

Н.Г.БЕДРАНЬ
Л.М.СКОРОБОГАТОВА

ПЕРЕРАБОТКА И КАЧЕСТВО ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

*Допущено
Министерством высшего и среднего
специального образования СССР
в качестве учебника для студентов
горных специальностей вузов*



МОСКВА "НЕДРА" 1986

Бедрань Н. Г., Скоробогатова Л. М. Переработка и качество полезных ископаемых. Учебник для вузов. — М.: Недра, 1986, 272 с.

Приведены основные сведения о методах и процессах переработки и обогащения полезных ископаемых: гравитационных, флотационных, магнитных, электрических, специальных. Рассмотрена технология переработки руд черных и цветных металлов, горно-химического сырья, углей и строительных материалов. Описаны типовые горно-обогатительные предприятия, показаны возможности комплексного и рационального использования полезных ископаемых на основе применения безотходной технологии их переработки. Большое внимание уделено проблемам охраны природы и защиты окружающей среды.

Для студентов вузов, обучающихся по горным специальностям.

Табл. 28, ил. 103, список лит. — 17 назв.

Рецензенты: кафедра ОПИ Ленинградского горного института, *В. З. Козин*, проф., д-р техн. наук (Свердловский горный институт).

УЧЕБНИК

Николай Гаврилович Бедрань
Людмила Михайловна Скоробогатова

ПЕРЕРАБОТКА И КАЧЕСТВО ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Редактор издательства *Л. М. Неваева*
Художественный редактор *О. Н. Зайцева*
Технические редакторы *А. В. Трофимов, С. В. Торопцева*
Корректор *Т. С. Суворова*

ИБ 5944

Сдано в набор 05.05.86. Подписано в печать 25.07.86. Т-13478. Формат 60×90¹/₁₆.
Бумага тип. № 2. Гарнитура Литературная. Печать высокая.
Усл. печ. л. 17,0. Усл. кр.-отг. 17,0. Уч.-изд. л. 18,92. Тираж 4000 экз.
Заказ 294/188-11. Цена 1 р. 10 к.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра»,
103633, Москва, Третьяковский проезд, 1/19.

Московская типография № 11 Союзполиграфпрома
при Государственном комитете СССР по делам издательства,
полиграфии и книжной торговли. 113105, Москва, Нагатинская ул., д. 1.

В Основных направлениях экономического и социального развития СССР на 1986—1990 годы и на период до 2000 года намечена грандиозная программа дальнейшего развития народного хозяйства нашей страны и в том числе горнодобывающей промышленности.

Предполагается расширить сырьевую базу действующих горнодобывающих предприятий, уделить особое внимание поискам и разведке месторождений высококачественных руд для черной и цветной металлургии, сырья для производства минеральных удобрений и строительных материалов.

Намечено опережающими темпами развивать рудную базу, алюминиевую, вольфрамо-молибденовую, золото- и алмазодобывающую, редкометалльную и оловянную промышленность, а также расширить масштабы переработки окисленных железных руд.

Огромные масштабы добычи и переработки руд черных и цветных металлов, углей и другого минерального сырья вызывают острую необходимость разработки и создания новых процессов безотходной технологии, при которой все составные части полезного ископаемого разделяются на конечные товарные продукты, используемые в народном хозяйстве. Решение задач комплексного использования минеральных ресурсов, полной утилизации продуктов переработки (в том числе продуктов обогащения полезных ископаемых) тесно связано с охраной окружающей среды.

В Советском Союзе принят ряд законодательных актов, направленных на решение экологических проблем защиты окружающей среды и развития рациональных методов переработки полезных ископаемых.

В Основном Законе нашей страны, Конституции СССР (статья 18), записано: «В интересах настоящего и будущих поколений в СССР принимаются необходимые меры для охраны и научно обоснованного, рационального использования земли и ее недр, водных ресурсов, растительного и животного мира, для сохранения в чистоте воздуха и воды, обеспечения воспроизводства природных богатств и улучшения окружающей человека среды».

Добываемая из недр земли горная масса представляет собой смесь кусков отдельных минералов, минеральных комплексов, сростков самых разнообразных размеров, формы зерен и с различными физическими, физико-химическими и химическими свойствами. Добытые полезные ископаемые подвергаются ряду последовательных процессов переработки (механических, термических или химических) для получения конечных продуктов: металла, кокса, химических удобрений и др.

Совокупность процессов первичной (механической) обработки минерального сырья, имеющих целью отделение всех полезных

минералов (концентрата) от пустой породы, называется *обогащением полезных ископаемых*. Цель этих процессов — механическое или химическое разделение смесей минералов на основе их различий в физических, физико-химических и химических свойствах на ряд продуктов с повышенным (концентраты), низким (промпродукты) или незначительным (хвосты, отходы) содержанием ценных компонентов. В отходах, как правило, повышается (по сравнению с исходной рудой) содержание неизвлекаемых минералов. Однако этот продукт обогащения можно называть отходами только применительно к данной технологии обогащения. При соответствующем развитии техники и технологии обогащения отходы могут использоваться как исходное сырье для дальнейшей переработки или как конечный продукт определенного назначения. Современные тенденции развития обогащения направлены на комплексное использование всех компонентов полезных ископаемых и создание безотходной технологии переработки.

Целесообразность использования продуктов обогащения с повышенным содержанием ценного компонента (концентратов) определяется технико-экономической эффективностью последующих процессов металлургической или химической технологии их переработки.

Так, например, при обогащении железорудного сырья и применении в доменной плавке концентратов с повышенным содержанием железа значительно повышается технико-экономическая эффективность металлургического передела. Подсчитано, что повышение содержания железа в железорудном концентрате с 60 до 65% повышает производительность доменной печи на 24—25% и снижает расход кокса на 80 кг, флюса на 75 кг на 1 т чугуна.

Кроме повышения содержания ценных компонентов в концентрате, целью переработки полезных ископаемых может быть удаление вредных примесей. Такими вредными примесями являются, например, сера в угле, фосфор в марганцевой руде, мышьяк в бурожелезняковой руде и др. Попадающие в чугун и затем в сталь сера, мышьяк, фосфор ухудшают механические свойства металла.

Удаление вредных примесей с точки зрения технико-экономической эффективности обогащения зачастую является не менее важным, чем повышение содержания ценного компонента в концентрате. Подсчитано, что снижение содержания серы в коксе на 1% снижает его расход при доменной плавке на 17% и увеличивает производительность доменной печи на 15%.

При переработке нерудных полезных ископаемых, например строительного камня, основной целью является получение материалов различной крупности, используемых в качестве заполнителей для производства бетонов и строительных конструкций. В данном случае экономическая эффективность процессов подготовки строительных материалов обуславливается снижением расхода цемента на производство бетонов, облегчением строительных конструкций, повышением их прочностных, теплоизоляционных и других свойств.

Применяемые в процессах переработки полезных ископаемых методы обогащения подразделяются на механические, основанные на физическом разделении смеси свободных минеральных зерен, и химические, основанные на химическом извлечении отдельных элементов путем избирательного растворения минералов в жидкой среде.

Механические методы обогащения различают по основным физическим и физико-химическим свойствам минералов, используемым для их разделения: плотности, магнитной восприимчивости, электропроводности, смачиваемости (естественной или созданной искусственно), радиоактивности, оптическим свойствам и др. Эти свойства минералов обуславливают наличие в гравитационных и электромагнитных полях разделяющих сил определенной величины и направления, которые изменяют траектории и скорости перемещения отдельных частиц и позволяют получать из полиминеральных смесей продукты разделения с близкими или одинаковыми свойствами (мономинеральные фракции).

Несмотря на удивительно разнообразие сил взаимодействия (и разделяющих сил), все они сводятся в конечном итоге к взаимодействию элементарных частиц. По современным представлениям, в природе имеются силы взаимодействия четырех типов: гравитационные, электромагнитные, ядерные и слабые. При механическом обогащении используются силы гравитационного и электромагнитного взаимодействия.

Химические методы обогащения не нашли пока широкого распространения. Они основаны на избирательном выщелачивании или разложении минералов в растворах различных реагентов. К таким процессам относится растворение оксидов или сульфидов в растворах кислот и щелочей с получением растворимых сульфатов, хлоридов, нитратов и других солей.

Механизм процессов растворения и выщелачивания определяется структурой и составом растворяемого минерала, характером химических связей в его кристаллической решетке, а также целым комплексом физико-химических свойств растворителя.

К химическим методам обогащения относится также биохимическое (микробиологическое) выщелачивание руд и концентратов. Многие процессы окисления, способствующие растворению или осаждению рудного компонента, в присутствии бактерий протекают в десятки и сотни раз быстрее, чем в обычных условиях.

Наиболее распространенными методами обогащения являются гравитационные, флотационные, магнитные, электрические. Остальные находят ограниченное применение из-за сложности технологии, дороговизны (например, химические), но являются перспективными.

Например, такие процессы, как магнитогидродинамическое обогащение, селективная флокуляция и др., в связи с непрерывным ухудшением качества добываемого сырья и по мере развития смежных областей техники и химической технологии, по-видимому, найдут широкое применение в будущем.

Переработка полезных ископаемых на современных горно-обогатительных комбинатах представляет собой сложный многоступенчатый процесс, включающий добычу исходной руды, ее транспортирование, дробление, измельчение, обогащение, обезвреживание продуктов обогащения, окучивание получаемых концентратов и складирование хвостов (отходов) производства. Обогатительные фабрики в зависимости от мощности, сложности технологических схем располагаются в одном или нескольких зданиях, объединенных транспортными коммуникациями: конвейерами, трубопроводами и др.

Качественно-количественные показатели работы отдельных фабрик, перерабатывающих исходное сырье примерно одинакового состава, могут значительно отличаться в зависимости от принятой технологии переработки, аппаратного оформления технологических операций, степени автоматизации процессов, организации и культуры производства. Качество товарной продукции обогатительных фабрик по содержанию ценного компонента (элемента, металла или минерала), вредных примесей, в отдельных случаях по крупности регламентируется соответствующими ГОСТами и техническими условиями министерств и ведомств.

ОПРОБОВАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ПРИ ИХ ЭКСПЛУАТАЦИИ И КОНТРОЛЬ КАЧЕСТВА ПРОДУКТОВ ПЕРЕРАБОТКИ

§ 1. ОСНОВНЫЕ ПОНЯТИЯ

Опробование полезных ископаемых — процесс отбора и обработки некоторой выделенной части исходного продукта (массива, горной массы или др.) для определения его физических, химических или технологических свойств.

Опробование является одной из важнейших операций при поиске, разведке, добыче и переработке полезных ископаемых. В практике геологоразведочной службы оно проводится в основном для определения средних содержаний ценных компонентов и мощностей рудных тел для подсчета запасов полезных ископаемых, установления контура рудного тела, определения корреляционных зависимостей между содержаниями полезных компонентов и пустой породы в руде. При этом могут устанавливаться закономерности пространственного размещения естественных типов руд, требующих различных технологических процессов и схем переработки.

При эксплуатации месторождений полезных ископаемых данные опробований служат для составления планов и программ добычи руды, оперативного руководства очистными работами при валовой и раздельной выемке разных типов руд, определения потерь и разубоживания руд, взаимных расчетов между горнодобывающим предприятием и потребителем руды (по данным товарного опробования).

На предприятиях, перерабатывающих полезные ископаемые, целью опробования являются технологическая оценка исходного сырья при испытании руд на обогатимость, получение исходных данных для контроля и поддержания заданного технологического режима различных процессов обогащения, составление технологических и товарных балансов металлов (продуктов обогащения), определение качественных и количественных показателей для расчетов с поставщиками и потребителями товарной продукции, разработка ГОСТов и технических условий на товарную продукцию, анализ и совершенствование технологического процесса обогащения в целом.

Пробой называется некоторая часть (порция) полезного ископаемого, взятая по определенным правилам из общей его массы. В пробе должны с определенной погрешностью сохраниться опре-

деляемые свойства опробуемого материала. В зависимости от целевого назначения пробы классифицируют следующим образом:

минералогические — предназначены для определения структурных и текстурных особенностей и состава полезных ископаемых, а также характера ассоциации минеральных компонентов и их взаимного прорастания, крупности кристаллизации или вкрапления. Благодаря большой наглядности и скорости минералогический анализ, выполняемый под микроскопом на шлифах или мелкозернистом материале, широко используется как для исследования сырья на обогатимость, так и для оперативного контроля технологических процессов обогащения;

химические — служат для установления химического состава полезного ископаемого или продуктов переработки. Обычно при этом определяют содержание (по массе) металлов и других элементов. По данным химического анализа определяются ценность исходного полезного ископаемого, качество получаемых продуктов обогащения, содержание вредных примесей в концентрате, взаимозасорение концентратов, потери ценного компонента с отходами; ведутся соответствующие расчеты между поставщиками и потребителями;

технологические — отбираются на месторождении для исследования минерального сырья на обогатимость, обоснования рациональной технологии его переработки и расчета ожидаемых качественно-количественных показателей обогащения.

В технологических процессах добычи, переработки и обогащения полезных ископаемых кроме указанных проб отбирают и обрабатывают целый ряд других проб более узкого назначения: для ситового и седиментационного анализов, характеризующих крупность сыпучей массы материала; для определения влажности исходной руды и продуктов ее переработки; для определения содержания твердого в пульпе; пробы для контроля технической, оборотной и сточных вод; для определения запыленности воздуха и др.

§ 2. ПРЕДСТАВИТЕЛЬНОСТЬ И НАДЕЖНОСТЬ ОТБИРАЕМЫХ ПРОБ

Обязательным условием достоверного опробования полезных ископаемых при их добыче и переработке является обеспечение надежной представительности первичных объединенных проб. Под представительностью пробы понимают степень соответствия содержания α_1 какого-либо компонента в пробе содержанию α_0 этого же компонента в опробуемой массе материала (в рудном забое, отвале, железнодорожном вагоне, движущемся потоке на конвейерной ленте и др.).

Первичная (общая) объединенная проба исходного материала — проба, составленная из точечных проб (порций), отобранных по определенной схеме в течение определенного времени. Чем

больше число индивидуальных проб, тем выше достоверность объединенной пробы.

Необходимой точности опробования можно достичь увеличением массы объединенной пробы, однако надо всегда учитывать, что отбор, доставка и подготовка больших проб связаны со значительными трудовыми затратами. Поэтому для обеспечения достоверности опробования принципиальным является определение минимальной массы пробы $q_{\min}$ и необходимого числа точечных проб (порций), а также минимально допустимой массы точечной пробы (одной порции).

Отбор минимальной надежной массы пробы в рудных забоях обуславливается следующими факторами: сложением или текстурой руды, крупностью зерен рудного минерала, содержанием рудного минерала в пробе, различием в плотности рудных и нерудных минералов, средним содержанием металла в руде, а также отношением содержания металла в рудном минерале к среднему содержанию металла в руде.

В соответствии с действующими ГОСТами (ГОСТ 14180—80 для руд и концентратов цветных металлов; ГОСТ 15054—80 для железных руд, железорудных концентратов, агломератов и окатышей; ГОСТ 10742—71 для угольных товарных продуктов) минимальная масса пробы определяется по формуле

$$q_{\min} = kd^2,$$

где $q_{\min}$ — минимальная масса пробы, кг; k — коэффициент, зависящий от равномерности распределения определяемого компонента в общей массе опробуемого материала (степени однородности); d — максимальный размер куска руды, мм.

Значения коэффициента k для каждого полезного ископаемого определяются экспериментально. При опробовании руд и концентратов цветных металлов k принимают для весьма однородных продуктов равным 0,06, однородных — 0,1, среднеоднородных — 0,16 и неоднородных — 0,2.

При опробовании каменных углей и марганцевых руд принимают k равным соответственно 0,05 и 0,1.

Определение необходимого числа точечных проб производится по формуле

$$n = t\sigma^2/m^2, \quad (1)$$

где t — коэффициент надежности опробования, соответствующий уровню доверительной вероятности P (обычно $P=0,95$, а $t=2$); σ — среднее квадратическое отклонение, определяемое экспериментально для опробуемого продукта по действующему ГОСТу; m — вероятная погрешность общей пробы (предельная погрешность среднего арифметического содержания полезного компонента в пробе).

Масса точечных проб регламентируется соответствующими ГОСТами на опробование. Так, например, при ручном отборе для

марганцевых товарных руд масса точечных проб принимается равной 0,3—1 кг в зависимости от крупности руды, для руд цветных металлов — 0,5—2 кг. Для железных руд при крупности кусков менее 20 мм масса точечной пробы составляет 0,5 кг, а при крупности менее 100 мм — 0,75—1 кг.

Разделка и подготовка первичных проб заключаются в переводе полезного ископаемого в состояние, удобное для намеченного вида исследования или химического анализа.

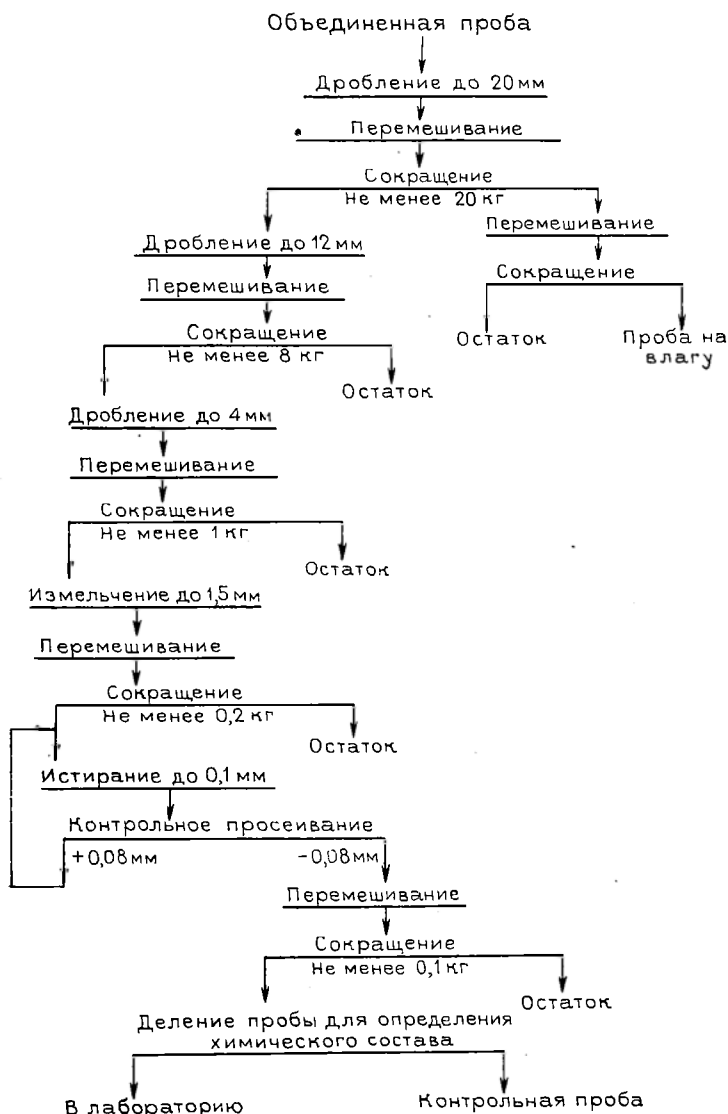


Рис. 1. Схема подготовки проб железной руды

На рис. 1 показана схема подготовки проб железной руды. Дробление и измельчение проб производится с помощью лабораторных дробилок и истирателей. Контрольное просеивание измельченных проб осуществляется на грохотах различных конструкций или механических встряхивателях.

Перед каждой операцией сокращения пробы в обязательном порядке производится ее перемешивание. В зависимости от крупности зерен и массы пробы применяются различные способы ручного или механического перемешивания. Сокращение проб производится методом квартования, при помощи лотковых сократителей и проборазделочных машин.

§ 3. ОПРОБОВАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ, ВСКРЫТЫХ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫМИ ВЫРАБОТКАМИ

Отбор проб в забоях подземных горных выработок осуществляется различными способами, выбор которых обуславливается наибольшей представительностью пробы при минимальных затратах.

Точечный (луночный) способ применяют при достаточной поверхности обнажения рудного пласта. Поверхность выработки условно покрывается сеткой, в узлах которой отбираются порции.

Сетка может быть ромбической, квадратной или прямоугольной (рис. 2).

Число порций зависит от равномерности оруденения. Чем больше порций, тем точнее опробование. Сумма порций представляет собой исходную пробу, в которую также включают ту часть пустой породы или забалансовой руды, которая при принятой системе горных работ попадает в добычу.

Порции отбивают кайлом или молотком. Для отбивки крепких руд используют зубило.

Масса порции должна составлять от 1 до 5 кг, число порций обычно 10—20. При опробовании равномерно вкрапленных руд отбирают примерно 10 порций, а неравномерно вкрапленных — от 15 до 20. Следовательно, масса одной пробы может изменяться от 10 до 100 кг.

Бороздовой способ отбора проб применяют при малой площади обнажения рудного пласта (рис. 3). Направление борозд должно совпадать с направлением наибольшей неоднородности рудного пласта, чтобы в пробу попали все его компоненты в том соотношении, в котором они представлены в массе рудного тела. Борозды могут проводиться прямолинейно-поперечные, продольные и спиральные. При значительной длине выработки вместо сплошных борозд применяют прерывистые борозды или заменяют их лунками, сохраняя направление борозды. Почва забоя обычно не опробуется.

Размер лунок и борозд определяют массой пробы и крупностью вкрапленности материала. Для крупнокристаллических руд с неравномерной вкрапленностью глубина лунки и борозды должна быть не менее 25 мм, для тонковкрапленных — 10—25 мм. Ширина

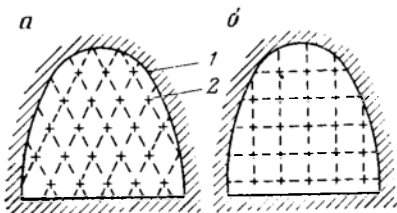
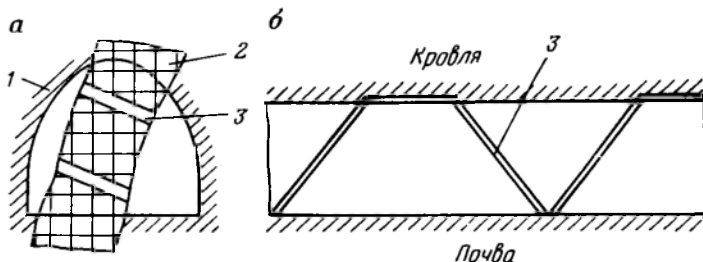


Рис. 2. Схема отбора проб луночным методом с ромбическим (а) и квадратным (б) расположением точек отбора:

1 — контур выработки; 2 — точки отбора

Рис. 3. Схема отбора проб бороздовым методом с прямолинейным (а) и спиральным (б) направлением борозд:

1 — контур выработки; 2 — пласт; 3 — борозда



борозды обычно составляет 50—100 мм, масса пробы с 1 м борозды — от 2 до 15 кг.

Горстевой способ и вычерпывание широко применяют для опробования металлосодержащих руд. Поверхность руды после взрыва и проветривания забоя делят на квадраты или прямоугольники, в центре или по углам которых делают лунки глубиной до 0,5 м. Из каждой лунки совком или лопатой отбирают порции, которые направляют в начальную технологическую пробу. При отборе проб вычерпыванием с помощью совков необходимая минимальная масса начальной пробы, масса и число порций для руд черных и цветных металлов определяются по ГОСТ 14180—80 и ГОСТ 15054—80.

Шпуровой способ основан на взрывании коротких шпуров, обеспечивающих разрыхление руды в точке отбора порции. При этом в качестве порции пробы может использоваться шпуровая мука или шлам. Отбор шпуровой муки может осуществляться вручную или с помощью специальных пылеприемников.

