрочных пород, повысить качество товарной продукции и культуру производства, улучшить его санитарно-технические условия.

Крупнокусковой материал (до 200–250 мм) обычно промывают в барабанных мойках (буторах и скрубберах). Их устанавливают после I стадии дробления для промывки и классификации всего потока неклассифицированного материала. Среднекусковой материал (до 100–120 мм) промывают в вибрационных мойках, которые устанавливают после II стадии дробления. Мелкокусковой материал (до 40 мм) промывают в корытных мойках с последующим ополаскиванием промытого материала на грохотах.

Операцию гидравлической классификации осуществляют в конусных и многокамерных классификаторах, устанавливаемых в схеме цепи аппаратов после грохотов, и в гидроклассификаторах вертикального типа для разделения по граничной крупности от 0,5 до 3 мм и производительностью 20–300 т/ч.

Применение гравитационных методов (отсадки и разделения в тяжелых суспензиях) для обогащения строительных материалов основано на различии составляющих горной породы по объемной массе. При этом обогащение в тяжелых суспензиях используется чаще, чем отсадка. Перед обогащением в тяжелых суспензиях щебень и гравий подвергаются классификации и промывке обычно на вибрационных грохотах, оборудованных брызгалами гидроциклон-

ного типа. Обогащение в барабанных конусных и других сепараторах осуществляют при плотности суспензии $2,5 \text{ т/м}^3$. В качестве утяжелителя используют магнетит, ферросилиций и их смеси.

Строительные пески в соответствии с ГОСТом подразделяют на следующие виды: природный, природный обогащенный и фракционированный; дробленый из отсевов и обогащенный дробленый из отсевов.

Основным показателем качества строительных песков является зерновой состав ($-5+0,14 \text{ мм}$), характеризуемый модулем крупности (от 2,5 до 1,0) и содержанием глинистых частиц (от 0,5 до 3 %).

Облицовочные материалы и пильный камень являются продуктами механической обработки (распиливания) природного камня.

В зависимости от исходного сырья и основного вида получаемой продукции предприятия по переработке нерудного сырья подразделяют на щебеночные, гравийно-песчаные и песчаные заводы.

6. ПРЕДПРИЯТИЯ ПО ПЕРЕРАБОТКЕ И ОБОГАЩЕНИЮ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

6.1. Общие сведения об обогатительных фабриках

Обогатительная фабрика – горное предприятие для первичной переработки твердых полезных ископаемых с целью получения технически ценных продуктов, пригодных для промышленного использования.

По количеству перерабатываемого полезного ископаемого условно различают обогатительные фабрики малой производительности – 1500 т/сут, средней – 1500–9000 т/сут, большой – 9000–27 000 т/сут и весьма большой – >27 000 т/сут. Производительность фабрик для обогащения руд черных металлов составляет 7–8 млн т/год, для обогащения руд цветных металлов – 10–15 млн т/год, для обогащения углей – до 7 млн т/год.

В зависимости от местоположения обогатительной фабрики относительно сырьевой базы различают индивидуальные фабрики, расположенные рядом с рудником или шахтой; групповые, находящиеся вблизи одной из наиболее мощных шахт, для обогащения полезных ископаемых группы шахт и центральные, расположенные вне территории шахты, для обогащения полезных ископаемых нескольких шахт (разрезов).

Обогатительные фабрики административно могут быть самостоятельными или входить в состав горно-обогатительных (ГОК), горно-металлургических (ГМК) комбинатов или производственных объединений.

Современная обогатительная фабрика является высокомеханизированным и автоматизированным предприятием с поточной технологией, включает сотни наименований основного и вспомогательного оборудования.

В зависимости от применяемых технологических процессов различают:

- гравитационные обогатительные фабрики, на которых наиболее часто подвергают обогащению руды редких металлов, марганцевые руды и угли;
- флотационные обогатительные фабрики, на которых обогащают главным образом руды цветных и редких металлов, апатитовые и калийные руды, неметаллические полезные ископаемые;
- магнитообогатительные фабрики, на которых подвергают обогащению в основном магнетитовые и титаномагнетитовые руды;
- промывочные обогатительные фабрики, предназначенные для обогащения окисленных железных, марганцевых руд и фосфоритов;
- дробильно-сортировочные фабрики, на которых осуществляют дробление и грохочение богатых железных руд и известняков, сортировку горючих сланцев и углей, дробление, грохочение и классификацию строительных горных пород с получением различных видов и сортов строительных материалов.

При комплексной переработке многокомпонентных руд на фабриках обычно используется комбинация нескольких процессов обогащения. В этом случае обогатительные фабрики могут именоваться магнитно-гравитационными, магнитно-флотационными, промывочно-гравитационными и т.д.

Современная обогатительная фабрика представляет собой сложный комплекс основных и вспомогательных цехов, отделений и служб, обеспечивающих нормальный ход технологического процесса комплексной переработки и обогащения полезных ископаемых.

Основными подразделениями обогатительных фабрик являются: отделение приема и усреднения сырья; цех крупного дробления и предконцентрации сырья, дозирочно-аккумулирующие бункеры, цех среднего и мелкого дробления, отделения измельчения, обогащения, обезвоживания и сушки, склад готовой продукции и ее отгрузки, цех удаления и складирования хвостов и кондиционирования оборотных вод. К вспомогательным подразделениям обогатительных фабрик относятся механические и электроремонтные мастерские, реагентное отделение, складские помещения запасных

частей, материалов и топлива, котельные участки водоснабжения и электроснабжения, управление фабрикой и административно-хозяйственная служба, научно-исследовательская лаборатория, отдел технического контроля. Ряд цехов и служб на той или иной обогатительной фабрике может отсутствовать или входить в состав других цехов и отделов.

План взаимного расположения зданий, цехов, сооружений, складов, железнодорожных путей, безрельсовых дорог и других коммуникаций называется генеральным планом обогатительной фабрики. В качестве примера на рис. 89 приведен принципиальный генеральный план обогатительной фабрики большой производительности. На плане обозначены: корпус приема руды и крупного дробления 1; корпус среднего и мелкого дробления 2; склад дробленой руды 4; главный корпус 7, в котором размещены отделения измельчения, обогащения и обезвоживания; склад концентрата 8 и погрузочные бункеры 9. Здания и сооружения соединены между собой галереями ленточных конвейеров. На территории обогатительной фабрики размещены административный корпус 6, механические мастерские 3, склады материалов 5.