В практике подземных буровзрывных горных работ иногда применяют длинные шпуров, пробуриваемые с помощью тяжелых колонковых перфораторов. Глубина таких скважин-шпуров составляет обычно 15—20 м, а при благоприятных условиях может достигать 50 м. Опробование скважин-шпуров может привести к открытию новых рудных тел. Материалом опробования является буровой шлам, легко вымываемый из скважин-шпуров, направленных вверх под углом 5—30°.

Задирковый способ может применяться при разведке канавами жильных месторождений малой мощности. Он заключается в снятии в обнаженном забое сплошного слоя рудного тела. Глубина

задирки составляет 5—10 см. Масса пробы с 1 м² площади тела может составлять до 250 кг.

Валовой способ применяется при опробовании весьма неравномерно вкрапленных руд (месторождения золота, платины, редких металлов). По рудному телу проходят выработку и всю выдаваемую из забоя руду направляют в пробу. Масса пробы в данном случае может составлять до нескольких десятков тонн. Последующая подготовка валовых проб осуществляется по технологическим схемам, применяемым при обогащении этих руд.

Отбор проб при открытой добыче полезных ископаемых может осуществляться как перечисленными выше, так и другими способами.

При открытой разработке крепких руд (железных, медных, молибденовых) пробы отбирают из буровзрывных скважин. Опробование скважин при надлежащей документации дает детальный и ценный материал для точного установления контактов, выделения различных типов и сортов руды, изучения их химического состава для текущего планирования качества добываемых руд.

Геофизические способы опробования очистных забоев в последние годы находят все более широкое применение. Они позволяют уточнять качество руды в разрабатываемых блоках, общие запасы руды и металла при детальной разведке и подготовке блоков к эксплуатации. Последнее дает основание в очистных блоках применять облегченные экспрессные способы опробования, главное назначение которых состоит в оперативном контроле качества добываемых руд.

На железорудных карьерах Урала и Казахстана широко применяется определение содержания железа в буровзрывных скважинах с помощью магнитного каротажа. Магнитно-каротажный феррометр МФ-1 дает вполне удовлетворительные результаты по оперативному определению качества добываемых руд.

На шеелитовых рудниках применяется люминесцентный способ минералогического опробования забоев с целью ориентировочного определения содержания вольфрама. Этот метод основан на использовании способности шеелита проявлять люминесценцию (свечение в темноте) при его освещении ультрафиолетовыми, катодными или рентгеновскими лучами.

На свинцовых рудниках применяют гамма-гамма-опробование руд в забое, а также рудного керна и рудных масс на поверхности.

Применение геофизических методов опробования очистных забоев в шахтах и карьерах позволяет быстро и оперативно управлять горными работами, что определяет перспективность развития и внедрения этих методов.

Опробование месторождений углей, сланцев проводят для оценки запасов, а также для контроля качества разрабатываемых пластов и составления норм зольности по отдельным участкам.

Опробование углей производится непосредственно в забое, когда они находятся в пласте, во время добычи и выдачи на поверхность, а также при сдаче углей на пункт опробования.

Большинство угольных пластов содержат породные прослойки глинистого и углистого сланцев, известкового шпата, а также включения колчедана и других минералов. При добыче углей породные прослойки и частично порода из почвы и кровли попадают в общую массу.

Для каждого разрабатываемого шахтой угольного пласта должны быть установлены качественные показатели (нормы зольности).

Зольность углей — содержание в процентах несгораемого остатка (по безводной массе), образующегося из минеральных примесей топлива при полном его сгорании. Нормы зольности устанавливаются по данным опробования угольных пластов. Для этого не реже одного раза в квартал отбираются *пластовые пробы* в соответствии с ГОСТ 9815—75.

Одновременно с пластовыми пробами в соответствии с ГОСТ 16094—80 на каждом эксплуатационном участке (забое, лаве), разрабатывающем данный пласт, не реже одного раза в полугодие отбираются *эксплуатационные пробы*. Путем сопоставления данных анализов пластовых и эксплуатационных проб определяется изменение качества угля, связанное с засорением его породой при добыче. Результаты исследования пластовых и эксплуатационных проб служат для расчета норм зольности углей, выдаваемых отдельными участками, а также норм на содержание в углях видимой породы.

Средняя взвешенная норма зольности, составленная из норм по всем участкам с учетом снижения золы за счет выбираемой породы на породотборной установке (если она имеется на шахте), не должна превышать средней нормы зольности, установленной для данной шахты на отгружаемый товарный уголь.

Систематический отбор проб и анализ угля, выдаваемого отдельными участками, сравнение полученных данных с установленными нормами служат для контроля качества угля на шахте. В пробах определяется содержание золы и видимой породы в углях. На каждой шахте в местах концентрации углей (на рудничном дворе, у ствола, у скатов, на поверхности) устанавливают ящики с номерами для каждого участка. По мере поступления углей с участка производится отбор пробы для определения содержания золы. По окончании отбора проба поступает на подготовку (дробление, измельчение, сокращение) и далее направляется в химическую лабораторию на анализ.

Проверка засорения углей видимой породой и установление размера скидок с добычи за засорение сверх установленных норм производятся в соответствии с действующим положением о порядке приемки и браковки углей (сланца), добываемых на угольных (сланцевых) шахтах и разрезах. Согласно этому положению, засорение углей породой проверяется работниками отдела технического контроля (ОТК) выборочно, а скидка производится со всей добычи за данную смену. Безбраковочная норма засоренности в килограммах на одну вагонетку углей (сланцев) видимой породой

устанавливается ежеквартально для каждого участка руководителем предприятия по согласованию с профсоюзной организацией.

Для определения нормы видимой породы в углях из нескольких вагонеток, вагонов или автосамосвалов при нормальной эксплуатации добычного участка отбирается проба, масса которой составляет не менее 2% плановой суточной добычи. При подготовке этой пробы производится рассев угля, отбор и взвешивание кусков видимой породы, имеющих размеры выше установленных ГОСТом. Определенная таким образом средняя масса породы является безбраковочной нормой засоренности угля видимой породы. При определении безбраковочной нормы в исходную пробу не должны отбираться порции из вагонеток, вагонов или автосамосвалов, груженных зарубежным штыбом, земником, а также углем, добытым с нарушением технологии выемки.

За каждый процент превышения безбраковочной нормы содержания видимой породы в углях снимается 0,5% массы угля, добытого бригадой за данную смену. При превышении безбраковочной нормы содержания видимой породы в углях в 1,5 раза они бракуются полностью.

Механизация очистных и подготовительных работ, рост добычи углей, повышение производительности очистного забоя и возросшие возможности углеобогачительных фабрик существенно изменили качественный состав выдаваемого шахтой угля. Работа шахты организовывается на добычу валового продукта без раздельной выемки угля и породы. Добываемый продукт получил название горной массы — уголь с содержанием видимой породы крупностью +25 мм выше норм, предусмотренных ГОСТами. Содержание породы и зольность горной массы устанавливаются техническими условиями.

Расчетная норма зольности и зольность породы крупностью +25 мм по участку определяются один раз в квартал по эксплуатационным пробам и удельному участию лав в добыче участка.

Зольность добываемых углей по участкам и бригадам проверяется в случае отклонения от принятой технологии добычи угля в течение одной рабочей смены выборочным путем. Отбор проб для определения зольности добытого угля производится по ГОСТ 10742—71.

В случае превышения установленной расчетной нормы зольности масса породы Q_n , которая вычитается из общей массы Q_ϕ добытых углей на данном участке за 1 сут, определяется по формуле

$$Q_n = Q_\phi (A_\phi^d - A_n^d) / (A_n^d - A_n^a),$$

где A_ϕ^d — фактическая зольность, определенная за смену, %; A_n^d — расчетная норма зольности, %; A_n^a — зольность породы крупностью +25 мм.

К учету принимается разность между фактической добычей и массой снятой породы за превышение нормы зольности.

Пример. Общая масса добытых углей $Q_{\text{ф}}$ составляет 1000 т, фактическая зольность угля за смену $A_{\text{ф}}^d = 25\%$; расчетная норма зольности $A_{\text{н}}^d = 20\%$; установленная зольность породы $A_{\text{п}}^d = 70\%$. Масса породы составляет

$$Q_{\text{п}} = Q_{\text{ф}} (A_{\text{ф}}^d - A_{\text{н}}^d) / (A_{\text{п}}^d - A_{\text{н}}^d) = 1000 (25 - 20) / (70 - 20) = 100 \text{ т.}$$

Учетная добыча угля с зольностью 20% за 1 сут составляет $1000 - 100 = 900 \text{ т.}$

Для упрощения определения массы снятой породы за превышение расчетной нормы зольности производственные объединения один раз в полугодие утверждают шкалу скидок с массы рядового угля за каждый процент превышения норм зольности. В приведенном выше примере по шкале скидок при норме зольности 20% устанавливается скидка за каждый процент превышения нормы зольности 2% массы угля.

§ 4. ОПРОБОВАНИЕ ТОВАРНЫХ ПРОДУКТОВ И ОТХОДОВ ПРОИЗВОДСТВА

Товарные продукты и отходы производства при переработке полезных ископаемых обычно транспортируют в шахтных вагонетках, железнодорожных вагонах, баржах, кузовах автосамосвалов, на ленточных конвейерах и складывают в штабели, отвалы, хвостохранилища. Для опробования неподвижно лежащих материалов применяют следующие способы: вычерпывание, отбор щупом, шурфовку, бурение, прокладку канав и др.

Вычерпывание заключается в том, что на поверхности неподвижно лежащего материала намечают ряд точек, из которых отбирают небольшие порции, поступающие в первичную пробу. Оно применяется для опробования таких ископаемых, как уголь, железные и апатитовые руды, известняк, калийные соли и др.

Точность опробования этим методом зависит от однородности состава материала по высоте вагона, штабеля или отвала. Чем более неоднородный состав материала по крупности и распределению полезных компонентов в отдельных кусках и зернах, тем меньше точность опробования. Это обусловлено тем, что при складировании сыпучих материалов в значительной степени проявляется сегрегация и происходит классификация их по крупности и плотности. Для повышения точности опробования вычерпыванием набор частичных проб производят со дна лунок глубиной до 0,4 м. Более точные результаты опробования получаются при систематическом отборе точечных проб по мере наращивания штабеля по высоте или загрузке вагона.

Отбор проб щупом применяется для мелкозернистого материала, находящегося в вагонах, вагонетках и небольших штабелях. Щуп для отбора пробы представляет собой тонкостенную трубу цилиндрической или слегка конической формы. Его вдавливают в опробуемый материал, который при этом заполняет щуп. Затем щуп вытаскивают и освобождают от материала.

Отбор товарных проб из железнодорожных и других транспортных емкостей. Товарной называется проба, отбираемая для опре-

деления качества отгружаемой потребителю продукции (исходной руды, концентрата и т. д.). На каждой шахте, руднике, обогатительной фабрике качество отгружаемой продукции определяется ГОСТом или техническими условиями. На основании данных анализа товарных проб производятся приемка или браковка продукции, а также взаиморасчеты между поставщиками и потребителями продукции. Отбор проб цветных, железных и марганцевых руд регламентируют ГОСТ 14180—80, ГОСТ 15054—80 и ГОСТ 16598—80, а для угля — ГОСТ 10742—71.

Отбор товарных проб железных и марганцевых руд, их концентратов и окатышей производится в пунктах сдачи и приемки товарной продукции. ГОСТами предусмотрен механический способ опробования из потока руды. К ручному отбору проб товарной руды следует прибегать в тех случаях, когда невозможно организовать механическое опробование. Отбор проб от руды, погруженной в вагоны, на морские, речные суда и баржи, допускается производить вручную.

Число точечных проб n , отбираемых от одной партии, зависит от массы партии, неоднородности руды, допускаемой погрешности m опробования при заданной гарантии точности ($t=2$) и вычисляется по формуле (1). Это число делится на число вагонов, загруженных партией руды, с округлением до целого числа в большую сторону. Полученное число порций отбирается от каждого вагона по определенной схеме.

Расположение точек отбора порций зависит от способа загрузки вагонов. При конусной загрузке порции отбирают по образующей конуса, на расстоянии $2/3$ его высоты от основания. При погрузке руды ровным слоем порции отбирают с расстояния не менее 0,5 м от борта вагона.

При опробовании руды крупностью до 50 мм в точках отбора делают лунки глубиной 20—50 мм, по стенкам которых совком отбирают частичные пробы. Отбор точечных проб от руды крупностью до 20 мм производится шупом. От руды, содержащей куски крупнее 50 мм, порции отбирают из трех классов: —10; —50+10 и +50 мм, пропорционально их выходу.

При погрузке (разгрузке) руды с помощью грейферов в морские и речные суда отбор порций должен производиться с периодом (число рабочих циклов погрузчика-разгрузчика, через которое отбирается одна проба)

$$r = Q/(mn),$$

где Q — масса опробуемого материала, т; m — масса материала, перемещенного за один цикл погрузочным механизмом, т; n — число порций.

Отбор пробы сыпучего полезного ископаемого, находящегося в движении, обычно производится *методом сечений*. Сущность его заключается в том, что некоторая часть потока материала при транспортировании на конвейерах, по желобам, при перегрузке непрерывно или периодически, через определенные равные про-

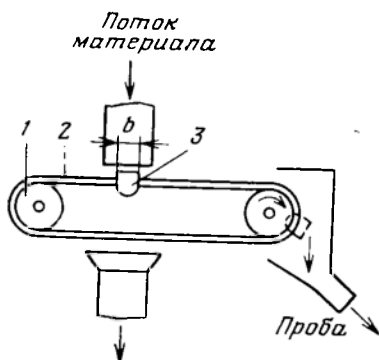


Рис. 4. Схема ковшового пробоотбирателя

межутки времени, отбирается в пробу. Этот метод наиболее точный.

Различают способы продольных и поперечных сечений. Способ *продольных сечений* заключается в том, что движущийся поток делится на ряд струй по его длине, в пробу отводят одну или несколько чередующихся струй. Способ *поперечных сечений* состоит в том, что по мере движения потока от него через равные промежутки времени отсекают в пробу порции материала, пропорциональные толщине

потока. Способ продольных сечений применяется при опробовании мелкозернистого или достаточно однородного по плотности и крупности материала. Неоднородный материал при движении подвергается сегрегации, что обуславливает нарушение однородности потока в поперечном сечении и снижает точность опробования, так как в пробу поступает материал не от всего сечения потока. Более точным считается способ поперечных сечений, широко применяющийся на практике.

На точность опробования способом поперечных сечений влияет только неоднородность потока в продольном направлении. Чем резче меняются содержание полезного компонента в опробуемом материале и толщина потока в продольном направлении, тем чаще должно быть отсекание порций в пробу. Отбор пробы способом поперечных сечений осуществляется вручную или автоматически.

При ручном отборе проб применяют ковши, черпаки, ящики. С помощью этих средств движущийся поток материала пересекается в поперечном направлении. Если пробоотборное устройство не охватывает всего потока, то его подставляют попеременно в разные слои потока.

При механическом отборе проб обеспечивается более качественный отбор и представительность проб. Для этих целей применяются автоматические пробоотбиратели различных конструкций: ковшовые, секторные, скреперные и др.

Ковшовый пробоотбиратель (рис. 4) представляет собой обычный цепной ковшовый конвейер, состоящий из приводной звездочки 1, бесконечных цепей 2 и ковша 3 шириной b . Вся установка, включая привод и натяжное устройство, монтируется на одной раме. Пробоотбиратель обычно устанавливают у приводного барабана конвейера, транспортирующего опробуемый материал так, чтобы обеспечить пересечение потока в пункте перегрузки материала. Отбор точечной пробы происходит в момент пересечения потока материала ковшом, движущимся по верхней ветви пробо-

отбирателя. При движении ковша по звездочкам проба выгружается в приемник.

Чтобы обеспечить пересечение всего потока материала, длина ковша должна быть несколько больше ширины ленточного конвейера. Глубина ковша должна быть достаточной для удержания в нем отобранного в пробу материала. Ширина ковша должна быть в три раза больше максимальных кусков опробуемого материала, а также должна определяться необходимой массой порции.

Через определенный промежуток времени, заданный системой регулирования, ковш пересекает поток опробуемого материала и отбирает порцию, направляемую в пробу.

Опробование рудных отвалов и хвостохранилищ производится с целью определения в них массы продукта и содержания отдельных компонентов. В пределах рудного отвала обычно смешиваются разные типы руд. Кусковая руда и рудная мелочь также распределяются в отвале неравномерно. Поэтому пробу следует брать из шурфов, секущих по вертикали весь отвал до его основания.

Число шурфов и порядок их размещения на поверхности отвала зависят от изменчивости руд, ожидаемого среднего содержания полезных компонентов, цели опробования и экономических соображений. На отвалах с большой площадью шурфы можно располагать по квадратной сетке. На небольших отвалах размещение шурфов зависит от формы отвала, а также от его мощности по вертикали. При общем числе шурфов до десяти на отвале средних размеров необходимо стремиться, чтобы шурфы были расположены примерно через равные участки.

Материал от проходки каждого слоя шурфа (1—2 м) раскладывается в отдельные кучи вокруг шурфа. Каждую кучу подвергают опробованию горстевым методом. Из рудной массы с относительно равномерным оруденением достаточно отобрать горстевую пробу массой 5—8 кг. При неравномерном распределении металла в кусковой руде и в рудной мелочи последнюю отделяют грохочением и определяют ее выход. Затем отбирают горстевые пробы отдельно от кусковой руды и от рудной мелочи в установленной порции с последующим объединением в одну пробу.

Попутно с опробованием отвала иногда решают специальные технические задачи: определяют гранулометрический состав материала, отбирают технологическую пробу для испытания рудной массы на обогатимость и др.

Отвалы хвостов обогащения руд на обогатительных фабриках являются механическими отложениями осадков из вод, поступающих в хвостохранилища. Причем наиболее тяжелые и крупные частицы рудных минералов отлагаются вблизи места разгрузки хвостового желоба. Поэтому лучше брать пробы из ряда точек, расположенных по расходящимся лучам от места поступления хвостов в хвостохранилище, увеличивая расстояние между этими точками вниз по течению.

Опробование в данном случае производят шурфами с отбором

вертикальных бороздовых проб со стенок через равные интервалы. Для опробования можно применять бурение.

При опробовании хвостохранилищ необходимо учитывать быструю окисляемость многих рудных минералов и выщелачивание полезных компонентов дождевыми водами. Так, например, сульфиды меди при хранении в отвалах очень быстро переходят в растворимые в воде сульфаты меди. Поэтому отвалы медных, свинцовых и некоторых других руд с течением времени заметно теряют свою ценность.

§ 5. СТАНДАРТЫ НА ТОВАРНУЮ ПРОДУКЦИЮ И СОСТАВЛЕНИЕ НОРМ КАЧЕСТВА

Повышение качества выпускаемой товарной продукции является одной из важнейших задач общественного производства.

Большая роль в повышении качества продукции принадлежит стандартизации.

Стандартизация — процесс установления и применения стандартов.

Стандарт — разработанный нормативно-технический документ, устанавливающий комплекс определенных норм (правил), требований к объекту стандартизации и утвержденный компетентным органом.

Существующие в СССР стандарты различают по сфере действия: государственные (ГОСТ) — на всей территории и для всех отраслей, отраслевые (ОСТ), республиканские (РСТ), предприятий (объединений) (СТП).

Срок действия стандартов различных категорий может иметь ограничение.

При добыче и переработке полезных ископаемых используют производственные нормы качества, которые учитывают природные свойства полезных ископаемых, технологию их добычи и обогащения, и потребительские нормы качества, устанавливаемые для всех месторождений СССР и всех основных видов потребления. Первые оформляются в виде технических условий (ТУ), а вторые — в виде ГОСТов по видам потребления.

Разработку технических условий осуществляют предприятия и производственные объединения (п/о) с последующим утверждением соответствующими министерствами. В соответствии с планами отраслевой стандартизации ТУ систематически уточняются и периодически пересматриваются (примерно один раз в 2—3 года).

Разработку и пересмотр ГОСТов осуществляют научно-исследовательские институты и другие специализированные организации с учетом замечаний и предложений заинтересованных организаций. Утверждаются ГОСТы Госстандартом СССР.

При разработке проекта стандарта используются отечественные и зарубежные стандарты, научно-техническая литература, справочники, технические условия по конкретным предприятиям; результаты научно-исследовательских работ.

В пояснительной записке к проекту стандарта прилагается карта технического уровня, в которой указываются планируемое изменение показателей качества в сравнении с существующим и год достижения планируемого качества. Кроме того, утверждается план основных мероприятий по внедрению стандарта, в котором предусматривается изменение и совершенствование технологии переработки полезного ископаемого для достижения показателей качества, установленных стандартом.

Нормы показателей качества (НПК) разрабатываются предприятиями отдельно для каждого выпускаемого продукта переработки с учетом принятой технологии и условий производства товарной продукции. НПК оформляются в виде ТУ согласно действующим стандартам и пересматриваются не реже одного раза в год, а также в случае резкого непредвиденного изменения качества сырья, поступающего на переработку. НПК соответствуют производственной программе, обеспечивающей выполнение плановых показателей по качеству, совершенствование техники и технологии добычи и обогащения, рост производительности труда и снижение себестоимости продукции.

Методика разработки НПК для рядовых углей на шахтах и разрезах состоит в следующем. Исходными материалами являются данные опробования угольных пластов. В соответствии с ГОСТ 9815—75 и 16094—80 на всех шахтах и разрезах отбираются пластовые и эксплуатационные пробы. Пластовыми пробами определяют качественную характеристику угля в пласте (до его выемки), а эксплуатационными — характеристику добытого угля.

Данные всех опробований после оформления актов отбора проб наносятся на основные (дополняемые в течение всего периода работы шахты, разреза) планы горных работ, составленные по пластам (слоям, уступам); точки отбора пластовой пробы обозначаются кружком, а эксплуатационной пробы — квадратиком. Сверху обозначений ставится номер акта отбора пробы, а справа дробь: для пластовых проб — в числителе общая зольность и содержание серы в эксплуатационной части пласта, в знаменателе — зольность угольных пачек и содержание серы; для эксплуатационных проб — в числителе средняя взвешенная зольность всех продуктов рассева, а в знаменателе — только зольность угля.

Средняя норма зольности $A_{\text{ср}}^d$ по шахте или разрезу определяется исходя из установленных расчетных норм для участков $A_{\text{уч}}^d$ и планируемого участия $C_{\text{уч}}$ (%) каждого участка в добыче по шахте (разрезу)

$$A_{\text{ср}} = 0,01 (A_{\text{уч}1}^d C_{\text{уч}1} + A_{\text{уч}2}^d C_{\text{уч}2} + \dots + A_{\text{уч}n}^d C_{\text{уч}n}).$$

Расчетная норма зольности для каждого участка ($A_{\text{уч}}^d$) на последующий период устанавливается исходя из средней взвешенной зольности пласта на участке. Она вычисляется по данным анализа пластовых проб и сводкам показателей качественной ха-

рактеристики пластов угля с учетом их участия в добыче, а также с учетом допускаемого засорения угля боковыми породами.

Засорение угля боковыми породами $Z_{б.п}$ выражается мощностью слоя породы, попадающей в добычу из кровли (почвы) пласта в результате произвольного обрушения в процессе нормального ведения очистных работ (без искусственной подрубки кровли или почвы пласта). На разрезах засорение угля вмещающими породами при расчете зольности допускается лишь в обоснованных случаях.

Засорение $Z_{б.п}$ (м) рассчитывается по формуле

$$Z_{б.п} = M_{пл} \delta_{пл} (A_{г}^d - A_{пл}^d) / [\delta_{б.п} (A_{б.п}^d - A_{г}^d)],$$

где $M_{пл}$, $\delta_{пл}$, $A_{пл}^d$ — соответственно средняя взвешенная мощность, плотность и зольность угольного пласта на участке, который подлежит отработке в последующий период; $A_{г}^d$ — зольность горной массы, соответствующая общей зольности эксплуатационной пробы (принимается по результатам ситового анализа, проводимого при взвешивании горной массы); $\delta_{б.п}$, $A_{б.п}^d$ — соответственно плотность и зольность боковых пород, залегающих в непосредственной кровле (почве) пласта.