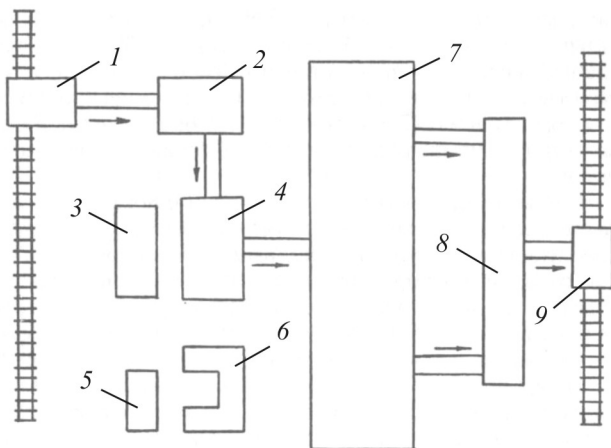


Рис. 89. Принципиальный генеральный план обогатительной фабрики

При расположении цехов учитываются требования технологического процесса. При этом материальные потоки направляются по кратчайшим путям и по возможности самотеком с максимальным использованием для этого рельефа местности. Приемные устройства, усреднительные склады, погрузочные бункеры готовой продукции, склады топлива и материалов располагают таким образом, чтобы протяженность железнодорожных путей была минимальной. Связь между производственными цехами и складами обеспечивается разветвленной сетью внутрифабричных автодорог.

В состав фабричной мастерской обычно входят отделения: монтажное, слесарно-механическое, кузнечно-котельное с электросваркой, электроремонтное и КИП, вулканизационное, инструментальная мастерская, кладовая, контора, бытовые помещения. Мастерская предназначена для выполнения капитальных ремонтов оборудования, изготовления новых и реставрации старых запасных частей, ремонта отдельных узлов и сменного оборудования. При ремонте оборудования в цехе работники фабричной мастерской используют ремонтные пункты в производственных корпусах.

На флотационных фабриках для реагентного хозяйства предусматривают либо отдельно стоящее здание, либо его размещают в пристройке к зданию главного корпуса. Реагентное хозяйство включает: склады сухих и жидких реагентов и масел; реагентное отделение для приготовления растворов реагентов требуемой концентрации; дозирочную площадку, размещаемую вблизи флотационного отделения, с расходными бачками для растворов и питателей (дозаторов) реагентов. Растворы реагентов на дозирочную площадку подаются насосами с помощью автоматического управления.

Шаровое хозяйство устраивают вблизи главного конуса или размещают на монтажной площадке отделения измельчения. Прием, хранение и подача шаров и стержней в мельницы, а также разгрузка мельниц и пересортировка шаров, как правило, механизированы.

В случае подачи хвостов с обогатительной фабрики в хвостохранилище напорным способом помещению пульпонасосной станции обычно примыкает к главному корпусу. По санитарным требо-

ваниям сушильное отделение во всех случаях располагают в отдельном корпусе.

Фабричная научно-исследовательская лаборатория размещается в главном корпусе обогатительной фабрики или в помещении центральной химической лаборатории. Она обычно включает отделения: подготовки, фильтрования и сушки проб, испытания обогатимости технологических проб, исследования процессов обогащения и экспресс-лабораторию для определения качества продуктов и показателей обогащения. Задачами лаборатории являются предварительные испытания обогатимости новых технологических сортов руд или углей, исследование отдельных операций технологической схемы с целью установления оптимальных режимов и контроля технологического процесса.

К вспомогательным зданиям и помещениям относятся административно-контрольные, помещения общественных организаций, бытовые помещения, пункты питания и здравпункты.

6.2. Опробование руд и продуктов обогащения

С целью обеспечения стабильных условий обогащения и качества получаемых конечных продуктов обогащения необходимо систематически осуществлять оперативный контроль за теми параметрами, которые определяют качество перерабатываемого сырья и продуктов, получаемых в данный момент, а также контроль параметров, характеризующих режим технологических процессов фабрики.

Основными контролируемыми параметрами, влияющими на ход технологических процессов, являются: крупность, гранулометрический и вещественный состав перерабатываемого сырья (содержание влаги, химический, минералогический, фракционный состав и т.п.); отношение $J : T$ в питании флотации, магнитной сепарации, фильтрования и сгущения; степень аэрации и концентрация водородных ионов во флотации; расход и качество используемых реагентов; расход и давление воды и воздуха; температура пульпы и т.д.

К параметрам, характеризующим результаты обогащения, относятся: крупность и гранулометрический состав получаемых про-

дуктов; содержание ценных компонентов и примесей в продуктах обогащения; содержание твердого в сливах и очищенных газах и др.

На современных обогатительных фабриках осуществляется непрерывный контроль массы перерабатываемой руды и выхода (по массе) конечных продуктов обогащения, объемного выхода обводненных продуктов, расхода реагентов, плотности пульпы, рН жидкой фазы пульпы, гранулометрического состава тонкодисперсных обводненных продуктов, содержания влаги и некоторых химических элементов в продуктах обогащения и других показателей.

Непрерывный оперативный контроль технологического процесса и качества продуктов обогащения позволяет осуществить оперативное регулирование отдельных агрегатов и технологического процесса в целом.

Непрерывный оперативный контроль параметров и процессов позволяет реализовать автоматизацию управления технологией на обогатительной фабрике.

Контроль качества проводят в основном путем опробования, включающего операции по отбору проб и подготовке их к анализу.

Пробой называют порцию материала, отобранную из общей массы и обладающую с допустимой погрешностью свойствами опробуемого материала. При отборе проб пользуются выборочным методом, т.е. отбирают пробу отдельными порциями, равномерно распределенными по всему объему контролируемого материала. Представительность пробы, т.е. соответствие ее качественных показателей свойствам контролируемого материала, зависит от двух ее основных параметров – массы и количества отдельных порций, а также от техники отбора.

Объединенная проба составляется из суммарной массы точечных проб. Правильно разработанная система опробования должна обеспечивать требуемую точность при малой трудоемкости операций.

На обогатительных фабриках отбираемые пробы служат для гранулометрического, минералогического, химического анализов, определения влажности продуктов, плотности пульпы. Комплекс параметров, полученных в результате опробования, имеет большое значение для оперативного контроля и управления процессами,

а также для учета выпуска продукции. Опробование на обогатительных фабриках должно быть механизировано. Ручной отбор проб применяют при невозможности организовать механизированное опробование.

Результаты исследований на обогатимость технологических проб, отобранных на месторождениях, используют для утверждения запасов полезных ископаемых и для проектирования обогатительных фабрик.

За максимальный размер куска в пробе принимают размер отверстия верхнего сита, на котором остается 5 % материала по массе.

При определении гранулометрического состава за размер максимального куска руды принимают размер отверстия сита, на котором остается около 5 % материала по массе.

Расхождение по массе отдельных точечных проб не должно быть более 20 %. Сокращение пробы до необходимой массы может производиться механизированным или ручным способом. Сокращение проб ручным способом производят квартованием, квадратованием, а также специальными устройствами – сократителями.

При квартовании проба лопатами раскладывается в кольцо, а затем перебрасывается в центр кольца на конус. Операцию повторяют три раза с изменением места расположения конуса. Последний конус расплющивают до формы диска равномерной толщины. Диск разбивают на четыре равных сектора при помощи специальной крестовины. Затем материал двух противоположных секторов удаляют, а двух других соединяют вместе и сокращают до минимальной массы.

Квадратование применяют на мелкозернистом материале. Перемешанную пробу разравнивают на гладкой ровной площадке и линейкой или специальной решеткой делят на равные квадраты. Затем из квадратов совком отбирают порции при захвате всей толщины слоя и объединяют порции в пробу с минимальной массой.