В качестве основного источника засорения угля боковыми породами принимается непосредственная кровля пласта за исключением случая, когда почва представлена весьма слабыми («дующими» или «ползучими») породами. На таких участках зольность и плотность боковых пород определяются как по кровле, так и по почве с учетом их фактического долевого участия в засорении угля (устанавливается экспертным путем по данным эксплуатации). Аналогично определяется плотность боковых пород $\delta_{б.п}$.

Расчетная норма зольности для каждого участка $A_{уч}^d$ (%) на последующий период устанавливается исходя из средней взвешенной зольности пласта с учетом допустимого засорения угля вмещающими породами и определяется по формулам:

при отгрузке углей на обогащение

$$A_{уч}^d = A_{пл}^d + \frac{Z_{б.п} \delta_{б.п} (A_{б.п}^d - A_{пл}^d)}{Z_{б.п} + M_{пл} \delta_{пл}} - \Delta A^d,$$

где ΔA^d — снижение зольности угля за счет проведения намеченных мероприятий на планируемый период, %;

при отгрузке углей другим потребителям, в соответствии с требованиями стандартов по видам потребления, расчетная норма зольности для участка $A_{уч.э}^d$ корректируется на допустимое содержание минеральных примесей с кусками размером более 25 мм

$$A_{уч.э}^d = [100 A_{уч}^d - (\beta_{+25} - \alpha) A_{+25}^d] / [100 - (\beta_{+25} - \alpha)],$$

где β_{+25} и A_{+25}^d — соответственно содержание видимой породы крупностью более 25 мм и ее зольность по данным ситового анали-

за, %; α — допустимое содержание породы крупностью более 25 мм, %.

Предельная норма зольности угля $A_{\text{пр}}^d$ по шахте (разрезу) устанавливается в зависимости от зольности в отгруженном топливе за истекший период (не менее 6 мес). При этом отклонение зольности от средней нормы не должно превышать определенных значений. Так, если средняя норма зольности составляет 10%, предельная не должна быть более 11,5%, если средняя норма — 30%, предельная — не более 34%.

Предельная норма содержания влаги $W_{\text{пр}}^r$ (%) определяется исходя из установленных норм влажности для участков $W_{\text{уч}}^r$ и планируемого участия C (%) каждого участка в добыче по шахте (разрезу)

$$W_{\text{пр}}^r = 0,01 (W_{\text{уч}1}^r C_1 + W_{\text{уч}2}^r C_2 + \dots + W_{\text{уч}n}^r C_n).$$

Расчет предельного содержания влаги по участкам с учетом орошения угля производят по формуле

$$W_{\text{уч}}^r = 100 (q + kW_{\text{пл}}^r) / (q + 1000),$$

где q — установленная для пласта норма расхода воды для подавления пыли на 1 т угля, л; k — коэффициент, учитывающий колебания влажности угольного пласта. При колебаниях влажности пласта относительно среднего значения в пределах 0,1 $W_{\text{пл}}^r$ коэффициент $k=11$. В остальных случаях $k=11,5$; $W_{\text{пл}}^r$ — средняя влажность пласта на участке, % (по данным пластовых или эксплуатационных проб без применения орошения).

Средняя норма содержания серы $S_{\text{ср}}^r$ (%) для отгружаемых углей определяется по формуле

$$S_{\text{ср}}^r = S_{\text{т.и}} + (S_{\text{пл.н}} - S_{\text{пл.и}}),$$

где $S_{\text{т.и}}$ — фактическое содержание серы в товарном топливе за истекший период (не менее 6 мес); $S_{\text{пл.н}}^r$, $S_{\text{пл.и}}^r$ — содержание серы в угольных пластах по шахте (разрезу) соответственно на настоящий и истекший периоды (по данным пластовых проб).

Предельная норма содержания серы устанавливается в зависимости от изменения этого показателя в отгруженном топливе не менее чем за 6 мес. При этом отклонение содержания серы от средней нормы не должно превышать 20%.

Средние и предельные нормы содержания мелочи (0—6 мм) устанавливают для энергетических углей (антрацитов, полуантрацитов и др.), подлежащих рассортировке или обогащению и рассортировке. Эти нормы рассчитывают по результатам ситового анализа эксплуатационных проб отдельных пластов, их долевого участию в добыче, принятой схемы рассортировки и эффективности классификации.

Нормы содержания минеральных примесей (видимой породы) крупностью более 25 мм устанавливают в соответствии с требованиями действующих стандартов по видам потребления.

§ 6. АТТЕСТАЦИЯ ПРОДУКЦИИ НА ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

При добыче и переработке полезных ископаемых получают различную товарную продукцию: рядовые угли, руду, аглоруду, концентраты (угольные, цветных и черных металлов), сортовое топливо, брикеты, строительный материал и др.

Особенности получения продуктов горнорудной и топливной промышленности определяют номенклатуру показателей, включающую показатели назначения продукции, ее технологичность и экономичность.

Единое понятие «качество продукции» имеет два аспекта: *производственное качество*, т. е. совокупность свойств продукции, соответствующих требованиям стандартов или технических условий, благодаря чему продукция может использоваться по назначению; *потребительское качество*, т. е. конкретный результат потребления, обусловленный уровнем производственного качества.

Наиболее важные продукты переработки полезных ископаемых, например концентраты обогатительных фабрик, подлежат периодической аттестации.

В соответствии с существующими положениями выпускаемую продукцию аттестуют по трем категориям качества:

высшей, к которой относят продукцию, соответствующую по своему качеству лучшей аналогичной продукции в нашей стране и за рубежом. Этой продукции в установленном порядке присваивается государственный Знак качества;

первой, к которой относится продукция, выпускаемая в соответствии с действующей нормативно-технической документацией (стандартами, техническими условиями);

второй, к которой относится продукция, не соответствующая современным требованиям потребителей, установленным в действующих стандартах.

Предварительную оценку качества продуктов переработки, подготовку и оформление материалов в соответствии с отраслевой инструкцией по аттестации качества продукции осуществляют постоянно действующие комиссии, созданные на горно-обогатительных предприятиях или в п/о.

Государственная аттестационная комиссия (ГАК), в состав которой входят представители Госстандарта СССР, соответствующих министерств, аттестует продукцию по высшей, первой или второй категориям. Решение этой комиссии утверждается министерством, продукция которого подвергается аттестации. Ежегодно составляются планы снятия продукции второй категории с производства или планы мероприятий для перевода ее в первую категорию. Решение ГАК о присвоении продукции Знака качества регистриру-

ется в Госстандарте СССР или его республиканском управлении. Решение о присвоении продукции высшей категории качества вступает в силу после выдачи Госстандартом СССР свидетельства о присвоении продукции Знака качества. Переаттестация качества производится периодически через 1—3 года после первой аттестации.

По представлению ГАК и с согласия потребителя Государственный комитет цен может утвердить новую (повышенную) цену на продукцию, выпускаемую со Знаком качества, или утвердить постоянную надбавку к действующей цене. Для материального стимулирования коллектива часть дополнительных прибылей от реализации продукции высшей категории (не более 70%) остается на предприятии и распределяется пропорционально имеющим фондам.

Если в процессе работы горно-обогатительного комбината, углеобогатительной фабрики или другого перерабатывающего предприятия технические требования к продукции (концентрату, сортовому топливу или др.), выпускаемой со Знаком качества, не выполняются, министерство или Госстандарт СССР имеют право снять Знак качества.

Комплексная система управления качеством продукции (КС УКП) является высокоэффективным средством стимулирования дальнейшего роста социалистического производства и повышения его технико-экономических показателей. Применительно к горно-обогатительному предприятию КС УКП представляет собой совокупность взаимосвязанных методов, средств и мероприятий, обеспечивающих заданный уровень качества товарных продуктов обогащения и извлечения ценных компонентов из руды. Такая система учитывает все факторы, влияющие на формирование качества продуктов обогащения при переработке полезного ископаемого, и предусматривает необходимость целенаправленного воздействия на работу всех звеньев горно-обогатительного комбината (от добычи руды в карьере до погрузки готового продукта) путем контроля и управления всеми элементами процесса производства (труд, средства труда, предметы труда) в рамках утвержденной структуры предприятия (или объединения).

Основными задачами системы являются установление требований к качеству продукции основных и вспомогательных процессов обогащения в соответствии с заданным уровнем качества готовой продукции; обеспечение установленного уровня качества продуктов обогащения в процессе переработки и увеличение выпуска концентратов высшей категории качества; совершенствование методов оценки качества работы коллективов исполнителей (бригад, участков, цехов) фабрики; совершенствование системы материального и морального стимулирования за повышение качества работы в целом и качества продуктов обогащения в частности; повышение на этой основе эффективности производства.

Организационно-методической основой КС УКП являются стандарты предприятия (СТП), разрабатываемые в полном соот-

ветствии с государственными, отраслевыми и стандартами объединения.

Комплекс взаимосвязанных СТП определяет задачи и функции отдельных подразделений, служб и отдельных должностных лиц фабрики, устанавливает их соответствие и порядок взаимодействия. Эффективное функционирование системы обеспечивается обязательным внедрением и соблюдением стандартов предприятия.

Создание комплекса СТП обеспечивает возможность четкого определения порядка планирования, контроля, учета, анализа и оценки производства, повышает моральную и материальную ответственность всего коллектива фабрики за качество работы.

Стандарты предприятия по управлению качеством подразделяются на основные, общие и специальные.

Основной стандарт предприятия «Комплексная система управления качеством продукции на горно-обогатительном предприятии» (КС УКП ГОКа). Основные положения разрабатываются на начальном этапе создания системы. По мере разработки общих и специальных стандартов предприятия основной стандарт корректируется. Поскольку в основном стандарте определены задачи в конкретном количественном выражении с учетом реальных возможностей фабрики на определенный срок, по истечении установленных сроков формулируются новые задачи в области качества продуктов обогащения и в основной стандарт вносятся изменения в этой части.

Общие СТП и КС УКП ОФ регламентируют вопросы информационного обеспечения, сбора, обработки и реализации информации о качестве продуктов обогащения; проведение «Дней качества», а также порядок внедрения государственных и отраслевых стандартов, работу различных комиссий и т. д.

В специальных стандартах предприятия находят отражение факторы, влияющие на формирование заданного уровня качества выпускаемой продукции отдельными цехами и участками, а также на организацию и обеспечение стабильной работы основного и вспомогательного оборудования карьера, фабрики, постоянного контроля за состоянием и правильностью применения средств измерений и др.

Стандарты предприятия целесообразно ежегодно пересматривать и корректировать с целью обеспечения их соответствия производственной деятельности всех подразделений горно-обогатительного предприятия.

Изменения и дополнения, вносимые в СТП, могут быть обусловлены изменением горно-геологических условий месторождения, сырьевой базы; плановыми заданиями по качеству, числу и выходу продуктов обогащения; накопленным опытом применения стандартов предприятия; задачами совершенствования системы. Стандарты предприятия, не требующие изменений, переутверждаются.

В случае возникшей производственной необходимости СТП могут пересматриваться и изменяться в оперативном порядке в течение года.

§ 7. ЗНАЧЕНИЕ ПРОЦЕССОВ УСРЕДНЕНИЯ ПРИ ДОБЫЧЕ И ОБОГАЩЕНИИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Повышение качества выпускаемой продукции и рост технико-экономических показателей горно-обогатительных предприятий во многом зависят от однородности качественного состава поступающих на переработку полезных ископаемых.

Процесс, включающий комплекс технологических операций и организационных мероприятий, направленных на повышение однородности качественного состава добываемого полезного ископаемого или продуктов его переработки, называется *усреднением*.

Необходимость усреднения возникает в тех случаях, когда колебания содержания какого-либо компонента в добываемых рудах настолько значительны, что требуют постоянного резкого изменения параметров технологического процесса переработки и не обеспечивают необходимых показателей качества концентратов и извлечения ценных компонентов.

Возможности адаптации технологических систем переработки полезного ископаемого применительно к отклонениям качества нормального (среднего) уровня весьма ограничены. Всякое изменение качества исходного продукта (например, руды) вызывает необходимость изменения параметров технологического процесса: производительности секций, плотности питания машин и аппаратов, режимов их работы, реагентного режима (при флотации). В противном случае реакция машин технологической цепи приводит к отрицательным последствиям: уменьшению выхода концентрата, снижению его качества, потере извлечения металла и др. Управляющие операции систем переработки и обогащения руды всегда скоррелированы с ее качеством. Чем больше (чаще) изменяется качество, тем сложнее управляющие операции и сам процесс управления, тем выше себестоимость продукции. При переработке сырья стабильного качества, что достигается его усреднением, задача управления процессом значительно упрощается. Последнее позволяет осуществлять автоматическое управление качеством с помощью более простых средств и более надежных систем.

Усреднение — сложный технологический процесс, направленный на повышение однородности качественного состава сырья, начинается в забоях рудника, продолжается на складах карьеров и шахт, на дробильно-сортировочных, обогатительных и агломерационных фабриках и заканчивается на металлургических заводах или других выпускающих конечную продукцию предприятиях.

Каждый этап общей системы усреднения играет определенную роль. На руднике осуществляется усреднение сменных или суточных объемов добытой из различных забоев или участков руды; на фабрике усредняются руды, доставленные в железнодорожных со-

ставах с различных рудников или шахт; на металлургическом заводе усреднение связано с дополнительным введением в шихту нерудных компонентов (флюсы, кокс и др.).

При всей многоступенчатости процесса усреднения основную роль в нем играет рудник или шахта, где осуществляется одновременная добыча руды из забоев с различным содержанием компонентов. Отклонение содержания компонентов от плановых показателей возникает вследствие влияния на качество добываемой руды ряда факторов, связанных с геологией разрабатываемой залежи и технологией ее обработки.

В результате влияния геологических факторов могут быть допущены погрешности при определении содержания компонентов в отдельных забоях, в связи с изменчивостью содержания компонентов в массиве, технических погрешностей опробования и химических анализов. При нарушении технологического режима добычи руды в отдельных забоях изменяются плановые объемы добываемой руды с отдельных участков и ее качество.

Среднее содержание α (%) расчетного компонента в усредненной руде определяется по уравнению баланса

$$\alpha = (Q_1\alpha_1 + Q_2\alpha_2 + \dots + Q_n\alpha_n) / (Q_1 + Q_2 + \dots + Q_n),$$

где $Q_1, Q_2, \dots, Q_n$ — добыча руды на отдельных участках, т/ч; $\alpha_1, \alpha_2, \dots, \alpha_n$ — содержание расчетного компонента в руде отдельных участков, %.

Усреднение добытых полезных ископаемых перед их переработкой осуществляют двумя способами: штабельным складированием на открытых и закрытых складах; бункерным или полубункерным складированием.

§ 8. УСРЕДНЕНИЕ НА ОТКРЫТЫХ СКЛАДАХ

Усреднительные штабели минерального сырья используют для усреднения железных руд, руд цветных металлов, углей, бокситов, в цементной промышленности и т. д. На открытых складах применяют колесные и гусеничные машины со свободным перемещением или стационарное оборудование с ограниченным перемещением — мостовые и консольные конвейерные штабелеукладчики и погрузочные машины производительностью до 1500—2000 т/ч.

Благодаря применению колесных и гусеничных машин достигается гибкость в работе склада, взаимозаменяемость машин или использование их на других работах, высокая производительность труда. Однако для маневрирования таких машин требуется значительное пространство, при этом эффективность использования площади вдвое меньше, чем на складах со стационарным оборудованием. Для колесных машин также нужны площадки и дороги с хорошим покрытием; кроме того, руды не всех видов можно складировать при помощи подвижных машин (вязкие руды трудно складировать при помощи тракторных экскаваторов или скреперов).

На складах со стационарным оборудованием можно складировать руду любых сортов (но с ограниченным верхним пределом крупности до 100—150 мм). Стационарное оборудование может работать при любых погодных условиях и состоянии грунта. При применении кранов с большими пролетами, конвейеров и другого наземного оборудования наиболее эффективно используется площадь склада и обеспечивается высокая производительность при небольших удельных капитальных затратах. На складах со стационарным оборудованием легко осуществить дистанционное управление и внедрить автоматизацию. Однако сооружение таких складов требует больших капитальных затрат и высокой надежности применяемого оборудования, выход из строя даже незначительной части которого приведет к нарушению всей системы складирования.

На рис. 5 показана схема рудного усреднительного штабельного склада, оборудованного колесными погрузчиками.

Склад имеет двухсторонний сквозной железнодорожный путь: 1 — для подачи руды 2 из забоев карьера на склад, 5 — для отгрузки усредненной руды со склада на обогатительную фабрику. Каждый участок имеет два штабеля. Штабель 4 находится в стадии формирования с помощью погрузчика 3, а штабель 7 заполненный, из которого в любой момент руда может загружаться колесным погрузчиком 9 в порожние составы. Длина каждого штабеля соответствует длине состава 8.

Руда из штабеля отгружается только после заполнения его до проектного контура 6.

Схема разгрузки прибывших на склад и загрузки отправляемых на фабрику железнодорожных составов показана на рис. 6. После прибытия состава на склад руда из думпкаров 1 разгружа-

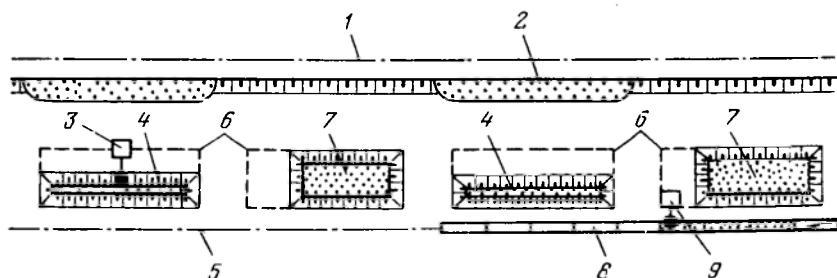


Рис. 5. Схема рудного усреднительного склада

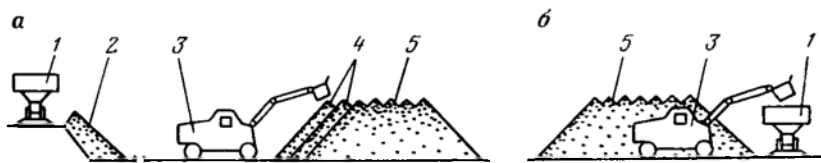


Рис. 6. Схема разгрузки и формирования штабеля (а) и погрузки руды (б)

ется под откос. Из насыпи руда 2 зачерпывается ковшом колесного погрузчика 3, доставляется до штабеля 5 и укладывается наклонными слоями 4 равномерно по всей длине штабеля, каждый такой слой характеризует качество руды одного состава или отдельного добычного забоя. К моменту полной отгрузки руды из одного штабеля заканчивается формирование другого. Вследствие этого на каждом участке склада периодически меняются функции двух смежных штабелей.

Наиболее полное усреднение руды по содержанию ценного компонента и текстурным признакам может осуществляться при соблюдении следующих условий: — погрузка руды в думпкары должна производиться с торца штабеля; каждый думпкар ж.-д. состава загружается черпанием руды в разных местах штабеля, чтобы состав руды в думпкаре характеризовал качество всех наклонных слоев, имеющих в поперечном сечении штабеля.

При небольшом объеме перегрузки на усреднительном складе, состоящем из двух участков по два штабеля и двух колесных погрузчиков (см. рис. 6), работа может быть организована следующим образом:

каждый погрузчик обслуживает свой участок. После разгрузки ж.-д. состава он укладывает руду в формируемый штабель наклонными слоями. По прибытии порожнего ж.-д. состава на отгрузочный путь этот же погрузчик грузит руду из готового штабеля в думпкары в заданных объемах;

один погрузчик используется только для укладки руды в штабели, другой — для погрузки руды из штабелей в ж.-д. составы на обоих участках склада;

для сокращения продолжительности цикла погрузки ж.-д. состава оба погрузчика одновременно могут загружать думпкары на одном участке склада и укладывать руду в штабель на обоих участках склада.

При больших объемах перегрузок, когда требуется применять не менее трех-четырех погрузчиков, не исключены другие варианты комбинированного применения погрузчиков на складе.

На открытых усреднительных складах применяют погрузчики (экскаваторы) на гусеничном и пневмоколесном ходу. Последние имеют ряд преимуществ вследствие большей маневренности.

Стоимость перегрузки 1 т руды на складах, оборудованных колесными погрузчиками, примерно в два раза ниже, чем при перегрузке гусеничными погрузчиками, и составляет примерно 2 коп. в пересчете на 1 т добытой и усредненной руды. В настоящее время серийно выпускаются колесные погрузчики нескольких типов-размеров.

На современных горнодобывающих предприятиях, характеризующихся большими объемами перерабатываемого сырья при высоких требованиях к качеству усреднения, хорошо зарекомендовало себя усреднение в штабелях на открытых и закрытых механизированных складах, оборудованных специальными рудоусреднительными машинами. Усреднительные системы здесь представляют

собой комплекс машин, включающий оборудование для подачи материалов к штабелеукладчику, штабелеукладчик, машину для отбора материала из штабеля, транспортные средства для перемещения усредненного материала. Такие системы могут быть укомплектованы универсальными штабелеукладчиками, основной функцией которых является складирование сыпучих материалов и отгрузка их из штабеля на бункерных и усреднительных складах открытого типа.

§ 9. УСРЕДНЕНИЕ В БУНКЕРАХ

Строительство специальных усреднительных комплексов требует больших капитальных затрат. Поэтому усреднение дробленой руды может быть осуществлено непосредственно на обогатительной фабрике в бункерах. Эти устройства, применяемые для аккумулятирования, усреднения и распределения руды, могут иметь значительную вместимость, достигающую нескольких десятков тысяч тонн.

Схема загрузки и разгрузки аккумулятирующих усреднительных бункеров показана на рис. 7.

Наибольшее распространение усреднение в бункерах нашло на углеобогатительных фабриках. Поступающие на углеобогатительные фабрики угли, как правило, представляют собой неоднородную смесь как по обогатимости и гранулометрическому составу, так и по зольности, влажности, выходу летучих веществ, спекаемости и др. Колебания показателей качества угля возможны на одной шахте в случае одновременной разработки нескольких угольных пластов на разных участках и горизонтах шахтного поля.

На углеобогатительных фабриках большой мощности, на которые поступает уголь из нескольких шахт, колебание качества рядового угля значительно.

При бункерном усреднении осуществляется равномерное дозирование (шихтовка) углей различного качества из отдельных ак-

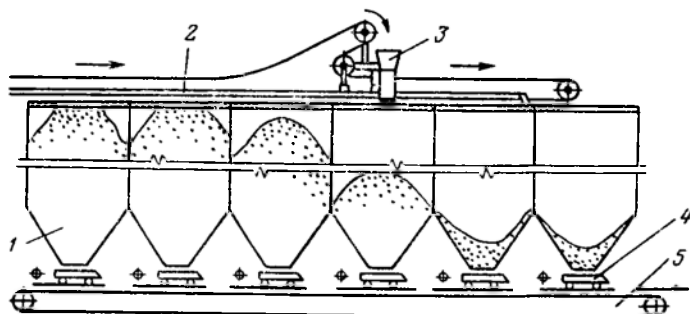


Рис. 7. Схема загрузки и разгрузки аккумулятирующих усреднительных бункеров:

1 — бункер; 2 — загрузочный конвейер; 3 — разгрузочная тележка; 4 — питатель; 5 — сборный конвейер усредненного материала

кумулирующих бункеров на сборный конвейер, подающий уголь в технологический процесс обогащения.