Для ручного отбора проб мелких сухих материалов применяют совки и щупы. Для отбора проб от движущихся потоков пульпы используется кружка вместимостью 1 л со щелевидным носком. Ширина щели должна быть в три раза больше максимальных размеров

зерен опробуемого материала. Для механизированного отбора проб применяют секторные, лотковые, ковшовые и другие пробоотбиратели.

По времени отбора различают следующие виды проб:

- разовые, отбираемые от исходного угля и продуктов обогащения только один раз;
- часовые, отбираемые в течение 1 ч;
- сменные, составляемые из часовых проб;
- суточные, составляемые из сменных проб.

Основными задачами опробования и контроля производства на обогатительных фабриках являются:

1) учет металлов или других ценных компонентов в товарной продукции при составлении товарного баланса и взаиморасчетах между поставщиком и потребителем – товарное опробование;

2) контроль за количеством и качеством поступающего сырья, полученных концентратов и отвальных продуктов с целью определения технико-экономических показателей работы обогатительной фабрики – технологическое балансовое опробование;

3) выявление и устранение причин расхождений между имеющимися и оптимальными (или рекомендуемыми) условиями переработки и обогащения минерального сырья средствами автоматического контроля и регулирования с целью оптимизации технологических процессов и получения максимально возможных технологических или технико-экономических показателей работы обогатительной фабрики – технологическое оперативное опробование.

Товарному опробованию подлежит каждая поставка исходного минерального сырья (руды, угля и др.) или концентрата отдельно по представленным в поставке партиям.

Принятая на фабрике система опробования и контроля обеспечивается комплексом нормативных документов: схемой и картой опробования и контроля с указанием опробуемых продуктов и контролируемых параметров (или характеристик), инструкцией и методами их опробования и контроля.

Контроль основных технологических параметров. Контроль массы переработанной руды в зависимости от вида транспорта осу-

осуществляется взвешиванием на весовых платформах (точность контроля $\pm 0,5\%$) либо непрерывным взвешиванием на автоматических конвейерных весах (точность $\pm 1\%$).

Для измерения масс и потоков сыпучих материалов применяют конвейерные, платформенные, рельсовые, бункерные, крановые весы.

Контроль гранулометрического состава заключается в определении содержания классов заданной крупности в анализируемой пробе. Этот вид анализа называется ситовым, если проводится с целью определения выхода классов крупнее $0,074$ мм; для классов крупностью менее $0,074$ мм анализ называется седиментационным или дисперсионным.

Для определения гранулометрического состава используют способы: полуавтоматический рассев сыпучих или пульпы на барабанных или плоских ситах *1* и взвешивание *2* (рис. 90, *а*); автоматическое измерение давления сыпучего потока на пробное тело *1* с передачей через пружину *2* смещения, например, дифференциально-трансформаторный датчик перемещения *3* (рис. 90, *б*); автоматическое измерение характера ударных вибраций упругой пластины *1* под действием летящих частиц сыпучего потока или пульпы (рис. 90, *в*); прямое измерение крупности частиц пульпы в тонком слое *1* периодически опускающимся щупом *2* с передачей сигнала на чувствительный датчик перемещения *3* (рис. 90, *г*); поглощение пульпой ультразвука на одной или двух частотах (*1* и *2* – соответственно источник и приемник ультразвука) (рис. 90, *д*).

Для непрерывного контроля гранулометрического состава продуктов разработан ряд автоматических гранулометров.

Контроль уровней материала в бункерах, чанах, флотационных машинах и других сборниках осуществляется с помощью уровнемеров различных конструкций. Поплавковые уровнемеры содержат в качестве первичного датчика поплавков и далее разнообразные вторичные преобразователи. Гидростатические уровнемеры в первичной части содержат пьезотрубки, во вторичной – манометры.

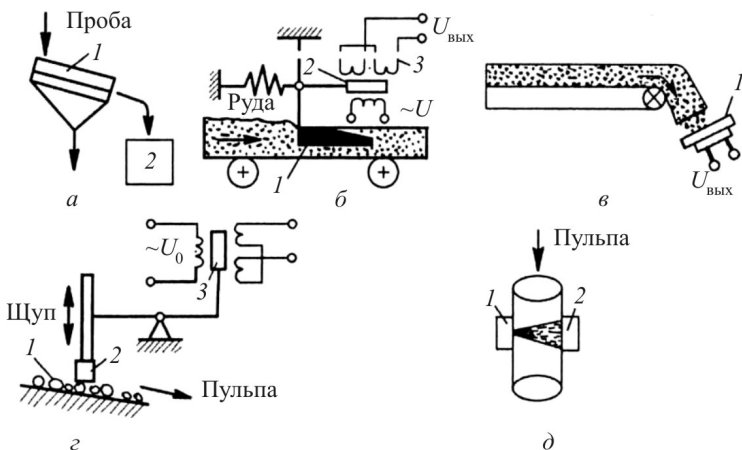


Рис. 90. Способы определения granulометрического состава: а – полуавтоматический рассев материала; б – автоматическое измерение напора сыпучего материала; в – автоматическое измерение ударных вибраций; г – прямое измерение крупности частиц; д – ультразвуковой

Радиоизотопные уровнемеры применимы для любых сред (сыпучих, пульпообразных, жидких) в бункерах, открытых или закрытых сборниках. Изменения уровня материала влияет на выходной сигнал прибора.

Контроль вещественного состава твердых продуктов обогащения осуществляется с применением автоматических анализаторов.

В анализаторах используются полярографический, рентгено-спектральный, радиоактивный, магнитометрический, оптикоспектральный, люминесцентный и другие методы анализа.

Для приготовления анализируемого образца – таблетки диаметром 35 мм и толщиной 3 мм – пробу измельчают, сушат и прессуют в устройстве комплекта анализатора. Таблетка в вакууме облучается рентгеновскими лучами, и посредством монохроматора и встроенной ЭВМ анализируется спектр вторичного излучения; численные значения концентраций компонентов выдаются на дисплей и цифрорпечатать.

6.3. Охрана окружающей среды при переработке и обогащении полезных ископаемых

6.3.1. Источники загрязнения окружающей среды

Переработка полезных ископаемых на обогатительных фабриках оказывает определенное воздействие на окружающую среду. Процессы дробления, измельчения, транспортирования сухого материала, сушки, обжига продуктов окускования концентратов являются источником выделения пыли и газов в атмосферу.

Источником сточных и оборотных вод на обогатительных фабриках являются сливы обезвоживающих, обесшламливающих, промывочных аппаратов и хвосты обогащения. Загрязняющими примесями в них являются твердые частицы, соли жесткости, ионы тяжелых металлов и органические вещества. Основными загрязняющими веществами сточных вод, обогатительных фабрик являются грубодисперсные примеси, растворимые соли, флотационные реагенты в виде эмульсий и продукты взаимодействия реагентов между собой и с минералами.

Сточные воды могут содержать:

- кислоты, применяемые в технологических процессах флотации и, например, выщелачивания;
- ионы тяжелых металлов (железа, меди, никеля, цинка, свинца, алюминия, кобальта, кадмия, сурьмы, ртути и др.), которые попадают в сточные воды вследствие растворения минералов и их соединений;
- цианиды, применяемые в качестве флотационных реагентов и растворителей при переработке золотосодержащих руд;
- фториды, образующиеся в сточных водах обогатительных фабрик, применяющих в качестве флотационных реагентов плавиковую кислоту, кремнефтористый натрий;
- нефтепродукты (керосин), используемые в качестве наиболее распространенных флотационных реагентов при обогащении углей, медно-молибденовых и медно-вольфрамовых руд;

- фенолы, крезолы, ксантогенаты и дитиофосфаты и другие органические соединения, применяемые в качестве флотационных реагентов;

- сернистый натрий, который, попадая в цианосодержащие сточные воды и взаимодействуя с цианидами, образует роданиды (сильно токсичные вещества).

Сброс неочищенных сточных вод обогатительных фабрик в водоемы может привести к значительному их загрязнению. Неочищенные сточные воды, содержащие взвешенные примеси и реагенты, являются причиной нарушения экологической системы со всеми отрицательными последствиями. Содержание примесей обычно во много раз превышает предельно допустимую концентрацию (ПДК) их в водоемах санитарно-бытового использования.

Источником твердых отходов производства являются хвосты обогащения. Нерациональное их складирование наносит вред природной среде, загрязняя воздух пылью и грунтовые воды примесями.

Газовые и пылевые выбросы производят аспирационные системы, котельные установки, сушильные агрегаты, отвалы отходов обогащения, объекты хозяйственного и бытового назначения. Выделением пыли и газов сопровождаются дробление, измельчение, транспортирование сухого материала, сушка, окускование, обжиг исходного сырья и продуктов обогащения. Выбросы вредных веществ, в том числе пыли, бывают организованные и неорганизованные. Различные вещества организованных выбросов отводят от мест образования системами газоотводов, воздухопроводов, труб и т.п. Организованные выбросы в атмосферу чаще всего осуществляют через трубы высотой 30–60 м. Неорганизованные выбросы обусловлены негерметичностью технологического и транспортного оборудования, перегрузочных станций, выделением пыли из породных отвалов.

Породные отвалы и хвостохранилища занимают большие земельные участки, часто пригодные для сельскохозяйственного производства, и являются источниками загрязнения воздуха, прилегающих земель, поверхностных и подземных вод. Загрязнение происходит образующейся пылью вследствие выветривания отвалов и стекающими с отвалов водами, которые насыщены химическими

соединениями и выносят из отвалов различные минеральные примеси. Большую опасность представляют горящие угольные отвалы. Хвосты обогащения при нерациональном складировании в хвостохранилище также наносят вред природной среде и бытовым условиям жизни населения, загрязняя воздух пылью и грунтовые воды примесями. В периоды таяния снегов и дождей породные отвалы превращаются в неконтролируемые и неуправляемые источники образования загрязненных вредными веществами сточных вод, практически не поддающихся очистке.

Для предотвращения отрицательного воздействия породных отвалов и хвостохранилищ применяют рациональные технологические комплексы складирования, захоронения или промышленного использования породы и хвостов обогащения, а также рекультивацию нарушенных земель. Для снижения отрицательного воздействия на природу отходов флотации и илов используют илонакопители, осуществляют рекультивацию. Отходы флотации обезвоживают фильтрованием, высококонцентрированным сгущением, осуществляют захоронение отходов флотации в выработанном пространстве шахт.

Сточными водами обогатительных фабрик называют удаляемые за пределы фабрик воды, загрязненные отходами и вредными примесями. Различают поверхностные и производственные сточные воды. Выбор способов и схем очистки сточных вод, а также системы пылеулавливания на обогатительных фабриках зависит от характера обогащаемого полезного ископаемого, применяемых методов обогащения, реагентов и т.д.

Охрана окружающей среды при переработке полезных ископаемых должна гарантироваться надежными системами обеспыливания, очистки сточных вод, рациональной организацией отвального и хвостового хозяйства.

6.3.2. Очистка сточных и оборотных вод

Для очистки сточных вод и вредных примесей применяют механические, химические, физико-химические и биохимические способы.

Механическая очистка предназначена для удаления грубодисперсных примесей из жидкой фазы пульпы путем осаждения их под действием сил тяжести и центробежных сил в сгустителях, отстойниках, гидроциклонах, центрифугах и хвостохранилищах.

Для интенсификации процессов применяют коагулирование. В качестве коагулянтов используют известь, сульфат железа двухвалентного, сульфат железа трехвалентного, хлорид железа двухвалентного и хлорид железа трехвалентного, сульфат алюминия или их смеси.

Для уменьшения времени отстаивания скоагулированных грубодисперсных примесей добавляют синтетические флокулянты, в частности полиакриламид. Полиакриламид соединяет отдельные хлопья в более крупные агрегаты, которые быстрее осаждаются.

Химические способы используются для удаления из вод растворенных соединений путем образования нерастворимых соединений, выпадающих в осадок, и нейтрализации вредного действия примесей при воздействии специальных реагентов. К процессам химической очистки относят химическое окисление, нейтрализацию и другие химические реакции.

Нейтрализация избыточной кислотности воды осуществляется известью, едким натром и содой, карбонатом щелочно-земельных металлов (кальцит, мел, магнезит, мрамор); нейтрализация щелочности – серной кислотой. Наиболее дешевым реагентом в настоящее время является гидроксид кальция (известь).

Физико-химические способы очистки вод основаны на использовании процессов коагуляции, флотации и адгезионной сепарации, электрокоагуляции и электролиза, сорбции и экстракции, кристаллизации и эвапорации.

Коагуляцию применяют для ускорения осаждения тонких частиц в результате их агрегации, а также для очистки сточных вод от нефтепродуктов, находящихся в растворенном состоянии. В качестве коагулянтов используется сульфат двухвалентного железа совместно с известью или сульфат алюминия и известь.

При флотации эффективное удаление из сточных вод тонких минеральных частиц и капелек органических веществ осуществ-

ляется 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.

Электрофлотационная установка для очистки сточных вод (рис. 91) работает следующим образом. Обрабатываемая жидкость с тонкодисперсными частицами и растворенными веществами поступает в приемный карман 1 и далее последовательно переходит в секции 2, 3, 5, совершая зигзагообразный путь. Рабочие секции отличаются тем, что в секции 2 установлены растворимые электроды в виде алюминиевых пластин (анод 13 и катод 14), к которым подводится постоянный ток, а на дне секций 3 и 5 расположены графитовые пластины 9 и 11 и над ними – проволочные сетки 8 и 10, выполняющие соответственно роли анодов и катодов.

В секции 2 за счет растворения алюминиевых анодов происходит электрокоагуляция взвешенных в жидкости примесей, а в секциях 3 и 5 осуществляется удаление образовавшихся флокул пузырьками газов. Очищенная жидкость из секции 5 по трубопроводу 7 поступает в карман 6, затем – в сборную емкость. Пенный продукт 4 удаляется самотеком или посредством лопастных пеногонов, а крупные хлопья скоагулировавших веществ, осевшие в секции 2, выпускаются через отверстие 12.