При загрузке угля в бункер наблюдается явление сегрегации, которая зависит не только от гранулометрического состава загружаемого угля, но также от плотности и формы крупных кусков угля и породы. При загрузке в бункер крупный уголь скатывается к подошве конуса, образуемого в бункере. В центре остаются мелкий уголь и потонувшие в нем крупные пластинчатые куски породы. При выгрузке угля из бункеров сначала выходит центральный столб мелкого угля с включенными в него кусками породы, затем крупный уголь с минимальной зольностью (куски с минимальной плотностью). Таким образом, сегрегация вызывает некоторое разусреднение материала, поэтому при определении эффективности усреднения необходимо учитывать не только число бункеров, но и степень усреднения в каждом бункере.

Математическая обработка результатов усреднения рядового угля в бункере показывает, что на эффективность усреднения в значительной степени влияет число выпускающих отверстий (дозаторов), а не общая вместимость бункеров. С увеличением числа дозаторов суммарная эффективность усреднения возрастает (оптимальным числом дозаторов принято считать 16—25).

§ 10. ПАРАМЕТРЫ ОЦЕНКИ КАЧЕСТВА УСРЕДНЕНИЯ

Для оценки усреднительных свойств того или иного смесительного устройства применяют различные методы и критерии. В перемешиваемой смеси, в ее микрообъемах возможно бесконечное разнообразие взаимного расположения компонентов. В этих условиях соотношение компонентов в произвольных точках смеси — величина случайная. Поэтому большинство современных методов оценки качества смеси (степени ее смешивания) основаны на методах статистического анализа.

Из математической статистики известно, что наиболее просто статистический материал анализируется по одной случайной величине (законы для систем нескольких случайных величин значительно сложнее, и на практике к ним прибегают только в случае крайней необходимости).

Чтобы оценивать качество смешивания одной случайной величиной, смесь условно считают двухкомпонентной, хотя в процессах обогащения (особенно полиметаллических руд) смесь фактически является многокомпонентной. По степени распределения одного основного (обычно — ценного, извлекаемого) компонента в массе второго (условно-пустой породы) и судят о качестве смеси. Таким образом, в двухкомпонентной смеси случайной величиной X является содержание ценного компонента в ее микрообъемах (например, металла в руде).

Случайная дискретная величина X может быть полностью охарактеризована, если известны закон ее распределения, математи-

ческое ожидание $E(X)$, дисперсия или среднее квадратическое отклонение.

Основным критерием оценки качества усредненного сырья считают среднее квадратическое отклонение σ содержания ценного компонента в пробах, отобранных из смеси, от среднего его содержания

$$\sigma = \sqrt{\sum_{i=1}^n (x_i - x)^2 / (n-1)},$$

где x_i — значение случайной величины X в i -м опыте (в нашем случае — содержание ценного компонента в i -й пробе); x — среднее арифметическое значение величины X (здесь x — среднее арифметическое содержание ценного компонента во всех пробах); n — общее число отобранных проб.

При большом числе проб величина x сходится по вероятности с математическим ожиданием $E(X)$ случайной величины X .

Среднее квадратическое отклонение σ зависит от величины x и имеет его размерность. Это не позволяет использовать величину σ в чистом виде для сравнительной оценки качества смесей с различным содержанием в них ценного компонента. Поэтому для оценки неоднородности применяют коэффициент вариации V_i (%), который определяют по формуле

$$V_i = 100\sigma_i/x \quad (i = 1, 2, \dots).$$

Для оценки эффективности усреднения при смешивании продуктов различного качественного состава применяют следующие показатели: коэффициент усреднения и эффективность усреднения.

Коэффициент усреднения определяют по формуле

$$K = V_2/V_1,$$

где V_1 и V_2 — коэффициенты вариации рассматриваемого показателя качественного состава соответственно до и после усреднения.

В том случае, когда значения x до и после усреднения равны,

$$K = \sigma_2/\sigma_1,$$

где σ_1 , σ_2 — среднее квадратическое отклонение содержаний компонента в продуктах соответственно поступающем на усреднение и после усреднения.

Эффективность усреднения η определяют по формуле

$$\eta = 1 - K = 1 - \sigma_2/\sigma_1.$$

РАЗДЕЛЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ПО КРУПНОСТИ

§ 11. СУЩНОСТЬ И НАЗНАЧЕНИЕ ПРОЦЕССА РАЗДЕЛЕНИЯ ПО КРУПНОСТИ

Направляемые на переработку полезные ископаемые представляют собой сыпучую массу рудного материала, состоящую из кусков (зерен) самых различных размеров, формы и физических свойств.

Разделение такой многокомпонентной смеси на ряд продуктов — классов крупности, отличающихся размерами кусков (зерен), осуществляют грохочением или гидравлической (пневматической) классификацией.

Грохочение (рассев, отсеивание) — процесс разделения сыпучего кускового и зернистого материала на продукты различной крупности (классы) с помощью просеивающих поверхностей с калиброванными отверстиями (колосниковые решетки, сита).

Аппараты, применяемые для грохочения, называют грохотами.

В результате операции грохочения получают верхний (надрешетный) и нижний (подрешетный) продукты (рис. 8).

Пример. На грохочение поступает материал крупностью 100 мм, размер отверстий сита составляет 25 мм. После грохочения получают надрешетный продукт крупностью +25 и подрешетный крупностью —25 мм.

В общем случае размеры наименьших зерен (кусков) надрешетного продукта и наибольших зерен подрешетного продукта условно принимают равными размеру отверстия сита, через которое производится просеивание материала.

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.

Грохочение широко применяется на обогатительных фабриках и сортировочных установках, при производстве строительных материалов, в химической и многих других отраслях промышленности.

На обогатительных фабриках грохочение применяется в схемах дробления (измельчения) твердого минерального сырья для отделения готового по крупности материала от исходного, поступающего на дробление (измельчение), или для контроля крупности дробленого продукта в замкнутых схемах дробления (измельчения). Первый вид грохочения называется *предварительным*, а второй — *поверочным*. Грохочение также применяется для разделения исходного материала на отдельные классы крупности перед последующими операциями обогащения (*подготовительное* грохочение) или для получения товарного продукта заданной крупности (сортового угля, щебенки, гравия, песка и других продуктов переработки минерального сырья) — *самостоятельное* грохочение.

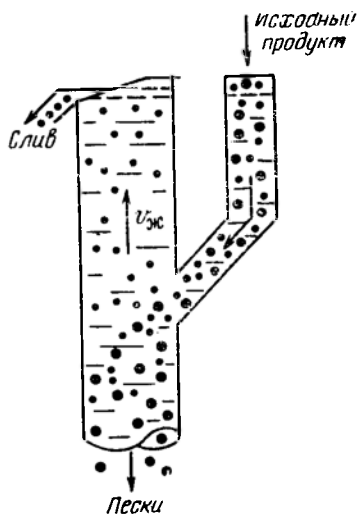
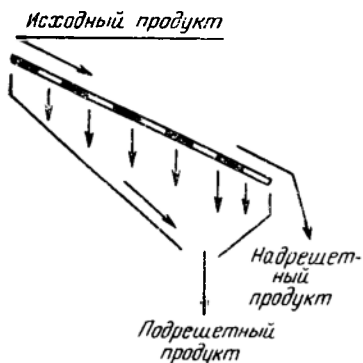


Рис. 8. Схема грохочения

Рис. 9. Схема разделения материала по крупности в восходящем потоке воды

Гидравлическая классификация — процесс разделения смеси мелких и тонких зерен на отдельные классы крупности, основанный на различиях скоростей их падения в водной среде.

Схема разделения материала по крупности при гидравлической классификации показана на рис. 9. В вертикально установленной трубе имеется непрерывно восходящий поток воды, движущийся со скоростью $U_{ж}$. Внутрь 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 крупных 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 применяется как самостоятельная конечная операция для отделения крупнозернистого материала от илистых (тонких, шламистых) частиц при промывке бурожелезняковых и марганцевых руд. Широкое применение гидравлическая классификация, как самостоятельный процесс, получила при промывке и подшихтовке кварцевых песков.

В качестве вспомогательной операции гидравлическая классификация наиболее часто применяется в замкнутых циклах измельчения для выделения крупнозернистых частиц (песков) и возврата их на доизмельчение, а также для обесшламливания измельченной руды перед ее обогащением.

Крупность материала, подвергаемого гидравлической классификации, не превышает для руд 3—5 мм, для углей 10—13 мм.

§ 12. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА МАТЕРИАЛА

Перерабатываемые на обогатительной фабрике полезные ископаемые и получаемые из них продукты представляют собой сыпучие материалы, представленные различными по размерам кусками (зернами) минералов и их сростков.

Как правило, частицы имеют неправильную форму и для сравнительной оценки их размер целесообразно характеризовать одним параметром — диаметром частицы (зерна). Для кусков кубической формы за диаметр принимают длину ребра куба; для кусков шарообразной формы — диаметр шара; для кусков неправильной формы — среднее значение трех измерений: длины, ширины и толщины параллелепипеда, в который вписывается кусок.

Иногда для сравнительной оценки применяют эквивалентный диаметр — диаметр шара, объем которого условно равен объему частицы неправильной формы,

$$d_s = \sqrt[3]{6G/(\pi\delta)},$$

где d_s — эквивалентный диаметр частицы; G , δ — соответственно масса и плотность частицы.

Распределение кусков (зерен) по классам крупности характеризует *гранулометрический состав* исходного сырья и продуктов обогащения. Для определения крупности отдельных проб применяют следующие методы:

ситовый анализ производится на стандартном наборе сит с размером отверстий более 40 мкм;

седиментационный анализ — разделение материала по скоростям падения частиц различной крупности в водной среде для материалов крупностью от 5 до 50 мкм;

микроскопический анализ — измерение размеров частиц под микроскопом и классификация их на группы в узких границах определенных размеров (для материалов крупностью от 50 мкм до десятых долей микрометра).

Методика проведения ситового анализа заключается в следующем. Пробу исследуемого полезного ископаемого подвергают рассеву вручную или механическим путем на ряд классов с помощью набора стандартных сит. Стандартные наборы сит характеризуются модулем шкалы, обозначающим отношение размеров отверстий двух смежных сит. Применяют различные стандартные наборы сит с модулем, равным 2, $\sqrt{2}$ и др.

При сухом способе рассева мелкого материала сита устанавливают одно над другим сверху вниз от крупных размеров отверстий к мелким. Пробу засыпают на верхнее сито и весь набор сит встряхивают на механическом встряхивателе в течение 10—30 мин. Остаток на каждом сите взвешивается с точностью до 0,01 г. Общую массу всех классов крупности принимают за 100%. Выход каждого класса (в процентах) получают делением массы класса на общую массу пробы и умножением на 100.

Результаты ситового анализа приводят обычно в виде таблиц или графиков. В качестве примера в табл. 1 приведены результаты ситового анализа продуктов 1—3, а на рис. 10 показаны характеристики их крупности, т. е. графическое изображение гранулометрического состава материала.

Характеристики крупности строят в прямоугольной системе координат следующим образом (см. рис. 10). На оси ординат откладывают в масштабе суммарный выход классов (в процентах), на оси абсцисс — в масштабе размеры отверстий сит в миллиметрах. Суммарные выходы «по плюсу» или по «минусу» представляют собой сумму выходов всех классов соответственно крупнее или мельче отверстий данного сита.

По виду кривой можно судить о преобладании крупных или мелких классов в исследуемом продукте: выпуклая кривая 1 (см. рис. 10) свидетельствует о том, что в этом продукте значительно больше крупных частиц, чем в продуктах, характеризующихся вогнутыми кривыми 2 и 3. По кривой суммарной характеристики можно также определить теоретический выход любого класса крупности при грохочении материала по заданному размеру. Так,

Таблица 1. Результаты ситового анализа

Класс, мм	Продукт 1		Продукт 2		Продукт 3	
	Выход класса, %					
	Частный	Суммарный	Частный	Суммарный	Частный	Суммарный
+20	53	53	17	17	2	2
−20+10	29	82	24	41	10	12
−10+5	9	91	21	62	18	30
−5+2,5	5	96	15	77	20	50
−2,5+1,3	2	98	10	87	22	72
−1,3+0	2	100	13	100	28	100
Исходный	100	—	100	—	100	—

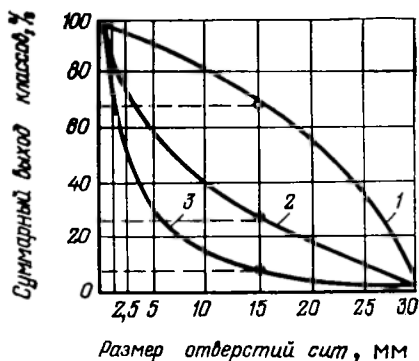


Рис. 10. Гранулометрические характеристики

например, при грохочении продуктов 1—3 (см. рис. 10) на ситах с размером отверстия 15 мм теоретический выход надрешетного продукта составит: для 1 — 70%, 2 — 27% и 3 — 8%.

При проведении ситового анализа с получением большого числа классов и построении суммарных характеристик в широком диапазоне размеров отверстий сит отрезки на оси абсцисс в области мелких классов получают весьма малого размера. Это затрудняет построение и использование характеристик, так как приходится строить непомерно большие графики. Чтобы избежать этого, графики строят в системе координат с полулогарифмическими (по оси абсцисс откладывают логарифмы размеров сит) или логарифмическими (по оси ординат откладывают также логарифмы суммарных выходов классов) шкалами.

Преимущество полулогарифмического масштаба по сравнению с линейным состоит в том, что расстояния между соседними значениями отверстий сит на оси абсцисс в области мелких зерен увеличиваются, а в области крупных — сокращаются. Это позволяет правильно отсчитывать выходы мелких классов при обычном размере графика.

Построение гранулометрических характеристик в логарифмических координатах используют для изучения закономерностей распределения материалов по крупности.

Суммарные характеристики крупности, несмотря на кажущееся их различие, могут быть описаны аналитически уравнениями одного вида. Наиболее часто для этих целей используют уравнение Розина — Раммлера

$$R = 100 \exp(-bd^n),$$

где R — суммарный выход класса крупнее d (остаток на сите), %; d — размер отверстий сита; b, n — параметры, зависящие от свойств материала.

§ 13. УСТРОЙСТВО И ПРИНЦИП РАБОТЫ ГРОХОТОВ

Машины и устройства, служащие для грохочения материалов, называются *грохотами*. Они отличаются принципом работы, конструктивными параметрами, характеристикой просеивающей поверхности и другими особенностями. Для упрощения классификации грохотов можно ограничиться подразделением их на следующие группы: неподвижные колосниковые, барабанные вращающиеся, вибрационные и грохоты специальной конструкции. К последним относят грохоты с магнитными вибровозбудителями, дуговые грохоты для выделения твердой фазы из пульпы и тонкого грохочения материалов.

Грохоты всех типов оборудованы просеивающими рабочими поверхностями, в качестве которых используют проволочные сетки, листовые штампованные сита (решета, т. е. перфорированные стальные листы) и колосниковые решетки. В последние годы начинают широко применять рабочие поверхности, изготовленные

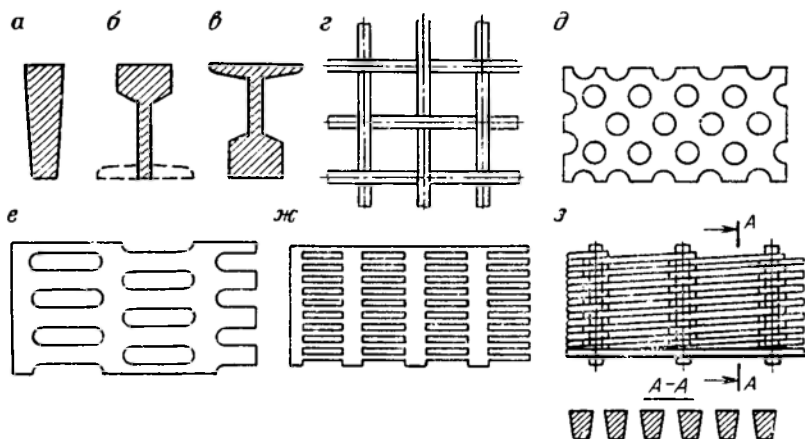


Рис. 11. Просеивающие поверхности грохотов:

а — в — профили колосниковых решеток; г — проволочное сито; д — ж — штампованные решета с различной формой отверстий; з — щелевидное сито

из резины, полиуретана и др. Форма отверстий просеивающих поверхностей может быть круглой, квадратной, овальной, прямоугольной. Отношение площади отверстий сита в свету к общей его площади, выраженное в процентах, называется *живым сечением сита*.

Наиболее распространенные просеивающие поверхности грохотов показаны на рис. 11.

Неподвижные *колосниковые грохоты* представляют собой неподвижные решетки с щелевидными отверстиями, собранные из отдельных колосников. Благодаря определенному углу наклона грохота материал, загружаемый на верхний конец решетки, движется по ней под действием равнодействующей сил тяжести и трения. В процессе движения часть материала проваливается через щели решетки и уходит в подрешетный продукт, а оставшаяся часть (в основном крупный класс) сходит в нижнем конце решетки (надрешетный продукт). Эти грохоты имеют низкую эффективность грохочения, особенно при влажном материале, и, несмотря на предельную простоту конструкции, применяются редко.

Барабанные грохоты имеют вращающуюся просеивающую поверхность цилиндрической или конической формы.

Вибрационные грохоты подразделяются на инерционные, самобалансные, резонансные и др. Они получили наибольшее распространение при переработке полезных ископаемых. У этих грохотов отсутствует жесткая кинематическая связь между движущим механизмом и коробом. Вибрации короба и просеивающей поверхности вызываются центробежной силой инерции, возникающей при вращении неуравновешенной массы дебаланса. Амплитуда (половина хода) свободных колебаний (вибраций) зависит от динамических факторов: сил инерции, движущихся масс, жесткости пружин (резиновых амортизаторов) и т. д.

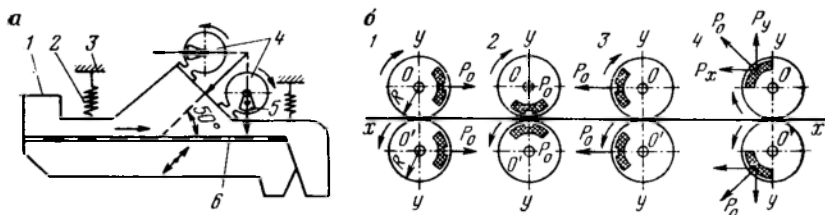


Рис. 12. Конструктивно-кинематическая схема самобалансного грохота:
а — общий вид; б — разрез по оси вибровозбудителя

Типоразмеры выпускаемых в СССР инерционных грохотов стандартизованы по ГОСТ 23788-79Е.

Инерционные грохоты выпускают трех подтипов: *легкие* ГИЛ (для материала с насыпной плотностью $\delta_n \leq 1 \text{ т/м}^3$), *средние* ГИС ($\delta_n \leq 1,6 \text{ т/м}^3$) и *тяжелые* ГИТ ($\delta_n \leq 2,5 \text{ т/м}^3$).

Грохот с самобалансным вибровозбудителем (рис. 12, а) состоит из горизонтального короба 1 подвешенного (или установленно-го) на амортизаторах 2 к опорной конструкции 3. На коробе укреплен вибровозбудитель 4 с дебалансом 5 таким образом, что направление действия силы инерции вибровозбудителя составляет примерно 50° к плоскости сита 6. Это обеспечивает передвижение материала по сити с подбрасыванием и энергичным встряхиванием. Траектории перемещения материала состоят из отдельных прямолинейных и параболических участков.

Вибровозбудитель (рис. 12, б) самобалансного грохота двух-вальный. Он состоит из корпуса, внутри которого на подшипниках качения установлены параллельно друг другу валы O и O' , с расположенными на них неуравновешенными массами m (дебалансами). Валы соединены зубчатой передачей и вращаются в противоположных направлениях.

Каждому валу передается со стороны дебаланса центробежная сила инерции P_0 , равная произведению массы m на центростремительное ускорение $\omega^2 r$ (где r — расстояние от центра тяжести груза до оси вращения вала). Каждая из сил P_0 (положение 4) может быть разложена на две составляющие, одна из которых P_x направлена по оси $x-x$, а вторая P_y — по оси $y-y$.

В процессе работы результирующая центробежных сил инерции дебалансов изменяется по синусоидальному закону и через каждые 180° поворота дебалансов равна максимуму и направлена перпендикулярно плоскости, проходящей через оси валов вибровозбудителя. Сила инерции через подшипники вибровозбудителя передается коробу грохота, с которым вибровозбудитель соединен жестко шпильками.

При параллельном действии сил инерции P_0 (положение 1, 3) P_x максимальна. Если центры тяжести масс дебалансов 5 находятся на оси $y-y$ (положение 2), силы инерции уравновешиваются, и тогда $P_x = 0$. В любом другом промежуточном положении

P_y всегда уравнивается, а соответствующие P_x складываются. Равнодействующая двух составляющих P_x равна

$$2P_x = 2P_0 \cos \varphi = 2m\omega^2 r \cos \varphi,$$

где φ — угол поворота вала каждого дебаланса, градус; m — масса одного дебаланса, кг; ω — частота, с^{-1} .

Таким образом, значение равнодействующей силы инерции в самобалансном вибровозбудителе изменяется по величине от 0 до $2P_0$, а также по направлению через каждые пол-оборота дебаланса.

В настоящее время выпускают самобалансные грохоты типов: ГСЛ42, ГСЛ62, ГСЛ72 (для обезвоживания, обесшламливания и отмыва суспензии на углеобогащательных фабриках); ГСС22, ГСС32, ГСС42 (для разделения материалов на сорта по крупности); ГСТ41, ГСТ42, ГСТ51, ГСТ61 (для обезвоживания, промывки, классификации материалов и отмыва суспензии на рудообогащательных фабриках).

§ 14. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ РАБОТЫ ГРОХОТОВ

Эффективность грохочения характеризует полноту разделения исходной смеси зерен различной крупности на просеивающей поверхности. В общем случае эффективность грохочения η по классу, в котором зерна мельче отверстий сита, представляет собой отношение массы этого класса в подрешетном продукте Q_n к массе того же класса $Q_{н.и}$ в исходном материале

$$\eta = 100Q_n/Q_{н.и}.$$

Нижним продуктом в исходной смеси является материал крупностью менее размера отверстий просеивающей поверхности. Если известны суммарное содержание нижнего класса α (%) в исходном продукте (по кривой гранулометрического состава данного материала) и его масса $Q_{и}$, то эффективность грохочения можно определить по формуле

$$\eta = 10^4 Q_n / (Q_{и} \alpha).$$

Пример. На непрерывно действующей установке грохочению подвергается $Q_{и} = 150$ т материала за 1 ч, содержащего нижнего класса $\alpha = 60\%$. Фактическая масса подрешетного продукта за 1 ч составляет $Q_n = 80$ т. Эффективность грохочения

$$\eta = 10^4 Q_n / (Q_{и} \alpha) = 10^4 \cdot 80 / (150 \cdot 60) = 88,8\%.$$

В реальных условиях непрерывного процесса на обогащательных фабриках определять массу подрешетного продукта затруднительно, поэтому эффективность грохочения рассчитывается по «засорению» надрешетного продукта нижним классом, т. е. по содержанию нижнего класса α в исходном и надрешетном θ продуктах.

В этом случае для определения эффективности грохочения используют следующее выражение:

$$\eta = 10^4 (\alpha - \theta) / [\alpha (100 - \theta)]. \quad (2)$$

Для нашего примера масса нижнего класса в надрешетном продукте составляет

$$Q_{н.н} = Q_n \alpha - Q_n = 150 \cdot 0,6 - 80 = 10 \text{ т};$$

его содержание

$$\theta = 100 Q_{н.н} / (Q_n - Q_n) = 100 \cdot 10 / (150 - 80) = 14,3\%.$$

Пользуясь формулой (2), определяем эффективность грохочения

$$\eta = 10^4 (60 - 14,3) / [60 (100 - 14,3)] = 88,8\%,$$

Таким образом, зная содержание нижнего класса в материале, поступающем на грохочение, и определив (рассевом пробы надрешетного продукта) содержание данного класса в надрешетном продукте, найдем расчетным путем эффективность грохочения.