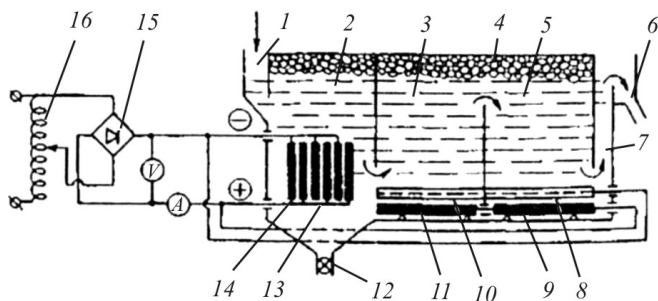


Рис. 91. Схема электрофлотационной установки

Производительность установки регулируется изменением скорости поступления жидкости, а полнота извлечения примесей – изменением силы тока, подаваемого на электроды через выпрямитель 15 и автотрансформатор 16.

Для улавливания тонких и сверхтонких минеральных взвесей применяют флотационный метод с последующей флокуляцией продуктов флотации синтетическими флокулянтами типа полиакриламида.

Электрокоагуляция – это процесс электрохимической очистки сточных или оборотных вод.

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. Экстракция, основанная на извлечении из растворов веществ при помощи другого растворителя (экстрагента), который не смешивается с водой, применяется 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.

Биохимические методы очистки сточных вод основаны на действии микроорганизмов, использующих в качестве питательных веществ и источников энергии растворенные в сточных водах органические и минеральные соединения.

Для биохимической очистки сточных вод применяют устройства, в которых очистка сточных вод приближается к естественным условиям (поля орошения, поля фильтрации и биологические пруды), и устройства с искусственно созданными условиями очистки сточных вод (аэротенки и биологические фильтры).

Аэротенк-осветлитель (рис. 92) состоит из зоны аэрации 3, в которой расположены система подачи сточных вод 9 и аэраторы

ры 10, и зон осветления 6, в которых имеются направляющие перегородки 4 с козырьками 5 и желоб 7, предназначенные для отвода очищенной осветленной воды. В стенках 1, отделяющих зоны осветления, имеются отверстия 2 с шиберами и две симметричные щели 11 вдоль всего сооружения, для обеспечения циркуляции потоков внутри емкости. Со стороны зоны аэрации вблизи щелей расположены отражательные щитки 8.

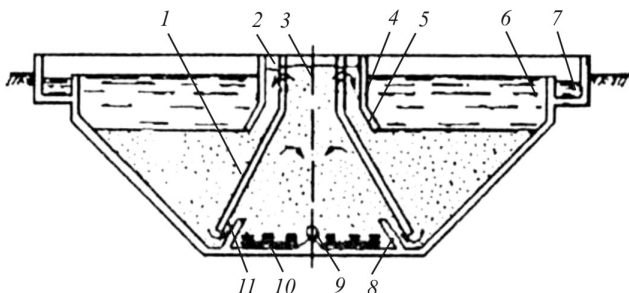


Рис. 92. Схема аэротенка-осветлителя сточных вод

Принцип действия осветлителя сточных вод основан на создании в зонах осветления стабильного и постоянно обновляющегося взвешенного слоя активного ила, в котором условия контактирования загрязнений с илом и кислородный режим обеспечивают протекание процесса биохимического окисления при относительно высоких нагрузках на ил за счет его высокой концентрации. При этом в процессе биохимического окисления участвует одновременно вся масса активного ила, находящегося в сооружении, что обеспечивает высокую нагрузку на единицу его объема.

Гидродинамическая схема аэротенка-осветлителя обеспечивает процессы смешивания сточных вод, активного ила и воздуха в зоне аэрации, окисление загрязнений во взвешенном слое активного ила и возврат части активного ила из взвешенного слоя в зону аэрации. Взвешенный слой постоянно перемешивается и снабжается иловой смесью, насыщенной растворенным кислородом.

Очищаемая вода фильтруется через взвешенный слой активного ила, что обеспечивает высокое извлечение загрязнений.

Способ биохимической очистки часто применяют для доочистки промышленных сточных вод после обработки их физико-химическими методами, при помощи которых из вод удаляются не поддающиеся биологическому разрушению токсичные вещества и снижается концентрация загрязнений.

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.

6.3.3. Пылеподавление и пылеулавливание

На фабриках источниками выделения пыли являются дробильно-сортировочное и транспортное оборудование. Сушильные и обжиговые установки выбрасывают в атмосферу отработанные дымовые газы с содержанием продуктов сгорания топлива. Наряду с вредными веществами с отходящими газами выбрасываются и ценные вещества, которые могут быть утилизированы. Например, в продуктах сгорания сернистых мазутов имеется значительное содержание ванадия и никеля.

Простейшее санитарно-гигиеническое обеспыливание в производственных помещениях осуществляется орошением транспортируемого сухого материала распыленными брызгами воды и устройством герметичных укрытий. Пылеобразование сводится к минимуму доведением влажности рудных материалов до 3–4 %. Герметичные укрытия с пылеотсасывающей вентиляцией (аспирацией), работающей при разрежении, исключают проникновение пыли в помещение.

Аспирационные системы оборудуют пылеулавливающими аппаратами.

Пылеосадительные камеры основаны на принципе осаждения пыли под действием сил тяжести и предназначены для выделения из потоков запыленных газов крупной пыли (частиц крупнее 100 мкм).

Пылеосадительная камера представляет собой вытянутый в длину параллелепипед с воронками, разделенный наклонными щитами на ряд продольных каналов, по которым направляется запыленный воздух (рис. 93). Осаждение пыли происходит вследствие резкого снижения скорости входящего в камеру воздушного потока. Осевшая пыль опускается в воронки, откуда выгружается винтовым конвейером. Степень улавливания пыли в пылеуловительных камерах составляет 40–70 %.

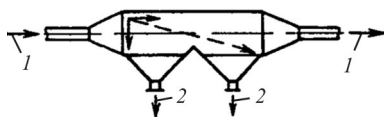


Рис. 93. Конструкция пылеосадительной камеры: 1 – воздушная струя; 2 – осевшая пыль

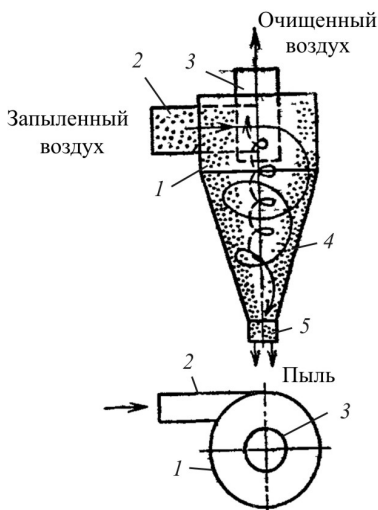


Рис. 94. Принцип действия циклона:
1 – цилиндр; 2 – входной патрубок;
3 – выходной патрубок; 4 – конус;
5 – разгрузочное устройство

Наибольшее распространение получили инерционные циклоны. Циклоны относятся к пылеуловителям инерционного типа и предназначены для улавливания пыли крупностью более 10 мкм. Принцип действия циклонов (рис. 94) состоит в следующем. Пылегазовая смесь подается в циклон по тангенциальному патрубку по касательной к внутренней поверхности цилиндрической части корпуса со скоростью до 25 м/с и вместе с пылью движется внутри циклона по винтовой линии сверху вниз. Частицы пыли под действием центробежных сил прижимаются к внутренним стенкам

и далее под воздействием газового потока и силы тяжести движутся по спирали сверху вниз, где разгружаются через специальный насадок в конической части циклона. Очищенный от пыли воздух удаля-

ется через осевой патрубок в верхней части циклона. Эффективность очистки воздуха в циклонах составляет 60–80 %.