Эффективность грохочения зависит от механических, технологических параметров работы грохота и свойств грохотимого материала, режима работы грохота, продолжительности отсева, вида и состояния рабочей поверхности, производительности грохота, влажности материала и др.

Производительность грохотов зависит от ряда факторов: granulометрической характеристики исходного продукта, его влажности, размера отверстий сит, требуемой эффективности грохочения, механического режима работы грохота и др. Между производительностью и эффективностью существует обратная зависимость — с увеличением производительности при прочих равных условиях эффективность снижается.

Технологический расчет грохотов сводится к определению размеров просеивающей поверхности F (м^2) по заданной производительности Q (т/ч) и необходимой эффективности грохочения η (%).

Большое число факторов, влияющих на результаты грохочения, обусловило применение для расчета производительности грохотов ряда эмпирических формул. Все эти формулы являются модификациями общей формулы

$$Q_0 = k q_0 F,$$

где Q_0 — объемная производительность грохота, $\text{м}^3/\text{ч}$; k — коэффициент пропорциональности, определяемый опытным или расчетным путем; q_0 — удельная объемная производительность, принимаемая по опытным данным, $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$; F — площадь просеивающей поверхности (одного яруса сит), м^2 .

Величина q_0 зависит от размера отверстий сит. При изменении размеров отверстий от 3 до 100 мм q_0 изменяется от 6 до 60 $\text{м}^3/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$. Полная массовая производительность грохота Q вы-

числяется в зависимости от насыпной плотности материала δ_n (т/м^3) по формуле

$$Q = Q_0 \delta_n.$$

§ 15. ОСНОВЫ ГИДРАВЛИЧЕСКОЙ КЛАССИФИКАЦИИ

Процесс гидравлической классификации обусловливается законами движения минеральных частиц в водной среде*. Это движение может осуществляться в условиях свободного падения (движения) единичных зерен или же в условиях стесненного падения (движения) массы минеральных зерен.

Под свободным падением понимают движение единичных зерен в среде неограниченного объема под действием сил тяжести (или центробежных сил) и сил сопротивления среды.

Под стесненным падением понимают перемещение множества зерен в виде более или менее сплоченной массы, когда помимо гравитационных (центробежных сил) и сил сопротивления среды на движение зерен оказывают влияние непрерывно сталкивающиеся соседние зерна.

Режим движения зерен в обоих случаях может быть ламинарным, турбулентным или переходным в зависимости от его характера, определяемого известным параметром Рейнольдса

$$Re = vd\Delta/\mu, \quad (3)$$

где v — скорость падения частицы в жидкости, м/с ; d — диаметр частицы, м ; Δ — плотность среды, кг/м^3 ; μ — динамическая вязкость среды, $\text{Па} \cdot \text{с}$.

При $Re < 1$ — режим ламинарный, при $Re > 1000$ — турбулентный, при $Re = 1 \div 1000$ — переходный (неустойчивый).

Известно, что все тела при падении в пустоте перемещаются со скоростью не зависящей от их размера, формы и плотности. Конечная скорость падения единичного зерна в данном случае определяется только силой тяжести по закону Ньютона

$$v = \sqrt{2gh},$$

где v — скорость падения зерна, м/с ; g — ускорение свободного падения, м/с^2 ; h — высота падения, м .

В реальных условиях (в водной или воздушной среде) помимо сил тяжести движущееся зерно испытывает влияние сил сопротивления среды. Эти силы сопротивления являются результатом режима обтекания тел средой и, в зависимости от этого, подразделяются на вязкостные и инерционные.

Силы вязкостного сопротивления возникают в результате преодоления сил трения между отдельными слоями среды, окружающими зерно и смещающимися при его перемещении относительно

* Пневматическая классификация осуществляется в воздушной среде, имеет ограниченное применение и здесь не рассматривается.

друг друга. Силы вязкостного сопротивления преобладают при ламинарных режимах движения — при относительно малых размерах зерен и небольших скоростях их движения ($d < 0,12$ мм, $Re < 1$).

По Стоксу сила вязкостного сопротивления $P_s(H)$ в условиях ламинарного режима движения определяется по формуле

$$P_s = 3\pi\omega^2 d^2 \Delta / Re \quad \text{или} \quad P_s = 3\pi\mu v d. \quad (4)$$

Силы инерционного сопротивления возникают в результате преодоления сил инерции окружающей среды. Инерционное сопротивление преобладает при турбулентных режимах движения, характеризующихся относительно крупными размерами зерен и более высокими скоростями их движения ($d > 2$ мм, $Re > 1000$).

По Риттингеру сила инерционного (динамического) сопротивления в условиях турбулентного режима движения равна

$$P_R = \pi\omega^2 d^2 \Delta / 12. \quad (5)$$

Для переходного режима движения зерен промежуточной крупности ($0,12 < d < 2$ мм и $1 < Re < 1000$) силы сопротивления среды P_A можно определять по формуле Аллена

$$P_A = 1,25\pi \sqrt{\mu \Delta v^3 d^3}. \quad (6)$$

Формулы (4)—(6) применимы только для зерен определенной крупности. Рейлей предложил обобщенную формулу для определения сил сопротивления среды движения зерен любой крупности. Эта формула учитывает проявление как вязкостного, так и инерционного сопротивления:

$$P = \psi v^2 d^2 \Delta, \quad (7)$$

где ψ — коэффициент гидродинамического сопротивления, зависящий от параметра Re . Аналитическую зависимость $\psi = f(Re)$ получить не представляется возможным. На рис. 13 эта зависимость представлена в виде кривой Рейлея, построенной на основе экспериментальных данных.

Все рассмотренные выше зависимости справедливы для зерен шарообразной формы.

Определение скорости свободного падения зерен в водной среде связано с учетом силы сопротивления среды и силы тяжести

$$P_g = mg = \pi d^3 \delta g / 6, \quad (8)$$

а также выталкивающей силы Архимеда

$$P_{Ar} = \pi d^3 \Delta g / 6, \quad (9)$$

где m — масса зерна, кг; δ — плотность зерна, кг/м³.

Определим конечную скорость свободного падения v_0 для зерен различной крупности при различных режимах их движения.

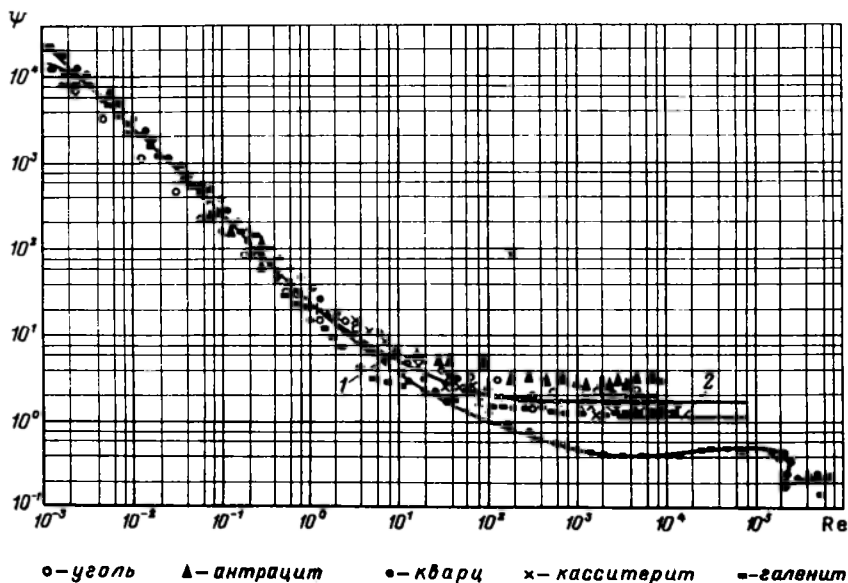


Рис. 13. Зависимость между коэффициентом сопротивления ψ и числом Рейнольдса Re :

1 — шары; 2 — пластинка

Принимая значения сил сопротивления по Риттингеру [см. формулу (5)], составим уравнение движения зерна

$$m dv/dt = \pi d^3 \delta g / 6 - \pi d^3 \Delta g / 6 - \pi v^2 d^2 \Delta / 12,$$

откуда

$$dv/dt = (\delta - \Delta) g / \delta - v^2 \Delta / (2d\delta).$$

В начальный момент, когда $v=0$, ускорение движения зерна будет постоянным.

С увеличением скорости движения сила сопротивления будет возрастать, и когда результирующая действующих сил станет равной нулю, зерно будет падать с конечной постоянной скоростью v_0 . При этом

$$dv/dt = 0 \quad \text{и} \quad g(\delta - \Delta) / \delta = v^2 \Delta / (2d\delta). \quad (10)$$

Подставив v_{0R} вместо v в формулу (10), получим

$$v_{0R} = \sqrt{2gd(\delta - \Delta) / \Delta} = 4,43 \sqrt{d(\delta - \Delta) / \Delta}, \quad (11)$$

где v_{0R} — конечная скорость свободного падения зерна согласно закону Риттингера.

Выполнив аналогичные преобразования с формулами (4) и (6), соответственно получим:

скорость свободного падения по Аллену

$$v_{0A} = 1,2d \sqrt[3]{(\delta - \Delta)^2 / (\Delta \mu)}; \quad (12)$$

скорость свободного падения по Стоксу

$$v_{0s} = 0,545d^2 (\delta - \Delta)/\mu. \quad (13)$$

Для определения конечной скорости падения частиц шарообразной формы любой крупности применяют *метод П. В. Лященко*.

Преобразовав формулы (3) и (7), находим

$$\text{Re}^2 \psi = P\Delta/\mu^2. \quad (14)$$

При установившемся режиме $v=v_0=\text{const}$ сила сопротивления среды P уравнивает движущую силу, равную разности силы тяжести P_g и архимедовой силы выталкивания P_{Ar} .

Подставив в формулу (14) вместо P разность $P_g - P_{Ar}$ [см. формулы (8,9)], после преобразований получим

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

Для водной среды $\Delta = 1000 \text{ кг/м}^3$, $\mu = 0,001 \text{ Па}\cdot\text{с}$, $g = 9,8 \text{ м/с}^2$, тогда

$$\text{Re}^2 \psi = 5134 \cdot 10^6 d^3 (\delta - 1000).$$

Задавшись диаметром зерна и его плотностью, подсчитываем величину $\text{Re}^2 \psi$, затем по диаграмме П. В. Лященко (рис. 14) по параметру $\text{Re}^2 \psi$ определяем значение Re . Подставив найденное значение Re в формулу (3), получаем конечную скорость свободного падения зерна

$$v_0 = \text{Re} \mu / (d\Delta). \quad (15)$$

Скорость стесненного падения зерен в водной среде можно определить только экспериментально, поскольку аналитически определить степень уменьшения скорости падения зерен при их взаимодействии не представляется возможным.

Многочисленные экспериментальные данные по измерению скорости падения зерен различных размеров позволили П. В. Лященко установить, что скорость стесненного падения

Многочисленные экспериментальные данные по измерению скорости падения зерен различных размеров позволили П. В. Лященко установить, что скорость стесненного падения

$$v_{ст} = v_0 \sqrt{\theta^n}, \quad (16)$$

где θ — коэффициент разрыхления смеси зерен, равный отношению объема свободного пространства между зернами к полному объему, занимаемому разрыхленной смесью. С уменьшением зерен в единице объема смеси θ стремится к 1, а $v_{ст} \rightarrow v_0$. Показа-

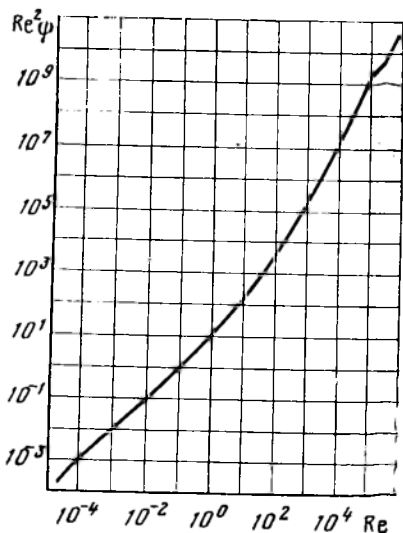


Рис. 14. Зависимость между параметром $\text{Re}^2 \psi$ и числом Re

тель степени n зависит от размера, плотности и формы частиц (для частиц крупностью менее 0,3 мм $n=6$).

Равнопадаемость зерен обусловлена различиями в их размерах и плотностях. Зерна, которые при разной плотности и размерах обладают одинаковой конечной скоростью падения в одной и той же среде, называют *равнопадающими*.

Для зерен двух разных минералов плотностью δ_1 и δ_2 , размером d_1 и d_2 , имеющих конечную скорость свободного падения в воде v_{01} и v_{02} , соответственно условие равнопадаемости

$$v_{01} = v_{02}.$$

Отношение диаметров зерен двух разных минералов, падающих с одинаковой скоростью, называется *коэффициентом равнопадаемости*.

Коэффициент равнопадаемости e :
по Риттингеру

$$e_R = d_1/d_2 = (\delta_2 - \Delta)/(\delta_1 - \Delta);$$

по Стоксу

$$e_S = d_1/d_2 = \sqrt{(\delta_2 - \Delta)/(\delta_1 - \Delta)};$$

по Аллену

$$e_A = d_1/d_2 = \sqrt[3]{(\delta_2 - \Delta)^2/(\delta_1 - \Delta)^2}.$$

П. В. Лященко на основе использования общего выражения для скорости свободного падения зерен предложил при определении коэффициента равнопадаемости учитывать коэффициенты сопротивления

$$e = d_1/d_2 = \psi_1 (\delta_2 - \Delta)/[\psi_2 (\delta_1 - \Delta)].$$

Опыты свидетельствуют о том, что коэффициенты равнопадаемости стесненного падения в 1,5—2 раза больше их значений при свободном падении. Это объясняется тем, что в стесненных условиях изменяется соотношение между скоростями падения легких и тяжелых зерен.

§ 16. УСТРОЙСТВО И ПРИНЦИП ДЕЙСТВИЯ ГИДРАВЛИЧЕСКИХ КЛАССИФИКАТОРОВ

Гидравлическая классификация может быть самостоятельной или вспомогательной операцией. Как самостоятельная операция, гидравлическая классификация применяется для отделения крупнозернистого материала от илистой части (например, при обогащении железных или марганцевых руд). При обогащении углей гидравлическая классификация применяется как подготовительная операция перед отсадкой и флотацией.

Гидравлические классификаторы по способу удаления зернистой части материала делятся на классификаторы с механической

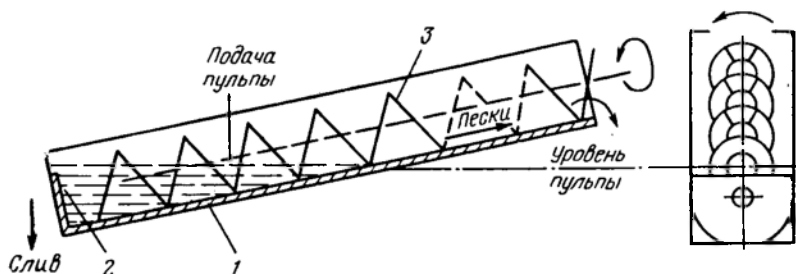


Рис. 15. Схема механического спирального классификатора

разгрузкой (скребковые, элеваторные, осадительные центрифуги) и с разгрузкой самотеком (конические, пирамидальные, гидроциклоны и др.).

Спиральный классификатор (рис. 15) состоит из наклонного корыта 1, куда непрерывно подается исходная пульпа. Движение пульпы направлено к переливному порогу 2. Пески — относительно крупный материал (частицы, скорость стесненного падения которых выше скорости движения потока пульпы) осаждаются на днище корыта и транспортируются вращающейся спиралью 3 к разгрузке. Слив — тонкий материал (частицы, увлекаемые движением потока пульпы) разгружается через сливной порог. В двухспиральных классификаторах параллельно работают две спирали.

Гидроциклоны широко применяются для операций классификации по крупности и обесшламливания продуктов измельчения, а также в отдельных операциях подготовки руды и обогащения. Например, все более широкое применение находят гидроциклоны для обогащения углей в тяжелой суспензии (тяжелосредные гидроциклоны).

Успешно конкурировать с механическими и гидравлическими классификаторами гидроциклонам позволяют их простота конструкции, малые габариты и металлоемкость, более высокие удельная производительность и эффективность разделения, возможность оперативного и автоматизированного регулирования технологических параметров. Гидроциклоны получили распространение не только на обогатительных фабриках, но и в других отраслях промышленности.

Принцип работы гидроциклона (рис. 16) заключается в следующем. Исходная пульпа подается в гидроциклон по патрубку 1 под определенным давлением и вводится в его цилиндрическую часть тангенциально. Тангенциальный ввод пульпы обуславливает наличие внутри цилиндрической 3 и конической 4 частей гидроциклона вращающегося потока.

При вихревом движении в гидроциклоне жидкость разделяется на два вращающихся потока: внешний, перемещающийся вдоль стенок конуса вниз к песковому отверстию 5, и внутренний, направленный вдоль оси вверх к сливному отверстию 2.

Главной действующей в гидроциклоне силой является центробежная сила инерции, возникающая при вращении пульпы благодаря тангенциальной подаче питания и осевой разгрузке продуктов. Под действием центробежной силы более крупные и более тяжелые частицы твердого отбрасываются к стенке гидроциклона, перемещаются вниз и затем разгружаются через песковую насадку, а более тонкие и легкие частицы выносятся со сливом вверх.

Внутри гидроциклона твердые частицы вовлекаются во вращательное движение и движутся относительно пульпы в радиальном и осевом направлениях, в соответствии с действующими на них силами по сложным траекториям, в конечном итоге распределяясь по размерам и плотности. При этом сохраняется следующая основная закономерность: крупность и плотность частиц увеличивается в направлении от оси гидроциклона к его стенкам и от сливного патрубка к песковой насадке, а содержание твердого в пульпе уменьшается в обратных направлениях.

Производительность гидроциклонов по исходной пульпе Q ($\text{м}^3/\text{ч}$) рассчитывается по эмпирической формуле

$$Q = 3K_{\alpha}K_D d_n d \sqrt{p_0},$$

где K_{α} — поправка на угол конусности гидроциклона (при $\alpha = 10^\circ$ $K_{\alpha} = 1,15$; $\alpha = 20^\circ$ $K_{\alpha} = 1$); K_D — поправка на диаметр гидроциклона;

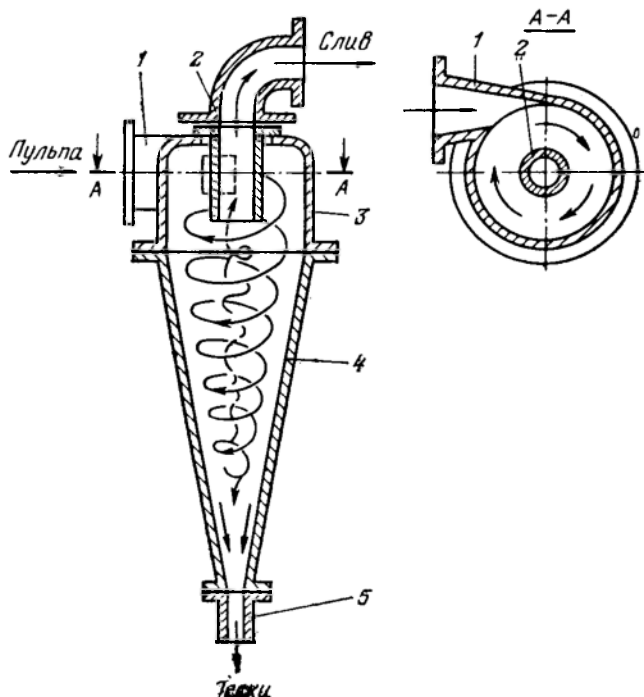


Рис. 16. Схема устройства и работы гидроциклона

d_n — диаметр питающего патрубка, см; d — диаметр сливного патрубка, см; p_0 — рабочее давление пульпы на входе в гидроциклон, МПа.

Конструкции промышленных гидроциклонов отличаются соотношением геометрических размеров, углом конусности, формой питающей насадки, способом подвода питания, удаления слива, крепления песковых насадок и регулирования размера пескового отверстия и др.

Промышленные гидроциклоны изготовляют литыми или сварными с футеровкой внутренней поверхности износостойкими материалами: каменным литьем, резиной и др.

При малом диаметре гидроциклонов и большом их числе они объединяются посредством распределительного устройства в единый комплекс (батареи гидроциклоны).

Глава 4

ДРОБЛЕНИЕ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

§ 17. НАЗНАЧЕНИЕ, СУЩНОСТЬ И ОСНОВНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ПРОЦЕССОВ ДРОБЛЕНИЯ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Процессы дробления и измельчения применяются для доведения минерального сырья (и других материалов) до необходимой крупности, требуемого гранулометрического состава или заданной степени раскрытия минералов.

При этих процессах куски, зерна и частицы горных пород разрушаются под действием внешних сил (механических, тепловых, электрических и др.). Эти силы направлены на преодоление внутренних сил сцепления, связывающих между собой частицы твердого вещества.

Между дроблением и измельчением нет принципиальных различий. Условно считают, что при дроблении получают продукт с размером максимальных зерен крупнее, а при измельчении мельче 5 мм.

Дробление и измельчение при обогащении служат подготовительными операциями и предназначаются для разъединения (раскрытия) рудных зерен различных минералов, содержащихся в полезном ископаемом в виде тесно переплетенных сростков. Чем полнее раскрываются (освобождаются один от другого) минералы при дроблении и измельчении, тем успешнее осуществляется последующее обогащение полезного ископаемого.

Дробление также весьма широко применяется в различных отраслях промышленности: в строительстве — для подготовки строительных материалов: гравия, щебня и др.; в металлургии — для дробления шихтовых материалов (флюсов): доломитов, известня-

ков и др.; на коксохимических предприятиях — для дробления угля перед коксованием и т. д. Измельчению подвергаются клинкер при производстве цемента, угли и сланцы на электростанциях, сжигающих топливо в пылевидном состоянии.

Различные способы дробления и измельчения отличаются видом основной необратимой деформации. Применяются следующие способы разрушения материала:

раздавливание, наступающее после перехода напряжения за предел прочности материала на сжатие;

раскалывание и *излом*, при которых расклинивающие и растягивающие усилия превосходят предел прочности материала на растяжение;

срезывание и истирание, при которых касательные напряжения превосходят предел прочности материала;

динамический удар, при котором сила удара превосходит силы сцепления между отдельными частицами материала. При динамическом ударе проявляется совокупность упругих деформаций: сжатие, растяжение, изгиб и сдвиг.

Оценка результатов дробления и измельчения производится по степени дробления (измельчения) и эффективности работы дробилок (мельниц).

Степень дробления (измельчения) i — отношение диаметра максимального куска исходного материала $D_{\max}$ к диаметру максимального куска продукта дробления (измельчения) $d_{\max}$

$$i = D_{\max}/d_{\max}.$$

На обогатительных фабриках дробление и измельчение руд обычно производят последовательно в несколько приемов (стадий), так как получить необходимую степень дробления для полного раскрытия рудного минерала в одной дробильной машине не представляется возможным.

Стадии дробления и измельчения различают в зависимости от номинальной крупности исходного материала и конечного продукта (табл. 2).

Эффективность работы Э [т/(кВт·ч)] дробилок и мельниц ха-

Таблица 2. Предельные значения крупности по стадиям дробления (измельчения)

Стадия	$D_{\max}$, мм	$d_{\max}$, мм	$i = D_{\max}/d_{\max}$
Дробление:			
крупное	1500—500	350—100	4,3—5
среднее	350—100	100—40	3,5—2,5
мелкое	100—40	30—10	3,3—4,5
Измельчение:			
грубое	30—10	5—2	6—5
тонкое	5—2	1—0,5 (и менее)	5—40 (и более)

рактируется отношением массы дробленого (измельченного) продукта к израсходованной энергии

$$\mathcal{E} = Q/E,$$

где Q — масса дробленого (измельченного) продукта, т; E — энергия, затраченная на дробление (измельчение), кВт·ч.