Батарейные циклоны (рис. 95), состоящие из отдельных небольшого размера циклонов, которые работают параллельно, применяются для выделения пыли крупностью до 5 мкм.

В горнорудной промышленности широко применяется мокрая очистка воздуха от пыли, осуществляемая различными способами: в инерционных, комбинированных, пенно-барботажных и скоростных пылеуловителях.

В инерционном циклоне частицы пыли, центробежной силой выбитые из воздушного потока, улавливаются на смоченной стенке аппарата и в пленке воды стекают в сборник шлама. Обеспыленный воздух отводится из верхней части циклона.

В комбинированном инерционном циклоне (центробежном скруббере) запыленный воздух, засасываемый вентилятором, проходит через водяную завесу, где смоченная и перемешанная пыль превращается в шлам. Обеспыленный воздух выбрасывается через выхлопной патрубок в атмосферу.

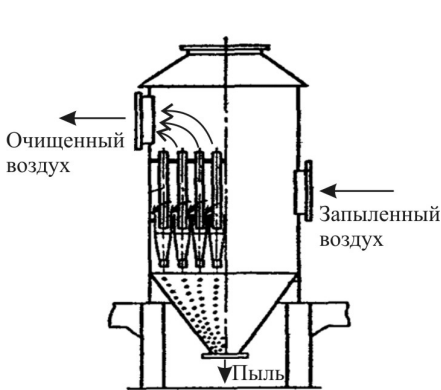


Рис. 95. Принцип действия батарейных циклонов

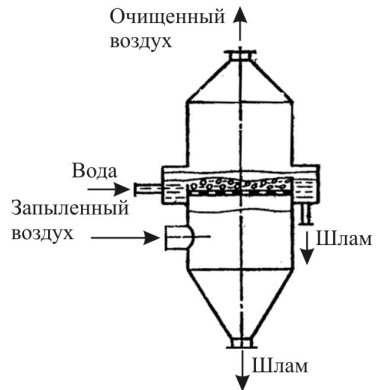


Рис. 96. Принцип действия пенного пылеуловителя с переливной решеткой

В пенно-барботажных пылеуловителях запыленный газовый поток пропускается через слой жидкости (рис. 96).

Тканевые фильтры задерживают пыль на поверхности фильтрующей ткани, через которую пропускают запыленный воздух. В рукавных фильтрах пыль удаляется периодическим встряхиванием рукавов и продувкой ткани в обратном направлении. Очищенный воздух выбрасывается через выходной коллектор.

Рукавные фильтры (рис. 97) предназначены для улавливания тонкой пыли (менее 10 мкм). Эффективность пылеулавливания до 99 %. Чаще всего их применяют для окончательной очистки воздуха после циклонов и батарейных циклонов. Рукавные фильтры являются аппаратами периодического действия. Конструктивно рукавный фильтр представляет камеру, разделенную поперечными перегородками на ряд секций. Пылевоздушная смесь через нижнюю камеру (пылевой бункер) засасывается внутрь рукавов, фильтруется через ткань, очищается от пыли, которая задерживается на внутренней поверхности

рукавов, и затем выбрасывается вентилятором в атмосферу. По мере накопления внутри рукавов слоя пыли сопротивление ткани прохождению воздуха увеличивается, производительность по воздуху снижается. Поэтому автоматически через каждые 5–10 мин одна из секций фильтра перекрывается и в течение 0,5–1 мин рукава встряхиваются. Одновременно в данную секцию подается сжатый воздух для лучшей очистки ткани от пыли. При встряхивании пыль из рукавов осыпается в пылевой бункер, откуда непрерывно удаляется шнеком. После очистки рукавов от пыли секция снова включается в работу.

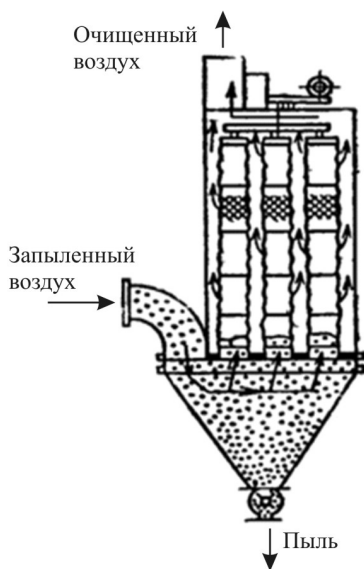


Рис. 97. Принцип действия рукавного фильтра

Электрофилтры предназначены для улавливания тонкой пыли крупностью до 0,1 мкм из воздуха и газов различного химического состава, различной влажности и температуры. Электрофилтры характеризуются большой производительностью, малым потреблением электроэнергии и эффективностью улавливания пыли (до 99 %). Электрофилтры рекомендуется применять при необходимости тщательной очистки большого количества газов или воздуха, содержащих тонкодисперсную ценную или токсичную пыль, а также для очистки воздуха вентиляционных установок. Коронирующие и осадительные электроды монтируются в герметичной камере, через которую в промежутках между коронирующими и осадительными электродами снизу вверх проходит очищаемая пылегазовая смесь. Под влиянием коронных разрядов частички пыли заряжаются отрицательно и осаждаются на осадительных электродах. Периодически пыль с осадительных электродов стряхивается в пылевой бункер, а очищенный газ выбрасывается в атмосферу.

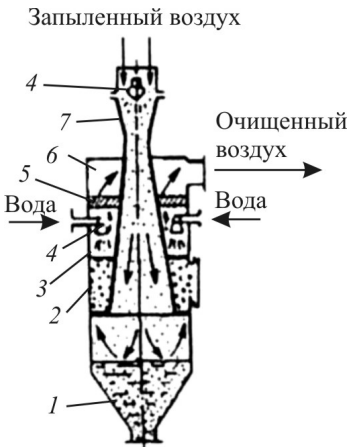


Рис. 98. Принципиальная схема пылеуловителя с трубой Вентури

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 шламмовый бункер 1, из которого разгружаются специальным устройством.

Аппараты для улавливания пыли используются при сушке, 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.