Величина, обратная $\mathcal{E}$, называется удельным расходом энергии

$$E_{уд} = E/Q.$$

На рис. 17 показана зависимость удельного расхода электроэнергии от крупности материала.

Основной целью теории дробления и измельчения является определение энергии, затрачиваемой на преодоление внутренних сил сцепления зерен при разрушении массива. В зернах горных пород действуют как межкристаллические силы сцепления, так и внутрикристаллические. Последние во много раз превышают первые. Надо помнить, также, что все горные породы содержат в себе зоны ослабления (дефекты структуры кристаллов, микро- и макротрещины).

Для изменения межатомного расстояния в структурной решетке кристаллического твердого тела и преодоления сил сцепления между кристаллами требуется работа деформации (сжатие, растяжение, сдвиг или изгиб).

Эта работа пропорциональна силе внутреннего взаимного сцепления частиц горной породы и определяется природой и структурой кристаллов, а также размером микро- и макротрещин.

Процесс дробления и измельчения горных пород вначале происходит по трещинам и наиболее слабым местам после перехода за предел прочности нормальных и касательных напряжений, возникающих в материале. Затем идет разрушение более однородной массы с меньшим числом или без микротрещин. Поэтому чем тоньше продукт измельчения, тем более резко возрастает сопротивление разрушению.

Энергия, расходуемая на дробление (измельчение), поглощается упругими и пластическими деформациями, преобразуется в поверхностную энергию вновь образуемых поверхностей измельченных зерен и рассеивается в окружающей среде в виде тепловых, звуковых и других потерь.

Предложено несколько законов дробления, характеризующих зависимость работы, затрачиваемой на дробление (измельчение), от результатов дробления (измельчения), т. е. от крупности конечного продукта.

По Риттингеру работа, затрачиваемая на дробление (измель-

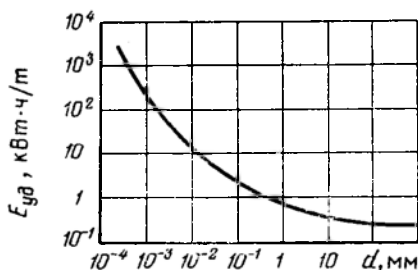


Рис. 17. Зависимость удельного расхода электроэнергии $E_{уд}$ при дроблении и измельчении материала средней прочности от конечной крупности

чение), пропорциональна вновь образованной поверхности кусков (частиц) дробленого продукта:

$$A = K_R' \Delta S = K_R D^2,$$

где K_R' , K_R — коэффициенты пропорциональности, Н·м/м²; ΔS — площадь вновь образованной поверхности, м²; D — диаметр куска дробленого материала, м.

В соответствии с законом дробления Кика — Кирпичева работа дробления пропорциональна объему деформируемых кусков:

$$A = K_K' V = K_K D^3,$$

где K_K' , K_K — коэффициенты пропорциональности, Н·м/м³; V — объем куска, м³; D — характерный размер куска, м.

Данный закон позволяет получить согласованные с экспериментом данные при дроблении крупных кусков с малой степенью дробления, когда энергией, затраченной на образование новой поверхности дробленого материала, можно пренебречь.

По закону Ребиндера полная работа дробления равна сумме работ деформации и образования новых поверхностей

$$A = K_R D^3 + K_K D^2.$$

Несколько позже Бонд, также полагая, что полная работа должна включать работу деформации и образования новых поверхностей, предложил считать работу дробления одного куска пропорциональной среднему геометрическому между объемом и площадью поверхности куска:

$$A = K_B \sqrt{D^2 D^3} = K_B D^{2.5}.$$

Существуют и другие обобщенные формулы для определения работы дробления. Следует сказать, что приведенные выше законы получены для весьма упрощенных схем разрушения единичного куска (зерна), без учета теории прочности и др. Нет достаточных оснований полагать, что сложнейшие зависимости расхода энергии от гранулометрического состава продуктов в процессах дробления и измельчения удастся выразить в простой форме.

Выведенные формулы законов дробления не могут быть использованы для количественных расчетов, если требуется определить абсолютное значение работы дробления, вследствие неизвестности коэффициентов пропорциональности. Эти формулы можно использовать при сравнительной оценке процессов дробления, когда достаточно определить относительную работу, затрачиваемую на дробление.

§ 18. ПРОЧНОСТНЫЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД И РАСКРЫТИЕ РУДНЫХ МИНЕРАЛОВ

Основные свойства горных пород можно подразделить на две группы:

физические — плотность, пористость, влажность, смачиваемость, магнитная восприимчивость, звуко-, электро- и теплопроводность и др.;

механические — прочность, твердость, пластичность, деформируемость, абразивность и др.

При разрушении горных пород механическим способом важное значение имеют их механические свойства, характеризующие способность к сопротивлению силовым воздействиям и в зависимости от вида и интенсивности последних к изменению размеров, формы, состояния.

Прочность горной породы — способность твердого тела противостоять разрушению от действия внешних сил.

Твердость — свойство горной породы оказывать сопротивление, не разрушаясь при местном поверхностном контактом силовом воздействии.

Пластичность — свойство твердых тел под действием внешних сил изменять, не разрушаясь, свою форму и размеры и сохранять остаточные (пластические) деформации после устранения этих сил.

Деформируемость — свойство горной породы изменять форму и размеры в результате силового воздействия на нее.

Прочность горных пород определяется разрушающими напряжениями на сжатие $\sigma_{сж}$, сдвиг $\sigma_{сд}$ и растяжение $\sigma_{р}$.

Для углей, например, эти три показателя находятся примерно в соотношении $\sigma_{сж} : \sigma_{сд} : \sigma_{р} = 1 : 0,3 : 0,1$. Экспериментальное определение показателей весьма трудоемко.

Сопротивляемость горных пород разрушению определяют различными показателями. Для практических целей широко используется коэффициент крепости горных пород, предложенный проф. М. М. Протодяконовым и характеризующий относительную сопротивляемость разрушению горной породы при ее дроблении. За единицу коэффициента крепости f принимается предел прочности породы при одноосном сжатии, равный $\sigma_{сж} = 10$ МПа, т. е.

$$f = 0,1 \sigma_{сж}.$$

По шкале проф. М. М. Протодяконова все горные породы разделены на 10 категорий, характеризуемых коэффициентами крепости от 0,3 для самых слабых до 20 для наиболее прочных пород. Коэффициент крепости некоторых горных пород составляет: железистые кварциты 15—18; известняк, медный колчедан 5—10; уголь, каолин 2—5.

По степени крепости горные породы делятся на мягкие ($f < 8$), средней твердости ($f = 8 \div 15$) и твердые ($f > 15$).

Конечная крупность дробленого (измельченного) материала, направляемого на обогащение, определяется размером вкрапленности полезных минералов. Характер вкрапленности устанавливается опытным путем при исследовании полезного ископаемого на обогатимость. Основным параметром, определяющим вкраплен-

ность минералов в рудах, принята крупность зерен и их агрегатов в массиве. Однако размер зерен не учитывает их конфигураций, так как он определяется под микроскопом только по одной плоскости среза.

Эффективное разделение минеральной смеси зерен при обогащении может быть достигнуто только при достаточно полном раскрытии рудной или нерудной фазы.

Если учитывать тот факт, что с уменьшением крупности зерен в целом эффективность процессов обогащения снижается, становится понятной целесообразность получения при измельчении сравнительно крупнозернистого, но раскрытого рудного минерала. Другими словами, переизмельчение материала также невыгодно, как и его недоизмельчение.

Степень раскрытия S какого-либо минерала характеризуется отношением его свободных (раскрытых) зерен к общему их числу. *Степенью вкрапленности* называют отношение массы минерала, находящегося в сростках, к общей его массе. Эти отношения выражают в процентах.

Раскрытие минералов при измельчении происходит вследствие разрушения сростков, уменьшения крупности зерен полезного ископаемого и освобождения зерен минералов друг от друга. Разлом и разрушение сростков происходят в различных направлениях. Однако если физические свойства соприкасающихся минералов различны, а связь между ними слабее, чем внутри минералов, то при измельчении излом происходит преимущественно по границе поверхностей контакта (плоскостям спайности). Поэтому всегда следует стремиться применять такие методы и режимы измельчения, которые позволяют вести разрушение сростков и агрегатов преимущественно по поверхностям раздела, и тем самым достичь максимальной степени раскрытия при максимальной крупности измельченного продукта и минимальном его ошламовании.

Процесс раскрытия минералов при измельчении можно показать на следующем примере. Будем считать, что кубик руды размером 40 мм состоит из равномерно распределенных кубических зерен двух минералов (рудного и нерудного) с одинаковым содержанием. Размер граней зерен минералов составляет 10 мм. Допустим, что при измельчении все зерна получают кубической формы и одинаковой крупности. Если даже минералы не будут достаточно прочно связаны между собой, то их разрушение практически никогда не произойдет полностью по границе поверхностей контакта зерен, и поэтому при измельчении начального кубика до 10 мм все зерна минералов будут в сростках.

Если же измельчение производить до 5 мм, то часть зерен минералов раскроется (т. е. получим чисто рудные и нерудные зерна), а часть останется в сростках.

Если наложить на грань условно принятого кубика (рис. 18) сетку с отверстиями 5 мм, линии которой характеризуют направление плоскостей разрушения, то видно, что в рядах II, IV, VI, VIII, будут свободными (раскрытыми) по четыре зерна. Если начальный кубик таким же образом рассматривать перпендикулярно к плоскости рисунка, то нетрудно подсчитать, что общее число раскрытых рудных и нерудных зерен составит $4^3=64$ (по 32 рудных и нерудных). Таким образом, из общего числа вновь образованных зерен $8^3=512$ в сростках остается 448 зерен. Вполне вероятно, что раскрытых зерен может быть меньше, а сростков больше, если плоскости разрушения представить не парал-

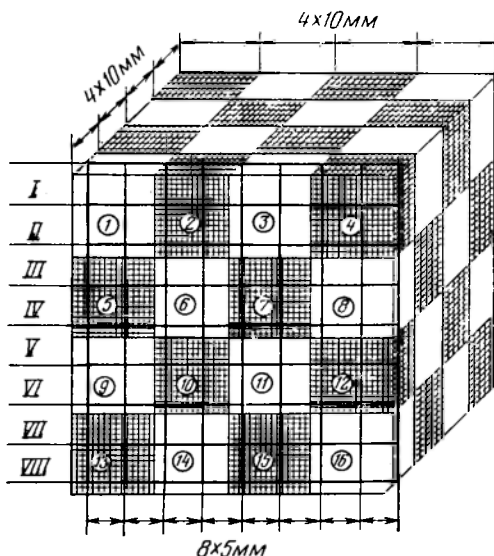


Рис. 18. Совмещение решеток плоскостей разрушения (толстые линии) и спайности (тонкие линии) зерен минералов:
1—16 — раскрытые рудные и нерудные зерна в одной плоскости

лельными граням условного кубика.

Степени раскрытия рудной и нерудной фаз будут равными $S = 100 \cdot 32 / (448 + 32) = 6,7\%$.

Таким образом, даже при идеализированной схеме разрушения уменьшение крупности измельчения продукта в два раза по сравнению с крупностью вкрапленности минерала ($d_n = 5$ мм, $d_m = 10$ мм) позволяет получить степень раскрытия всего лишь 6,7%. В реальных условиях при неравномерной вкрапленности и низком содержании рудных зерен конечная крупность измельченного продукта должна быть во много раз меньше крупности вскрапленности: $d_n \ll d_m$.

§ 19. УСТРОЙСТВО И ПРИНЦИП РАБОТЫ ДРОБИЛОК

По технологическому назначению все машины, применяемые для разрушения минерального сырья и других материалов, разделяются на две основные группы: *дробилки и мельницы*, которые могут работать в открытом цикле, при котором материал проходит через дробилку (мельницу) один раз, или в замкнутом цикле с грохотом (классификатором), надрешетный (крупный) продукт которого непрерывно возвращается в дробилку (мельницу) на додробливание (доизмельчение).

Общая классификация дробильно-измельчительного оборудования основана на принципе их действия, т. е. на способе разрушения, который определяется видом энергии, непосредственно используемой для разрушения материала. Энергия разрушения может быть результатом механической работы дробящих органов (в дробилках и мельницах), энергии сжатого воздуха, газа, пара или воды (при взрывном дроблении и измельчении).

В зависимости от вида рабочего (дробящего) органа и конструктивных особенностей дробилки подразделяют на щековые, конусные, валковые, роторные и др.

Щековые дробилки применяют в основном для крупного и среднего дробления твердых пород.

Различают дробилки с простым и сложным движением щеки (рис. 19). В дробилках с простым движением щеки (см. рис. 19, а)

подвижная щека 2 подвешена на оси 11 и получает движение от эксцентрикового вала 4, на эксцентрик которого свободно висит вертикальный шатун 7. В нижнюю часть шатуна с обеих сторон через вкладыши упираются распорные плиты 8, закрепленные противоположными концами — одна в подвижную щеку, вторая в гнездо упора задней стенки станины. Для изменения ширины разгрузочной щели дробилки упор передвигают и закрепляют винтом (5 — механизм изменения ширины выпускной щели). К подвижной щеке прикреплена штанга 9 с пружиной 6, оттягивающей щеку при обратном ходе. При вращении эксцентрикового вала подвижная щека получает маятниковые качания, приближаясь и отдаляясь от неподвижной щеки 1 станины 10.

В дробилках со сложным движением щеки (см. рис. 19, б) подвижная щека подвешена непосредственно на эксцентриковом приводном валу, а нижняя ее часть шарнирно соединяется с распорной плитой. Траектории движения точек подвижной щеки представляют собой овалообразные кривые, со значительным вертикальным перемещением, что обуславливает не только раздавливающее, но также истирающее действие щеки.

Наиболее широкое распространение получили щековые дробилки с простым движением щеки. Их размеры определяются шириной и длиной приемного отверстия, а также минимальной и максимальной шириной разгрузочного отверстия.

Основными технологическими параметрами щековых дробилок являются угол захвата α , частота вращения эксцентрикового вала n , производительность Q и потребляемая мощность N .

Углом захвата называется угол между плоскостями неподвижной и подвижной щек (при сближенных щеках). Предельное его значение определяется обязательным условием уравнивания выталкивающей силы силой трения дробимого куска о поверхности сжимающих щек. Это условие может быть записано в виде

$$\operatorname{tg}(\alpha/2) \leq f,$$

где f — коэффициент трения скольжения между материалом и поверхностью.

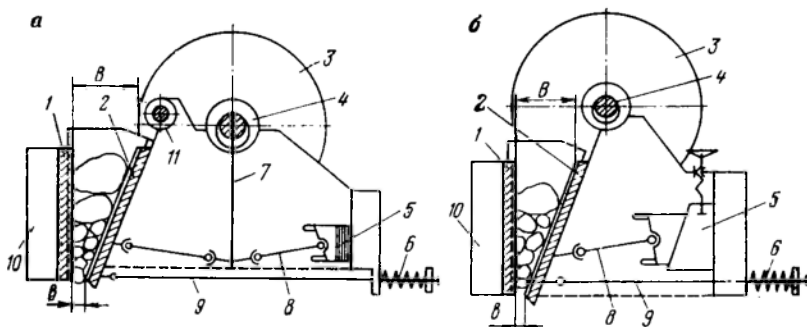


Рис. 19. Схемы щековых дробилок с простым (а) и сложным (б) движением щеки

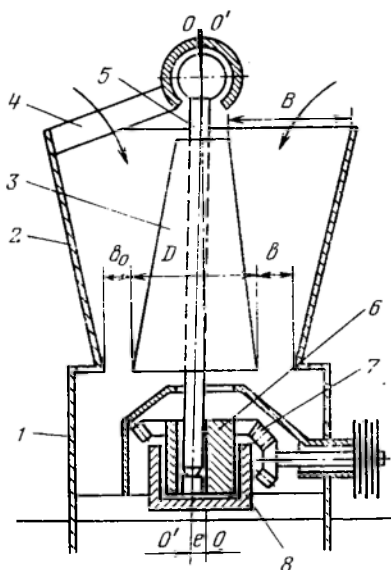


Рис. 20. Схема конусной дробилки ККД с верхним подвесом дробящего конуса:

B — ширина приемного отверстия; b_0, b — соответственно минимальная и максимальная ширина разгрузочного отверстия

Если коэффициент трения заменить тангенсом угла трения ($f = \operatorname{tg} \varphi$), получим $\alpha \leq 2\varphi$, т. е. предельный угол захвата α должен быть меньше двойного угла трения φ . Практически α не превышает 25° .

Массовая производительность щековых дробилок Q (т/ч) может быть подсчитана по эмпирической формуле

$$Q = 0,1Lb,$$

где L и b — размеры разгрузочного отверстия, см.

Мощность двигателя N (кВт) рассчитывают по эмпирической формуле

$$N = cLB,$$

где L и B — размеры приемного отверстия, см; c — коэффициент, зависящий от размеров приемного отверстия (например, для дробилок размером $B \times L = 0,9 \times 1,2$ м и более $c = 1/120$).

Степень дробления материала в щековых дробилках обычно составляет от 3 до 4. Ее можно регулировать изменением ширины разгрузочного отверстия. В дробленом продукте щековой дробилки может быть повышенное содержание избыточных зерен, размер которых превышает ширину разгрузочного отверстия.

Конусные дробилки предназначены для крупного (ККД), среднего (КСД) и мелкого (КМД) дробления.

Дробилка ККД (рис. 20) состоит из станины 1 с размещенным на ней неподвижным конусом 2. Внутри неподвижного конуса располагается вал 5, на котором жестко закреплен дробящий конус 3. Верхний конец вала шарнирно подвешен на траверсе 4, а нижний — свободно вставлен в эксцентриковый стакан 6.

Ось $O'-O'$ вала незначительно наклонена к оси симметрии $O-O$ корпуса дробилки (следовательно, и к оси эксцентрикового стакана). Таким образом, обеспечивается определенное значение эксцентриситета e .

Эксцентриковый стакан посредством конических шестерен 7 вращается в центральном вертикальном подшипнике 8 корпуса дробилки. При вращении эксцентрикового стакана вокруг своей оси $O-O$ ось вала 5 описывает коническую поверхность, вследствие чего подвижный дробящий корпус совершает внутри неподвижного конуса круговые движения, приближаясь или удаляясь на каждые пол-оборота к той или иной (расположенной напротив) стороне неподвижного конуса. Дробление материала, загружаемого в верхнюю часть дробилки, таким образом, происходит в кольцевом рабочем пространстве между неподвижным и подвижным конусами, путем раздавливания и истирания.

Для приближенного расчета производительности Q (т/ч) конусных дробилок ККД можно пользоваться эмпирической формулой

$$Q = 210 B^2 k \delta \sqrt{2B - 1},$$

где B — ширина приемного отверстия, м; k — коэффициент разрыхления; δ — плотность дробимого материала, т/м³.

Дробилки КСД и КМД в принципе мало отличаются от дробилок типа ККД. Их основное конструктивное отличие определяется способом установки дробящего конуса.

Валковые дробилки используют принцип раздавливания и раскалывания материала, находящегося в рабочем пространстве между движущимися гладкими, рифлеными или зубчатыми цилиндрическими поверхностями.

В зависимости от конструктивных особенностей и назначения применяют валковые дробилки следующих типов: одновалковые — для дробления алгомерата и угля; двухвалковые (с гладкими и рифлеными валками) — для дробления горных пород и руд; двухвалковые с зубчатыми валками — для дробления угля и мягких пород; четырехвалковые с гладкими валками для дробления кокса и известняка (на аглофабриках).

Наибольшее распространение получили двухвалковые дробилки. Основные рабочие элементы двухвалковой дробилки (рис. 21) — два вала 1 и 5, вращающиеся навстречу друг другу, которые установлены на раме 7 в подшипниках: неподвижном 2 и подвижном 4. Последний благодаря упругой связи 6 может перемещаться в горизонтальном направлении при попадании между валков недробимых предметов. В этом случае ширина разгрузочной щели увеличивается и недробимый предмет или кусок руды 3 проходит вниз. Это предохраняет дробилку от поломок.

В зубчатых дробилках каждый валок состоит из вала и жестко насаженного на него многогранника, к которому болтами крепятся сменные зубчатые сегменты (бандажи) в виде отливок из марганцовистой стали.

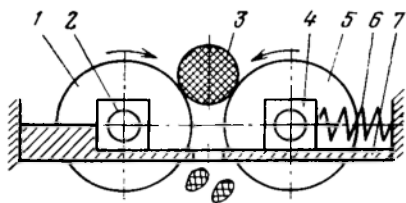


Рис. 21. Схема работы двухвалковой дробилки

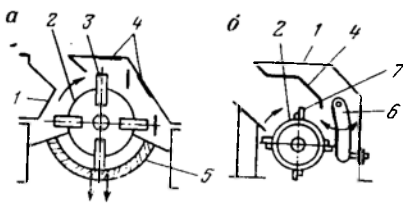


Рис. 22. Схема молотковой (а) и роторной (б) дробилок

Молотковые и роторные дробилки с вращающимся ударным ротором подразделяют в основном на два типа: молотковые с шарнирно-подвешенными молотками и роторные с жестко закрепленными лопатками (билами).

Молотковая *нереверсивная дробилка с решеткой* (рис. 22, а) состоит из сварного корпуса 1 и ротора 2. Для защиты от износа торцовые стенки корпуса защищены футеровочными плитами. Исходный материал попадает на быстро вращающийся ротор со свободно подвешенными молотками 3 и отбрасывается на отбойные плиты 4. Дробление производится ударами молотков по материалу и ударами кусков об отбойные плиты. Дробленый материал разгружается через решетку 5, здесь же на решетке происходит додрабывание крупных кусков.

В *роторной дробилке* (рис. 22, б) дробление осуществляется жестко установленными на барабане 2 билами 7. Поддрабывание осуществляется при ударе материала о неподвижную 4 и подвижную 6 плиты.

Молотковые и роторные дробилки применяют для крупного, среднего и мелкого дробления различных полезных ископаемых: хрупких, мягких и средней твердости. Достоинства этих дробилок заключаются в простоте их конструкции, компактности, надежности и относительно высокой степени дробления (10—20 и более). Основным недостатком роторных дробилок является 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.

§ 20. ПЕРЕДВИЖНЫЕ ДРОБИЛЬНЫЕ УСТАНОВКИ НА КАРЬЕРАХ

Открытая система добычи полезных ископаемых является весьма эффективной при применении комплекса машин для осуществления циклично-поточной технологии. Ритмичность выпуска продукции карьера зависит как от работы забойных экскаваторов, так и от оборудования для дробления, грохочения и усреднения добытой руды перед подачей ее на обогатительную фабрику.

Следует отметить, что технология буровзрывных работ на карьерах не всегда учитывает целесообразность снижения крупности горной массы при ее отбойке. Уменьшение крупности взорванной руды непосредственно в карьере позволяет существенно упростить и удешевить дробление на фабриках.

Условия, вызывающие необходимость применения на открытых горных работах дробильных машин и агрегатов, определяются стремлением шире использовать при массовом перемещении горных пород такой прогрессивный вид транспорта, как ленточные конвейеры. Целесообразность использования конвейерного транспорта с карьерными дробилками обуславливается непрерывно увеличивающейся глубиной открытых горных работ.

В карьерах применяют стационарные дробильные установки со сроком эксплуатации на одном месте более 5 лет, полустационарные со сроком эксплуатации до 5 лет и передвижные. Последние являются принципиально новым оборудованием для открытых горных работ, поскольку позволяют обходиться без промежуточного звена — колесного карьерного транспорта и осуществлять подачу материала на обоганительную фабрику с помощью системы конвейеров. Поэтому применение передвижных самоходных дробильных агрегатов на глубоких карьерах имеет весьма широкие перспективы.