6.3.4. Складирование отходов

Хвостохранилище представляет собой гидротехническое сооружение в виде большой открытой чаши. Здесь под действием силы тяжести твердые частицы оседают – происходит укладка хвостов. Жидкая фаза хвостовой пульпы – слив непрерывно вытекает из хвостохранилища и используется в качестве оборотной воды, а когда это невозможно, частично сбрасывается на рельеф с соблюдением санитарно-гигиенических требований.



Рис. 99. Внешний вид отвала на одном из рудников Верхнекамского месторождения калийных солей

Твердые отходы обогащения, как правило, складироваются в отвалах (рис. 99).

Экологические требования к горному, обогатительному и металлургическому переделам при добыче и переработке полезных ископаемых – резкое сокращение отходов производства и рекульти-

вация занятой ими поверхности, предотвращение загрязнения атмосферы и вод вредными промышленными выбросами.

Сокращение отходов производства. Решение этой задачи – комплексное их использование, создание безотходной технологии. В настоящее время резко возросли объемы вовлекаемых в переработку вскрышных пород, лежалых и отвальных хвостов, шлаков металлургических заводов, пиритных огарков, легкой фракции, выделяемой при обогащении в тяжелых средах, а также отвалов забалансовых и труднообогатимых руд. Отходы обогащения используют для закладки выработанных пространств на рудниках. С проблемой безотходной технологии непосредственно связан вопрос упорядоченного складирования и хранения (в общей массе или пофракционно) хвостов обогатительных фабрик с целью их наиболее рационального и экономического использования (если не в настоящее время, то в дальнейшем). Поэтому в процессе технологических исследований и проектирования горно-обогатительных предприятий хвосты рассматривают как потенциальный товарный продукт с вытекающими отсюда последствиями (заблаговременная, пофракционная классификация, упорядоченное хранение, исследования технологии доработки и области потребления, поиск потребителя).

Рекультивация земель в зоне разработки месторождения и складирование отходов производства. Хвостовые отвалы, содержащие практически 100 % частиц размером –1 мм, являются эрозивно опасными материалами, для закрепления которых от ветровой и водной эрозии используют биологический и физико-химический методы стабилизации.

Физико-химическая стабилизация выполняется с помощью образования на пылящей поверхности хвостохранилищ покрытия из вяжущих веществ (минеральных, органических и вяжущих синтетических высокомолекулярных соединений). Из них хорошо зарекомендовали себя вяжущие составы на основе органических соединений, представленных продуктами переработки нефти, сланцев, отходами целлюлозно-бумажной промышленности (водные эмульсии битума, сланцевое масло, сульфитно-спиртовая барда и т.д.). Биоло-

гическая стабилизация действующих и отработанных хвостохранилищ и отвалов предусматривает создание на эродируемой поверхности покрова из многолетних трав, посадку лесных полос, полосное размещение культивируемых растений после нанесения на нее слоя почвы (10–20 см).

Для предотвращения фильтрации вод из хвостохранилищ, куда поступают обычно и рудничные воды, применяют новые способы и конструкции противофильтрационных устройств с использованием водоупорных свойств намывного материала, а также разрабатывают эффективные типы и конструкции дренажных устройств, включая разработку обратных фильтров для складироваемых тонкодисперсных материалов с учетом их химического состава. Интенсификация осаждения взвешенной фазы в сгустителях и хвостохранилище достигается за счет применения флокулянтов (например, полиакриламида и др.) и коагулянтов (извести, железного купороса и др.).

6.4. Основные технико-экономические показатели работы обогатительных фабрик

Работа обогатительной фабрики оценивается в первую очередь технологическими показателями, характеризующими эффективность обогащения, т.е. извлечением ценных компонентов в одноименные товарные концентраты и качеством последних. Такие технико-экономические показатели, как стоимость товарной продукции в оптовых ценах, прибыль предприятия, производительность на одного трудящегося, удельные расходы электроэнергии и материалов на 1 т руды (угля) или концентрата, дополнительно характеризуют технологический и организационно-технический уровень работы обогатительной фабрики.

Основным показателем, определяющим экономическую деятельность коллектива обогатительной фабрики, является себестоимость переработки 1 т исходной руды (угля) или себестоимость 1 т товарного концентрата, отвечающего требованиям ГОСТа.

Расчет общефабричной себестоимости выполняется на основании расходов на обогащение по отдельным статьям затрат, вклю-

чающим исходное сырье и основные материалы (в том числе транспортные расходы), вспомогательные материалы на технологические цели, топливо и энергию на технологические цели (в том числе воду на технологические цели), основную и дополнительную зарплату, отчисления на социальное страхование, содержание и эксплуатацию зданий, оборудования, цеховые, общефабричные и прочие расходы.

Экономическое значение повышения эффективности 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 обога-

щения за счет применения более эффективных, но связанных со значительным разубоживанием руд систем отработки месторождения.

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-обобщенный 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.

7. ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ТЕХНИКИ И ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

К основным направлениям развития технологии обогащения полезных ископаемых относятся:

1) расширение области применения методов предварительной концентрации руд с использованием процессов обогащения в тяжелых средах, отсадки и радиометрических методов обогащения (рентгенорадиометрической, рентгенолюминесцентной, радиорезонансной, гамма-абсорбционной, фотометрической сортировки и др.) с учетом совершенствования схем рудоподготовки, обеспечивающих наиболее экономически выгодное соотношение крупности продуктов дробления и измельчения;

2) применение в процессе обогащения новых, более эффективных режимов обогащения и способов интенсификации технологических процессов, а также стадийных схем обогащения;

3) разработка и широкое распространение комбинированных схем, включающих или различные методы обогащения, или сочетание методов обогащения с методами пиро- и гидрометаллургии (особенно с операциями экстракционного и сорбционного извлечения металлов из руд и растворов, а также биологического выщелачивания металлов);

4) разработка и внедрение нового, более производительного оборудования, модернизация и повышение работоспособности действующего оборудования с целью подготовки его к автоматическому управлению;

5) дальнейшая автоматизация обогатительных фабрик за счет внедрения разработанных систем автоматизации на базе автоматического контроля ионного состава пульпы, вещественного состава руды и продуктов обогащения, широкого применения для управления процессами электронно-вычислительной техники.

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

В большинстве случаев не удается достигнуть полного раскрытия всех сростков, представленных обычно сростками 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. Поэтому каждая руда, например, имеет свою экономически выгодную степень измельчения. Чем выше содержание полезных минералов в руде, больше производственная мощность фабрики и крупнее вкрапленность извлекаемых минералов, тем желательнее более полное раскрытие сростков.

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

Для повышения эффективности раскрытия сростков можно использовать нетрадиционные способы измельчения, например, термическую декрипитацию, измельчение мощным электрическим импульсом, обеспечивающим раскрытие сростков по плоскостям срастания минералов. Недостаток таких методов заключается в сложности и дороговизне оборудования.