Самоходные дробильные агрегаты (СДА) предназначены для дробления взорванной скальной горной массы с целью подготовки ее до крупности (кусковатости), пригодной для последующей переработки или транспортирования. На установках применяют одну стадию дробления в открытом цикле.

Комплектуются СДА в основном оборудованием серийного производства: питателями, дробилками, грохотами и разгрузочными устройствами.

При дроблении абразивных прочных пород и руд агрегаты оборудуют щековыми или конусными дробилками. Для дробления малоабразивных руд и пород прочностью на сжатие до 200 МПа предпочтительнее использовать молотковые и роторные (ударно-отражательные) дробилки. Для загрузки дробилок исходным материалом применяют пластинчатые и (значительно реже) ленточные питатели. Предварительное грохочение горной массы в зави-

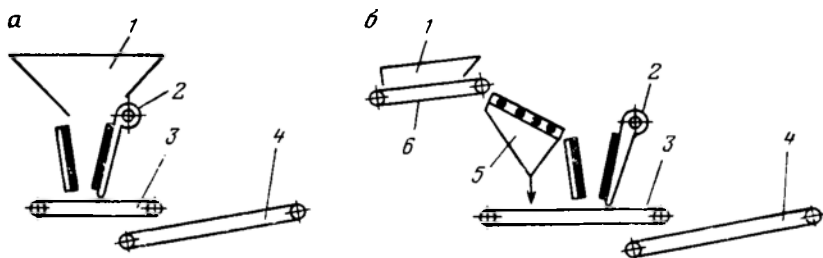


Рис. 23. Схема цепи аппаратов самоходного дробильного агрегата без предварительного (а) и с предварительным (б) грохочением

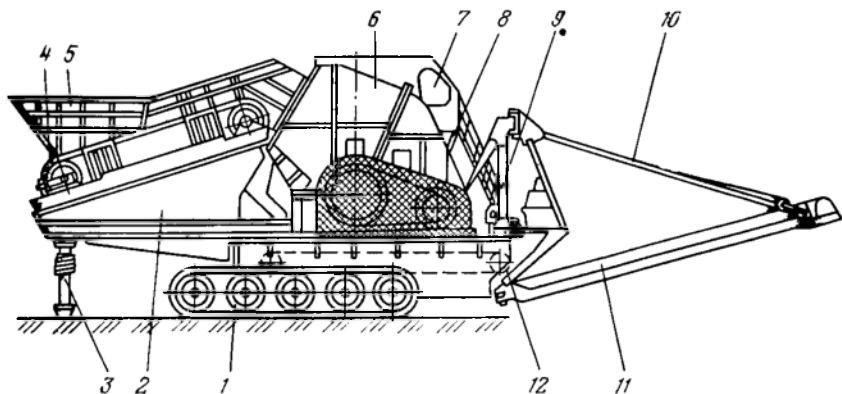


Рис. 24. Самоходный дробильный агрегат АД-2

симости от ее физических свойств осуществляется на валковых, колосниковых, вибрационных и других грохотах.

Самоходный дробильный агрегат без предварительного грохочения горной массы (рис. 23, а) состоит из бункера 1, щековой дробилки 2, разгрузочного (передаточного) 3 и консольного 4 конвейеров.

При включении в схему предварительного грохочения горной массы (рис. 23, б) СДА дополняют питателем 6 и грохотом 5 для отделения крупных кусков руды.

Предварительное грохочение исходной горной массы вводят только в тех случаях, когда возникает необходимость увеличения пропускной способности СДА.

Самоходный дробильный агрегат АД-2 (рис. 24) предназначен для крупного дробления взорванных скальных пород и руд с целью подготовки их до крупности, обеспечивающей возможность транспортирования ленточными конвейерами. Дробление осуществляется в одну стадию без предварительного грохочения. Дробильный агрегат АД-2 состоит из ходовой тележки 1, рамы 2, домкрата-опоры 3, наклонного пластинчатого питателя 4, загрузочного бункера 5, однороторной дробилки 6, кабины управления 7, подъемно-поворотных устройств 8, 9, подвески 10, консольного разгрузочного конвейера 11 и промежуточного питателя 12. Производительность агрегата до 650 т/ч, максимальная крупность кусков исходной руды 1000 мм, дробленой — 300 мм, масса агрегата 185 т.

Самоходные дробильные агрегаты находят все более широкое применение. На некоторых карьерах работает агрегат СДА-1000 производительностью 1000 т/ч, намечены к производству агрегаты производительностью до 3000 т/ч.

§ 21. УСТРОЙСТВО И ПРИНЦИП РАБОТЫ МЕЛЬНИЦ

Назначение мельниц — уменьшение размеров измельчаемых материалов до конечной крупности, обусловленной последующей техно-

логией их использования. При обогащении полезных ископаемых конечная крупность измельченных продуктов определяется вкрапленностью ценных (рудных) минералов и требуемой полнотой их раскрытия. В других отраслях, например, при измельчении клинкера на цементных заводах конечная крупность его определяет вяжущие свойства цемента; при измельчении углей на тепловых электростанциях крупность определяется требованиями эффективного его сжигания в пылегазовых топках и т. п.

Измельчение полезных ископаемых и других материалов в большинстве случаев осуществляется в барабанных мельницах: шаровых, стержневых и мельницах самоизмельчения.

Барабанная мельница (рис. 25) представляет собой цилиндрический (иногда цилиндроконический) барабан 3, опирающийся пустотелыми цапфами 1 и 5 на подшипники 2 и 4, заполненный до определенного уровня измельчающими телами 6. При вращении барабана подаваемая в барабан руда, вместе с измельчающими телами, поднимается на некоторую высоту, а затем скатывается или падает вниз, подвергаясь измельчению за счет сил ударов и трения в слоях измельчающей среды.

Процесс измельчения руды происходит непрерывно при ее движении вдоль барабана от загрузки через пустотелую цапфу 1 до выгрузки из цапфы 5.

Выгрузка продуктов измельчения может осуществляться за счет перепада уровней загрузки и разгрузки, а также за счет выноса из мельницы измельченного продукта потоком воды или воздуха. Барабанные мельницы различают по форме барабана, по виду измельчающих тел, используемому способу измельчения и принципу разгрузки измельченного продукта. Форма барабана зависит от принятых соотношений D/L (диаметра барабана к его длине). В качестве измельчающих тел используют металлические шары, стержни или крупные куски исходной руды; разгрузка может осуществляться через решетку или свободным сливом за счет выноса водным потоком.

Стержневые мельницы МСЦ применяют в I стадии измельчения руды до крупности 1—5 мм. Мелющими телами в них являются

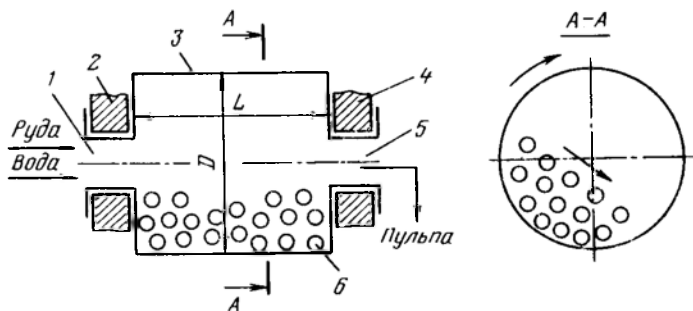


Рис. 25. Схема барабанной мельницы

ся стальные стержни, длина которых на 25—50 мм меньше внутренней длины барабана мельницы.

Шаровые мельницы с решеткой МШР также применяют главным образом в I стадии измельчения. В мельницах с решеткой в качестве измельчающих тел применяются шары или рудная галля. Измельченный продукт проходит через отверстия решетки, поднимается лифтерами и направляется в разгрузочную цапфу мельницы. Мельница работает таким образом, что разность уровней пульпы между загрузочным и разгрузочным концами барабана сохраняется значительной, поэтому скорость движения материала вдоль мельницы сравнительно высокая. Это предопределяет получение продукта сравнительно грубого измельчения (40—60% класса — 0,074 мм).

Шаровые мельницы с центральной разгрузкой МШЦ применяют в основном во II и III стадиях измельчения для получения продуктов крупностью 80—90% класса — 0,074 мм.

Мельницы самоизмельчения. Сущность процесса рудного самоизмельчения заключается в том, что содержащиеся в руде крупные куски измельчают более мелкие и одновременно измельчают сами.

При самоизмельчении в мельницу можно загружать руду крупностью до 500 мм, т. е. исключается необходимость в мелком, среднем, а иногда и в крупном дроблении. Кроме того, появляется возможность полностью или частично отказаться от использования металлических измельчающих тел и улучшить технологические показатели обогащения вследствие большей избирательности измельчения и меньшего ошламования материала. Капитальные затраты на сооружение фабрик с мельницами самоизмельчения при больших диаметрах барабана (более 8 м) ниже, чем при сооружении фабрик с обычными схемами дробления и измельчения, но эксплуатационные расходы могут быть выше.

Для первичного мокрого самоизмельчения применяют мельницы «Каскад» ($D/L=2\div 3$), рудногалечные ($D/L=1,5\div 2$), для сухого самоизмельчения применяют мельницы «Аэрофол» ($D/L=3\div 4$).

Мельница «Аэрофол» для сухого самоизмельчения руд (рис. 26) состоит из барабана 2, внутри которого установлены лифтеры 1, торцовых крышек 3, с отбойными кольцами (дефлекторами) 4 и двух цапф (загрузочной 6 и разгрузочной 5), которыми барабан опирается на подшипники.

У мельниц «Аэрофол» привод осуществляется от одного электродвигателя через зубчатый венец 7, закрепленный на барабане.

При вращении барабана куски руды под действием центробежных сил и с помощью лифтеров 1 поднимаются на сравнительно большую высоту и, падая вниз, измельчают куски меньшей крупности и измельчаются сами. Отбойные кольца 4 служат для предотвращения сегрегации материала внутри мельницы и направления дробящего потока в центр мельницы, что увеличивает ее производительность.

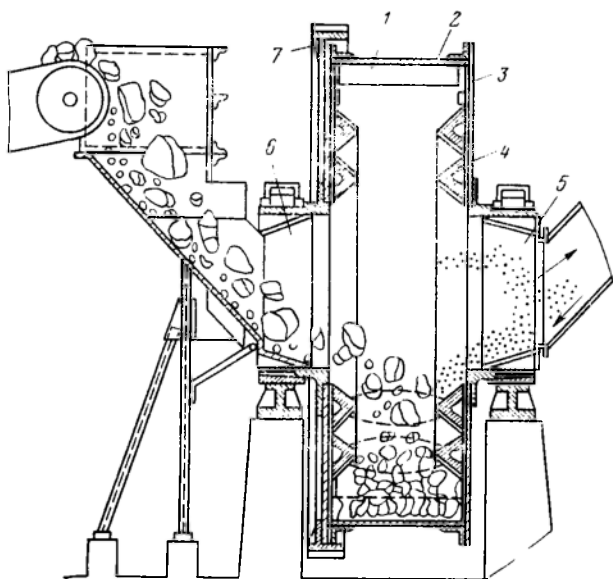


Рис. 26. Мельница сухого самоизмельчения «Аэрофол»

Мельницы «Аэрофол» оборудованы системой воздушной классификации, состоящей из воздухопроводов, вентиляторов (экспаустеров), воздушных сепараторов, циклонов и фильтров.

Крупность измельченного в мельнице продукта регулируется изменением скорости воздушного потока, которым он выносится из барабана через разгрузочную цапфу. Воздушный поток с измельченными частицами материала попадает в воздушный классификатор, где улавливаются более крупные зерна материала, возвращаемые в мельницу. Более мелкие частицы материала (готовой крупности) с воздушным потоком направляются в циклоны, где происходит их осаждение и улавливание.

В дальнейшем воздушный поток с тончайшими зернами материала засасывается вентилятором и частично нагнетается по рециркуляционному воздухопроводу через загрузочную цапфу в мельницу. Избыток воздуха из рециркуляционной системы проходит очистку в фильтрах и выбрасывается в атмосферу. При работе мельницы сухого самоизмельчения происходит значительное нагревание корпуса мельницы и измельчаемой руды, вследствие чего повышается температура циркулирующего воздушного потока и может происходить частичная подсушка исходного продукта. повышается температура циркулирующего воздушного потока и может происходить частичная подсушка исходного продукта.

Механизм движения мелющих тел в мельнице определяется частотой вращения барабана, степенью заполнения мельницы дробящей средой и характером ее взаимодействия с футеровкой барабана.

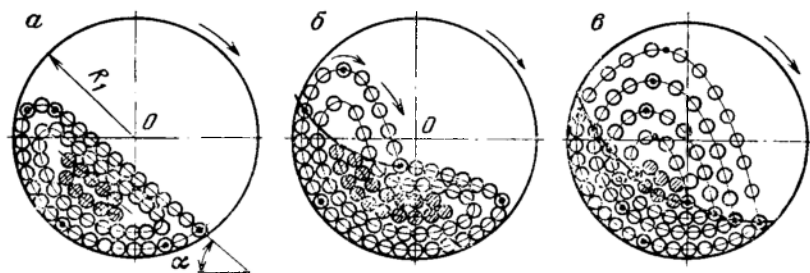


Рис. 27. Схема движения измельчающих тел в барабане мельницы при каскадном (а), смешанном (б) и водопадном (в) режимах

В зависимости от частоты вращения барабана различают каскадный, водопадный и смешанный режимы работы мельниц (рис. 27).

При *каскадном режиме* (см. рис. 27, а) частота вращения барабана мала и измельчающие тела, поднимаясь на некоторую высоту, затем скатываются или сползают вниз параллельными слоями, измельчая материал главным образом раздавливанием и истиранием. Каскадный режим используется преимущественно при тонком измельчении материала, когда ударное воздействие шаров оказывает вредное влияние.

Увеличение частоты вращения барабана мельницы приводит к отрыву мелющих тел (и измельчаемой среды) от его стенки в верхней точке и дальнейшему движению их вниз по параболическим траекториям (см. рис. 27, в). Такой режим работы мельницы называют *водопадным*. Измельчение руды в этом случае происходит в основном за счет удара падающих тел. Водопадный режим характерен для работы мельниц первой стадии измельчения (грубое измельчение) и мельниц самоизмельчения «Каскад» и «Аэро-фол».

Смешанный режим осуществляется при переходе от каскадного режима к водопадному, при котором часть мелющих тел движется с перекатыванием (в каскадном режиме), а часть — свободным полетом (в водопадном режиме) (см. рис. 27, б).

При всех режимах работы мельницы в центральной части ее загрузки имеется так называемая мертвая зона, где наблюдается незначительное перекатывание измельчающих тел.

Значительное увеличение частоты вращения барабана мельницы приводит к такому режиму ее работы, при котором внешний слой мелющих тел начинает вращаться вместе с барабаном, не отрываясь от ее поверхности. Руда в этом случае не измельчается. Такая частота вращения называется *критической*.

Критическая частота $n_{кр}$ (мин⁻¹) вращения барабана мельницы определяется по формуле

$$n_{кр} = 42,3/\sqrt{D},$$

где D — диаметр барабана мельницы, м.

Измельчение полезных ископаемых в мельницах может производиться в открытых, замкнутых или полужамкнутых циклах при одно- или многостадийных схемах измельчения. При открытом цикле измельченный продукт направляется на обогащение или в следующую стадию измельчения.

При замкнутых или полужамкнутых циклах измельченный продукт (весь или некоторая его часть) направляется в классификатор, пески которого возвращаются в мельницу для доизмельчения, а слив направляется на дальнейшую переработку.

Схема работы мельницы 1 в замкнутом цикле с классификатором 2 показана на рис. 28.

При установившемся режиме работы мельницы объем возвращаемых песков, называемых циркулирующей нагрузкой, стабилизируется.

Циркулирующая нагрузка представляет собой отношение массы песков, возвращаемых в мельницу, к массе исходной руды, поступающей в мельницу. Рассчитывается циркулирующая нагрузка C (%) по формуле

$$C = 100S/Q,$$

где S — масса песков (циркулирующий продукт) в единицу времени; Q — масса исходной руды, поступающей в мельницу в единицу времени.

Циркулирующую нагрузку обычно определяют по данным опробования разгрузки мельницы (питания классификатора), песков и слива классификатора. Пробы указанных продуктов подвергают ситовому анализу с определением содержания расчетного класса (обычно — 74 мкм).

Баланс расчетного класса (см. рис. 28).

$$(Q + S)\alpha = Q\beta_c + S\beta_n,$$

где α , β_c , β_n — содержание расчетного класса соответственно в питании, сливе и песках классификатора, %.

Из уравнения баланса

$$S = Q(\beta_c - \alpha) / (\alpha - \beta_n).$$

Тогда

$$C = 100S/Q = 100(\beta_c - \alpha) / (\alpha - \beta_n).$$

Технологическое назначение циркулирующей нагрузки заключается в увеличении скорости прохождения материала через мельницу, что способствует повышению эффективности работы измель-

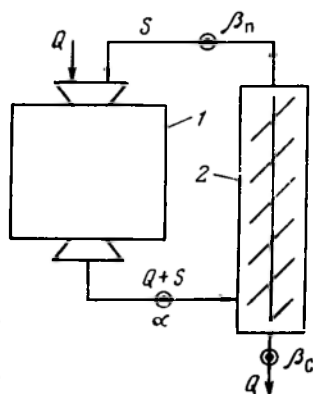


Рис. 28. Схема работы мельницы в замкнутом цикле с классификатором

чающих тел и уменьшению переизмельчения материала. В конечном итоге это вызывает увеличение производительности мельницы по готовому классу крупности. Оптимальное значение циркулирующей нагрузки обычно составляет 200—400%.

Производительность мельницы Q (т/ч) можно определить по эмпирической формуле

$$Q = k_{из} D^{2,5} L,$$

где D , L — соответственно диаметр и внутренняя длина барабана, м; $k_{из}$ — коэффициент измельчаемости (для мягких руд $k_{из} = 1,5 \div 2$; для руд средней твердости $k_{из} = 1$; для твердых руд $k_{из} = 0,5 \div 0,7$).

Более точно производительность барабанных мельниц рассчитывают методом подобия по удельной производительности или по эффективности измельчения. При этом учитывают крупность исходной руды, ее измельчаемость, требуемую крупность продукта измельчения, размеры эталонной и рассчитываемой мельниц и способы их разгрузки.

Глава 5

ОСНОВЫ РАЗДЕЛИТЕЛЬНЫХ ПРОЦЕССОВ, ИХ КЛАССИФИКАЦИЯ И ПОКАЗАТЕЛИ ОБОГАЩЕНИЯ

§ 22. МЕХАНИЗМ РАЗДЕЛЕНИЯ ЧАСТИЦ В СИЛОВЫХ ПОЛЯХ

Процессы разделения смеси минеральных зерен, обладающих рядом различных физических и физико-химических свойств, являются довольно сложными и трудно поддающимися аналитическому описанию.

Рассмотрим для примера механизм разделения двух минеральных зерен: кварца SiO_2 и магнетита Fe_3O_4 , движущихся в силовом гравитационно-магнитном поле (рис. 29). На частицы действуют различные по величине и направлению силы, обусловленные в данном случае плотностью и магнитной восприимчивостью минералов, крупностью и формой их зерен, характеристикой магнитного поля (напряженностью, градиентом напряженности), а также свойствами среды, в которой перемещаются зерна: ее плотностью, вязкостью, степенью турбулизации потока и др.*.

* Все указанные здесь силы по современным представлениям в конечном итоге являются результатом гравитационных и электромагнитных взаимодействий. В более общем случае кроме этого в природе имеются ядерные и так называемые слабые взаимодействия

Результат взаимодействия указанных сил предопределяет траектории перемещения зерен (пунктирная линия на рис. 29), что и позволяет осуществить их разделение.

Возникающие силы в зависимости от степени их влияния на скорость и траектории перемещения отдельных зерен подразделяются на активные, пассивные и диссипативные.

Если два зерна (см. рис. 29) перемещаются в неподвижной водной среде под действием гравитационно-магнитного силового поля, то на сильномагнитное зерно магнетита действует активная магнитная сила F_M . В качестве пассивных сил здесь проявляются разнонаправленные сила тяжести G_1 и сила P_1 , являющаяся результирующей силы Архимеда и силы сопротивления среды (инерционной и вязкостной). Диссипативные силы уменьшают активные и пассивные силы, так как они связаны с рассеянием энергии движущегося тела и являются источником силовых потерь (диссипации энергии).

Для зерна кварца активной силой, определяющей направление и скорость его перемещения, является сила тяжести G_2 , другие силы — пассивные P_2 и диссипативные — играют ту же роль, что и для зерен магнетита. Надо сказать, что кроме перечисленных здесь пассивных сил могут проявляться и другие — например, силы взаимодействия между частицами кварца и магнетита, проявляющиеся в результате их адгезионного слипания.

Поскольку векторы результирующих сил двух частиц будут отличаться по величине и направлению, то скорости перемещения и траектории этих частиц также будут отличаться. И это приведет, как уже говорилось выше, к их разделению.

Мы рассматриваем здесь случай перемещения зерен в неподвижной водной или воздушной среде. Если же в силовом поле будет перемещаться и среда разделения, а это происходит в большинстве обогащательных машин и аппаратов, то здесь возникнут дополнительные разделяющие силы (активные и пассивные), связанные, например, с динамическим воздействием среды на частицы или появлением центробежных ускорений частиц в криволинейных потоках и др.

Независимо от числа действующих сил, если преимущественное влияние на процесс разделения имеет магнитное взаимодействие частиц и поля (по сравнению с гравитационным, как в нашем примере), метод разделения называется магнитным.

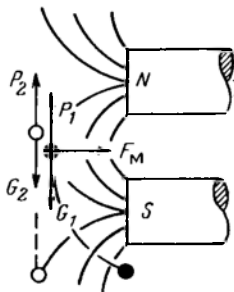


Рис. 29. Схема действия сил в гравитационно-магнитном поле

§ 23. КЛАССИФИКАЦИЯ МЕТОДОВ, ПРОЦЕССОВ И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Классификация применяемых основных методов и процессов обогащения приведена на рис. 30.

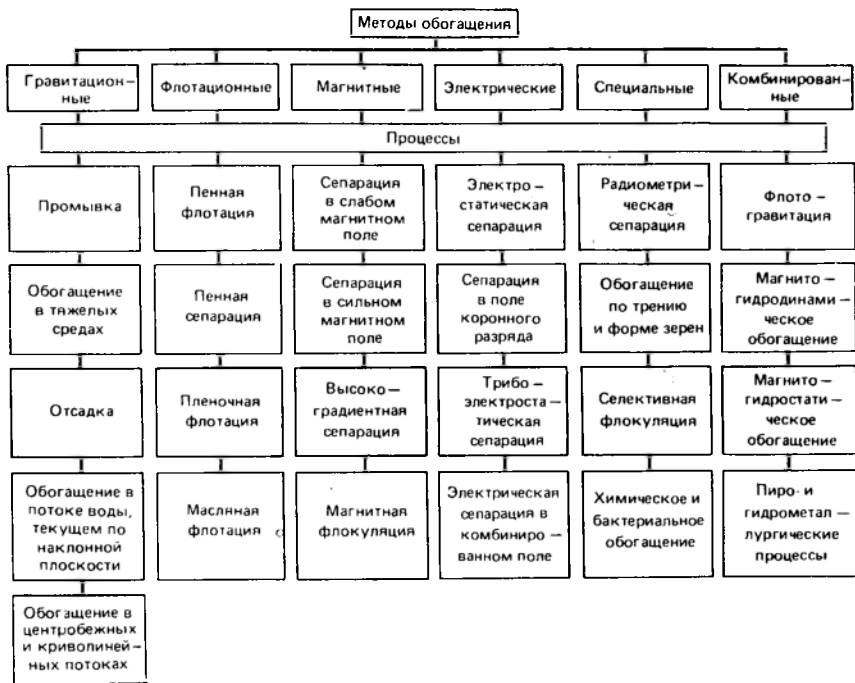


Рис. 30. Классификация основных методов и процессов обогащения полезных ископаемых

Методы обогащения различают по основным физическим или физико-химическим свойствам минералов, используемым для их разделения: плотности, магнитной восприимчивости, электропроводности, смачиваемости (естественной или искусственной), радиоактивности, оптическим свойствам, растворимости и др.