Эффективность работы дробильного оборудования повышается посредством увеличения частоты качаний дробящего конуса, созда-

ния распределителей питания дробилок мелкого дробления, совершенствования профиля дробящей камеры, механизации ремонта и обслуживания дробилок, автоматического управления их работой. Процесс дробления в дробящей камере многих конусных дробилок происходит неэффективно. Объясняется это несогласованностью размеров приемных отверстий, объемов зон дробления рабочей полости дробилок, крупности и массы продукта, поступающего в зону на дробление. На практике это приводит к неравномерной загрузке дробилок по стадиям, местному износу футеровок конусов и значительному отходу (50–70 %) их в металлический лом. Профилирование рабочей камеры дробилок в зависимости от крупности исходного и дробленого продуктов, требуемой переработки, с учетом рациональной загрузки дробилок по стадиям, и равномерное питание исходным продуктом дробящего пространства дробилок обеспечивают повышение производительности каскада дробилок на 15–20 % с одновременным снижением крупности готового продукта на 20 %, расхода брони на 30 % и электроэнергии на 20 %.

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

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

Флотационные методы обогащения. С применением флотации в настоящее время перерабатывают многие типы руд, в том числе более 90 % руд цветных металлов. Совершенствование технологии

флотационного обогащения осуществляется за счет внедрения новых технологических схем, реагентов, реагентных режимов и флотационных машин, применения различных видов энергетических воздействий в операциях пульпоподготовки и флотации, осуществления автоматического контроля и регулирования процессов коллективной и селективной флотации, а также кондиционирования оборотных вод и пульпоподготовки.

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

К достоинствам схем с предварительной коллективной флотацией относятся снижение эксплуатационных и капитальных затрат, повышение комплексности использования сырья и качества концентратов, возможность использования оборотных вод без предварительного кондиционирования, более благоприятные условия для автоматизации технологического процесса. Недостатки схем связаны с трудностями разделения коллективных концентратов.

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

численных способов – регулирование электронных переходов, состава продуктов и скорости взаимодействия реагентов на минеральной поверхности и в объеме пульпы.

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

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

Целесообразность и необходимость комплексного использования полезных ископаемых обусловлены совокупностью факторов: геохимических, вследствие комплексного характера руд; технологических, в связи с наличием технологии, позволяющей разделить их на основные составляющие минеральные компоненты; экономических, в связи с возможностью получения дополнительной прибыли и повышения других технико-экономических показателей (экономии капитальных затрат, трудовых ресурсов, высвобождения техники, сокращения земельного отвода и др.); экологических, поскольку безотходная технология добычи и переработки руд (при замкнутом водообороте) позволяет свести к минимуму влияние горного производства на окружающую среду.

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

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

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

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

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

5. *Попутное получение неметаллорудных и других концентратов.* Руды являются источником получения не только цветных, редких, благородных металлов, но и сырья для многих других отраслей промышленности. Обоганительные фабрики попутно, например, с концентратами цветных металлов получают концентраты: пиритные – для производства серной кислоты; баритовые – для хими-

ческой и нефтехимической промышленности; флюоритовые, полевошпатовые, тальковые, кварцевые, силлиманитовые – для литейного производства и производства строительных материалов; магнетитовые – для черной металлургии; серицитовые – для алюминиевой промышленности и др. Кроме того, хвосты фабрик – хороший материал для закладки выработанного пространства и производства микродоберений.

Резкое возрастание роли процессов обогащения в горнодобывающей и горно-перерабатывающей отраслях промышленности и необходимость дальнейшего развития техники и технологии комплексной переработки и обогащения полезных ископаемых обусловлены:

- возрастающим объемом потребления продуктов переработки минерального сырья при снижении в нем содержания ценных компонентов и ограниченности запасов месторождений;

- необходимостью повышения эффективности добывающей промышленности и рациональности природопользования. В настоящее время из добытой горной массы используется не более 30–40 %, поэтому во всем мире катастрофически растет количество отходов. Отечественные горные предприятия ежегодно складировуют на поверхности земли около 5 млрд т вскрышных и отвальных пород. Их масса в последнее время возрастает, поскольку разубоживание добываемых руд и углей повышается в связи с усложнением горно-геологических условий разработки месторождений и увеличением единичной мощности горных машин;

- необходимостью радикального решения экологических проблем горного производства. Потребление и загрязнение воды в горнодобывающих отраслях составляют десятки кубических километров в год. Они являются самым крупным источником твердых, жидких и газопылевых отходов (70–80 % объема всех видов). С ухудшением качества сырья доля отходов растет, соответственно растут затраты на их складирование, хранение, рекультивацию занятых земель, охрану окружающей среды от их вредного воздействия.

Обеспечение полноты извлечения полезных ископаемых при их переработке может быть достигнуто:

1) разработкой и внедрением технологических схем и методов обогащения и переработки сырья, обеспечивающих комплексное извлечение полезных компонентов;

2) использованием методов предварительного обогащения (сортировка);

3) внедрением методов кучного выщелачивания металлов из забалансовых руд;

4) переработкой отвалов карьеров и шахт, отходов обогатительных фабрик, доизвлечение полезных компонентов;

5) очисткой шахтных и сточных вод и извлечение из них полезных компонентов;

6) созданием комплексных производств, основанных на замкнутых циклах с организацией безотходного производства;

7) разработкой мер экономического стимулирования более полного и комплексного использования добытых полезных ископаемых.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Егоров П.В. Основы горного дела. – М.: Изд-во МГГУ, 2003 (2006).
2. Городниченко В.И., Дмитриев А.П. Основы горного дела. – М.: Изд-во МГГУ, 2008. – 464 с.
3. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых: учеб. для вузов: в 2 т. – Т. 1. – М.: Изд-во МГГУ, 2006. – 417 с.
4. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: учеб. для вузов: в 2 т. – Т. 1. – М.: Изд-во МГГУ, 2008. – 472 с.
5. Абрамов А.А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых: учеб. для вузов: в 2 т. – Т. 2. – М.: Изд-во МГГУ, 2008. – 510 с.
6. Фридман С.Э. Щербаков О.К. Обогащение полезных ископаемых. – М.: Недра, 1985. – 206 с.
7. Вишняк Б.А., Поздеев А.А., Турко М.Р. Технология обогащения и автоматизации процессов калийных флотационных фабрик: моногр. – Пермь: Изд-во Перм. нац. исслед. политехн. ун-та, 2011. – 240 с.
8. Спичак Ю.Н., Ткачев В.А., Кипко А.Э. Охрана окружающей среды и рациональное использование месторождений полезных ископаемых. – М.: Недра, 1993. – 170 с.
9. Андрейко С.С. Современные проблемы науки и производства в области горного дела: учеб. пособие. – Пермь: Изд-во Перм. гос. техн. ун-та, 2010. – 338 с.

Учебное издание

ЧЕЛПАНОВА Елена Владимировна,
МОРОЗОВ Иван Александрович

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Учебное пособие

Редактор и корректор *Н.В. Бабинова*

Подписано в печать 12.08.2019. Формат 60×90/16.
Усл. печ. л. 17,0. Тираж 33 экз. Заказ № 131/2019.

Издательство
Пермского национального исследовательского
политехнического университета.
Адрес: 614990, г. Пермь, Комсомольский пр., 29, к. 113.
Тел. (342) 219-80-33.