Наиболее распространенными методами обогащения являются флотационный, гравитационный, магнитный и электрический. Другие методы (комбинированные и специальные) находят ограниченное применение, однако их роль постоянно возрастает в связи с непрерывным ухудшением качества добываемого сырья и по мере развития смежных областей техники и химической технологии.

При механических методах обогащения в зависимости от указанных выше свойств минералов и силового воздействия гравитационного, магнитного или других полей возникают основные разделяющие силы, изменяющие траекторию движения различных частиц, это позволяет произвести их отделение друг от друга.

Процессы обогащения, относящиеся к тому или иному методу обогащения, отличаются разнообразием дополнительно используемых разделяющих сил, а также конструктивным исполнением машин и аппаратов.

В результате применения тех или иных процессов обогащения осуществляются основные технологические операции концентрации отдельных минеральных компонентов в различных продуктах, называемых *продуктами обогащения*.

Кроме основных технологических операций, при переработке и обогащении неизбежно применяют ряд вспомогательных операций.

Вспомогательные операции применяют с целью доведения продуктов обогащения до требуемых кондиций по влажности, крупности, сортности и другим параметрам. Эти операции осуществляются с помощью процессов сгущения, фильтрования, сушки, грохочения и др. К вспомогательным операциям относятся также регенерация оборотных вод с целью повторного их использования в цикле замкнутого водооборота и очистка сточных вод перед сбросом в водоемы общего пользования.

Операции производственного обслуживания обеспечивают непрерывность и стабильность технологических процессов переработки полезного ископаемого. К ним относятся внутрифабричный транспорт, водоснабжение, электроснабжение, снабжение сжатым воздухом, технический контроль, механизация, автоматизация и т. п.

В результате обогащения исходного полезного ископаемого получают продукты с различным содержанием ценного компонента: концентрат (или несколько концентратов) и хвосты (отходы).

Концентраты — продукты, в которых сосредоточена основная масса того или иного ценного компонента (минерала, металла, элемента). Качество товарных концентратов регламентируется по содержанию в них металлов, минералов, других ценных компонентов и балластных или вредных примесей соответствующими техническими условиями (ТУ) или государственными стандартами (ГОСТ).

Хвосты (отходы) — продукты, в которые переходит большая часть пустой породы, вредных примесей и значительная доля полезных компонентов.

Качество хвостов (отходов) также регламентируется нормами допустимых потерь в них ценных компонентов и другими параметрами, связанными с условиями транспортирования хвостов, их складирования, рационального использования земельных угодий и охраны окружающей среды.

Промежуточные продукты (промпродукты) — механическая смесь сростков с раскрытыми зёрнами полезных компонентов и пустой породы. Они характеризуются более низким по сравнению с концентратами и более высоким по сравнению с хвостами содержанием ценных компонентов.

На обогатительных фабриках минеральное сырьё подвергают ряду последовательных операций обработки, которые можно изобразить графически.

Технологическая схема обогащения минерального сырья характеризует последовательность всех операций обработки, которым руда подвергается на обогатительных фабриках.

Различают качественные, количественные и водно-шламовые технологические схемы и схемы цепи аппаратов.

Качественная схема характеризует перечень и последовательность технологических процессов и операций, которым подвергается полезное ископаемое при его обогащении; *количественная схема* — количественные показатели каждой операции; *водно-шламовая схема* — подачу воды в отдельные операции и содержание твердого во всех продуктах переработки.

В большинстве случаев качественную и количественную схемы совмещают в одну *качественно-количественную*.

Схема цепи аппаратов характеризует оборудование, запроектированное или применяемое для выполнения всех процессов и операций (изображенное с помощью условных обозначений), начиная с поступления исходного сырья в технологический процесс и кончая выдачей товарных концентратов и отвальных хвостов. На схемах цепи аппаратов обычно указывают тип, размер и число машин и аппаратов.

§ 24. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ОБОГАЩЕНИЯ

Технологические результаты обогащения минерального сырья нельзя оценить при помощи одного какого-либо показателя. Для оценки необходимо использовать несколько основных показателей, характеризующих процесс обогащения в целом. К основным показателям относят содержание компонента в исходном сырье и продуктах обогащения; выхода продуктов обогащения; извлечение компонентов в продукты обогащения; степень концентрации полезного компонента и степень сокращения, достигаемые при обогащении; эффективность обогащения.

Содержание различных компонентов обозначается буквами греческого алфавита: в исходном полезном ископаемом — α (альфа); в концентратах и промпродуктах — β (бэта), в хвостах — θ (тэта) и выражается в процентах.

Содержание драгоценных металлов в рудах и продуктах обогащения обычно выражается отношением массы металла (в граммах) к массе руды, продукта (в тоннах).

Выход продукта — показатель, показывающий какую часть массы переработанного полезного ископаемого составляют продукты обогащения. Выход любого продукта обогащения обозначается греческой буквой γ (гамма) и выражается в процентах или (реже) в долях единицы. Суммарный выход всех продуктов обогащения соответствует выходу исходной обогащаемой руды, принимаемому за 100%. Если при обогащении получают два продукта: концентрат с выходом γ_k и хвосты с выходом $\gamma_{хв}$, то можно записать уравнение баланса продуктов обогащения по выходам:

$$100 = \gamma_k + \gamma_{хв}. \quad (17)$$

Независимо от числа продуктов обогащения, суммарная масса любого компонента, распределенного в продуктах обогащения, равна массе этого же компонента в исходной руде. Это условие принято называть балансом ценного компонента. Если при обогащении руды получены два конечных продукта — концентрат и хвосты, то уравнение баланса ценного компонента записывается в следующем виде:

$$100\alpha = \gamma_K \beta + \gamma_{ХВ} \theta. \quad (18)$$

Если в процесс обогащения поступает смесь руд различного качественного состава и получают несколько продуктов обогащения с выходами γ_i и содержаниями β_i , то справедливо уравнение

$$\Sigma \gamma_{исх} \alpha_{исх} = \Sigma \gamma_i \beta_i.$$

Решая совместно уравнения (17) и (18), получим уравнения для определения выходов концентрата и хвостов по содержанию в них ценного (или любого другого) компонента:

$$\gamma_K = 100 (\alpha - \theta) / (\beta - \theta); \quad \gamma_{ХВ} = 100 (\beta - \alpha) / (\beta - \theta).$$

Извлечение — показатель, определяющий, какая часть массы ценного компонента, содержащегося в исходной руде, перешла в концентрат или другой продукт обогащения. Извлечение выражается обычно в процентах или долях единицы и обозначается греческой буквой ϵ (эпсилон).

Извлечение полезного компонента в продукт обогащения определяется по формуле

$$\epsilon_i = \gamma_i \beta_i / \alpha_{исх}.$$

Если имеем два продукта обогащения: концентрат и хвосты, извлечение ценного компонента в эти продукты соответственно составит:

$$\epsilon_K = \gamma_K \beta / \alpha; \quad \epsilon_{ХВ} = \gamma_{ХВ} \theta / \alpha.$$

Степень сокращения — показатель, определяющий, во сколько раз масса полученного концентрата меньше массы исходной (переработанной) руды. Степень сокращения R показывает расход руды для получения 1 т концентрата. Принимая выход исходного материала за 100% и зная выход концентрата γ_K , получим

$$R = 100 / \gamma_K.$$

Степень концентрации (степень обогащения) — показатель, определяющий, во сколько раз увеличилось содержание компонента в концентрате по сравнению с его содержанием в исходном полезном ископаемом:

$$K = \beta / \alpha.$$

Эффективность обогащения — показатель, характеризующий совершенство разделительного процесса.

Для оценки технологической эффективности процессов обогащения наиболее часто используют формулу Луйкена — Хенкока

$$\eta = 100 (\epsilon_K - \gamma_K) / (100 - \alpha_{\min}),$$

где η — технологическая эффективность обогащения, %; $\alpha_{\min}$ — содержание извлекаемого минерала в исходной руде.

Пример. При обогащении железной руды (магнетитовых кварцитов), содержащей 35% железа ($\alpha=35\%$), получен концентрат с содержанием железа 65% ($\beta=65\%$) и хвосты с содержанием железа 10% ($\theta=10\%$). Определить технологические показатели обогащения.

Выход концентрата

$$\gamma_K = 100 (\alpha - \theta) / (\beta - \theta) = 100 (35 - 10) / (65 - 10) = 45,5\%.$$

Выход хвостов

$$\gamma_{\text{хв}} = 100 (\beta - \alpha) / (\beta - \theta) = 100 (65 - 35) / (65 - 10) = 54,5\%.$$

Проверка:

$$\gamma_{\text{хв}} = 100 - \gamma_K = 100 - 45,5 = 54,5\%.$$

Извлечение металла в концентрат

$$\epsilon_K = \gamma_K \beta / \alpha = 45,5 \cdot 65 / 35 = 84,5\%.$$

Извлечение металла в хвосты

$$\epsilon_{\text{хв}} = \gamma_{\text{хв}} \theta / \alpha = 54,5 \cdot 10 / 35 = 15,5\%.$$

Проверка:

$$\epsilon_{\text{хв}} = 100 - \epsilon_K = 100 - 84,5 = 15,5\%.$$

Степень сокращения

$$R = 100 / 45,5 = 2,2.$$

Степень концентрации

$$K = \beta / \alpha = 65 / 35 = 1,9.$$

Эффективность обогащения определяется с учетом того, что в исходной руде содержится один извлекаемый минерал — магнетит Fe_3O_4 . Для данной руды $\alpha_{\min}$ равно отношению содержания железа в исходной руде к содержанию железа в минерале Fe_3O_4 . Последнее в долях единицы равно 0,724 (посчитано по атомным массам элементов Fe и O в Fe_3O_4).

Таким образом,

$$\alpha_{\min} = \alpha / 0,724 = 0,35 \cdot 100 / 0,724 = 48,3\%.$$

Тогда

$$\eta = 100 (\epsilon_K - \gamma_K) / (100 - \alpha_{\min}) = 100 (84,5 - 45,5) / (100 - 48,3) = 75,4\%.$$

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

§ 25. ПРОМЫВКА РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

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

К гравитационным процессам относятся обогащение в тяжелых средах, отсадка, обогащение в струе воды, текущей по наклонной плоскости, и центробежных потоках, промывка.

Промывка — процесс дезинтеграции (разрыхления, диспергирования) глинистого материала, содержащегося в руде, с одновременным отделением его от рудных частиц в виде глинистой суспензии (шлама) под действием воды и соответствующих устройств.

Промывка широко применяется для обогащения самого разнообразного сырья, в котором минеральные зерна не связаны взаимным проращением, а сцементированы относительно мягким глинистым материалом. Промывка используется при обогащении железных и марганцевых руд, россыпных месторождений цветных, редких и благородных металлов, каолинов, известняков, фосфоритов и др.

Промывка полезных ископаемых может быть самостоятельным процессом для выделения готового концентрата или подготовительным процессом, после которого «мытая» руда направляется на последующее обогащение.

Промывистость руды определяется временем, необходимым для диспергирования в водной среде глинистого вещества, физические свойства которого обуславливают силы его сцепления с рудными частицами. Коэффициент промывистости определяют по формуле

$$N_{\text{п}} = t_{\text{эт}}/t,$$

где $N_{\text{п}}$ — коэффициент промывистости исследуемой руды относительно эталонной; $t_{\text{эт}}$ и t — продолжительность промывки соответственно эталонной и исследуемой проб руды в одной и той же машине.

Промывистость руды ориентировочно может быть оценена по удельному расходу электроэнергии, затрачиваемой на промывку, который в зависимости от свойств руды изменяется от 0,25 до 1 кВт·ч/т.

Промывочные машины и аппараты различают по конструктивным признакам и способам гидравлической или механической дезинтеграции.

Гравиемойка-сортировка (рис. 31) является одной из разно-

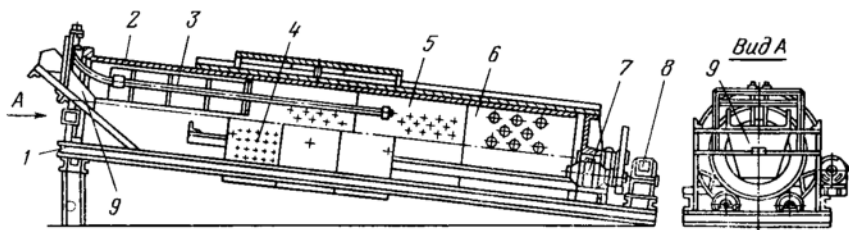


Рис. 31. Схема гравиемойки-сортировки

видностей промывочных машин типа скруббер-бутара. Она состоит из рамы 1 и установленного на ней посредством опорных катков цилиндрического барабана 2. Последний имеет скрубберную (промывочную) секцию 3 и сортировочные секции 4—6 с диаметрами отверстий соответственно 6; 20 и 40 мм. Вращается барабан с помощью привода, состоящего из электродвигателя 7, редуктора 8, шкивов и клиноременной передачи.

Исходный материал поступает в промывочную секцию по загрузочному лотку 9. Внутри барабана по трубопроводу через брызгала подается вода для промывки сырья.

В машинах данного типа в основном промывают и сортируют строительные материалы: гравий, щебень, известняк и др. С их помощью получают промытый материал различных классов крупности: —100+40; —40+20; —20+6 и —6 мм. Производительность гравиемоек-сортировок С213А; С215Б и С-583, серийно выпускаемых заводом «Труд», соответственно составляет 10—12; 35—45 и 50—70 м³/ч, расход воды на промывку достигает 1—2 м³ на 1 м³ исходного материала.

Бичевая промывочная машина (горизонтальная корытная мойка) состоит из трех параллельно расположенных отделений А, Б и В (рис. 32). Первые два отделения предназначены для дезинтеграции (протирки) руды, а третье — для промывки.

Протирочное отделение (см. рис. 32, б) представляет собой корыто, вдоль которого установлен горизонтально вал 1. На валу по винтовой линии укреплены бичи 2.

Руда, попавшая в протирочное отделение А, при вращении вала посредством спирально расположенных бичей передвигается к противоположному концу ванны, откуда через окно в перегородке 9 поступает во второе протирочное отделение Б. Здесь процесс промывки происходит аналогично, но руда передвигается в обратном направлении.

Промывочное отделение (см. рис. 32, в) представляет собой корыто, разделенное перегородками на отдельные камеры. Вдоль корыта установлен вал, на котором укреплены небольшие барабанные грохоты 6 и колесные черпаковые элеваторы 7 (по одному на каждую камеру). Барабанные грохоты предназначены для интенсификации промывки руды, а колесные черпаковые элеваторы

для транспортирования материала последовательно из камеры в камеру.

На внутренней поверхности барабанных грохотов укреплены образующие спиральную линию полосы, способствующие перемещению материала, мелочь при этом просеивается сквозь отверстия сита.

Все валы приводятся во вращательное движение электродвигателем 5 через систему клиноременной и цепной передач 3 и 4.

Протирка и промывка материала в бичевой машине осуществляются с противотоком промывочных вод по отношению к направлению движения промывочной руды. Выгрузка мытой руды из ма-

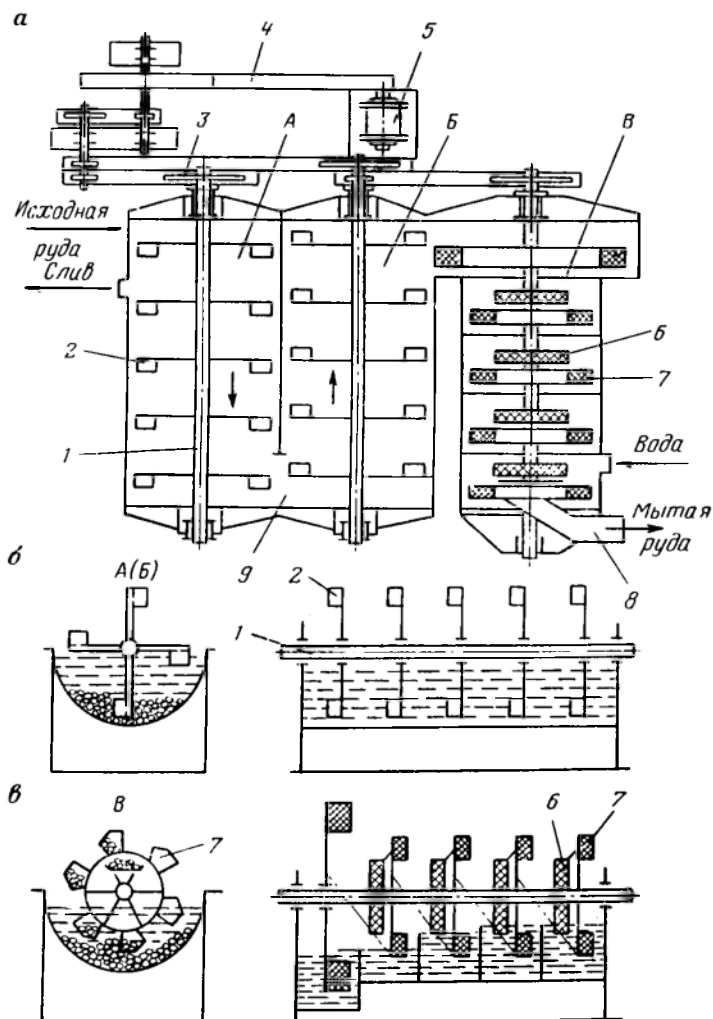


Рис. 32. Бичевая промывочная машина:

а — общий вид; б — протирающее отделение; в — промывочное отделение

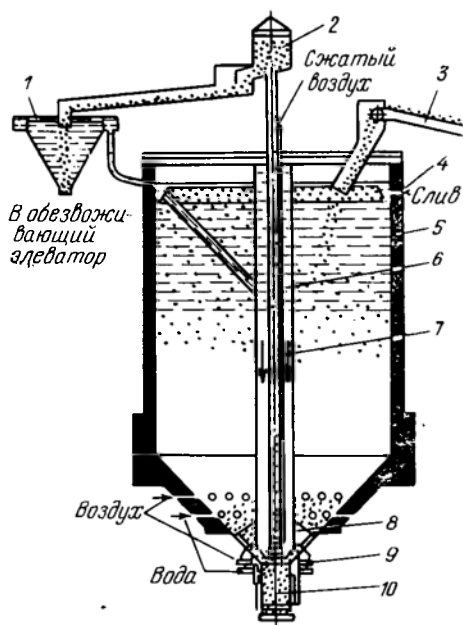


Рис. 33. Промывочная башня

протирачном отделении — $6,9 \text{ мин}^{-1}$, в промывочном ковшовом — $6,6 \text{ мин}^{-1}$.

Достоинством бичевых промывочных машин являются простота запуска, высокая производительность и наличие неподвижного слоя материала на дне ванны, защищающего днище ванны от износа.

Недостатками бичевой машины являются относительная сложность конструкции, повышенное переизмельчение рудных минералов и их потери в сливе.

Регулирование работы бичевой промывочной машины производится путем изменения числа бичей на валу, расхода воды на промывку, а также раздельной загрузкой отдельных классов крупности в разные отделения машины.

Промывочная башня (рис. 33) представляет собой выполненную из бетона цилиндрическую шахту 5 диаметром 5—10 м и высотой 10—20 м. Коническое основание башни (днище) выполнено с углом наклона образующих к горизонту не менее 50° .

По оси башни установлена обсадная труба 6, внутри которой размещен эрлифтный подъемник 7. Обсадная труба в верхней части башни посредством растяжек крепится к ее стенкам, а в нижней части опирается на колпак 8. Между наклонными стенками днища башни и колпаком имеется щель шириной 200 мм для выпуска из башни мытой руды. В нижней части башни установлены сопла 9 для подачи промывной воды и сжатого воздуха, интенсифицирующего процесс промывки.

шины производится элеваторным колесом (последним по ходу движения материала) в желоб 8. Расход воды на промывку составляет 2—4 $\text{м}^3/\text{т}$ исходной руды.

Бичевые промывочные машины в основном применяются для промывки труднопромывистых марганцевых руд (за рубежом применяют также для промывки отдельных типов глинистых бурожелезняковых руд). Производительность бичевой промывочной машины МПМ-3,2 на Марганецком ГОКе при промывке марганцевых руд Никопольского бассейна достигает 250 т/ч при расходе электроэнергии 0,3—0,5 кВт·ч на 1 т исходной руды. Частота вращения валов машины составляет в

Исходная руда загружается в верхнюю часть башни с помощью транспортирующего устройства 3. Руда постепенно перемещается внутри башни вниз, непрерывно промывается поступающей снизу водой и проходит по кольцевой щели под колпак 8, где происходит ее дополнительная промывка. Затем мытая руда эрлифтом подается в камеру 2. Здесь происходит выделение воздуха из транспортируемого потока пульповоздушной смеси, и мытая руда с водой самотеком направляется в сгустительную воронку 1. Слив воронки (тонкий шлам) возвращается в башню, а сгущенный нижний продукт направляется на обезвоживание.

Слив башни выводится в верхней части башни через специальную сливную трубу 4. Часть слива используется в качестве промывной воды и перекачивается с помощью насоса через сопла в башню, а оставшаяся часть направляется для осветления в шламовые пруды (или другие устройства) и затем также используется в качестве промывной воды.

Для улавливания посторонних предметов, поступающих вместе с исходной рудой (металла и др.), в нижней части башни установлен шлюз 10. Он устроен таким образом, что в поднятом состоянии отделяет наружную трубу эрлифта от внутренней полости башни. Когда центральная труба отсоединена от башни, шлюз открывается и через него производится выгрузка посторонних предметов из эрлифта.

Продолжительность промывки руды в башне зависит от степени ее промывистости и изменяется от 2 до 24 ч. Производительность башни объемом 150 м³ составляет 120—150 т/ч при расходе на промывку воды 2—2,5 м³/т и сжатого воздуха 2—3 м³/т исходной руды.

Промывочные башни используют для промывки керченских буржелезняковых руд. Достоинством промывочных башен являются сравнительно низкая истираемость рудных минералов в процессе промывки и соответственно меньшие потери ценных компонентов со сливом.

§ 26. ОБОГАЩЕНИЕ В ТЯЖЕЛЫХ СРЕДАХ

Обогащение в тяжелых средах — разделение полезных ископаемых по плотностям составляющих компонентов в гравитационном или центробежном полях в среде промежуточной плотности.

Если обогащаемый материал загрузить в среду, имеющую плотность, промежуточную между плотностями разделяемых минералов, то минералы, плотность которых меньше плотности среды, всплывут в ней, а минералы с плотностью, превышающей плотность среды, опустятся вниз (потонут).

Обычно основной целью обогащения в тяжелых средах является удаление пустой породы из дробленой руды перед ее измельчением, что приводит к снижению общих эксплуатационных расходов и нередко к повышению технологических показателей. Применение этого метода способствует интенсификации горных работ,

вовлечению в переработку бедных забалансовых руд. Получаемая при этом пустая порода может быть реализована в качестве строительного материала. Все это позволяет комплексно использовать добываемые руды со значительной технико-экономической эффективностью.

При обогащении углей в тяжелых средах получают конечные продукты обогащения: концентрат, промпродукт и отходы. Объем угля, обогащаемого в тяжелых средах, неуклонно возрастает во многих странах, что обусловлено ухудшающимся качеством добываемых углей и высокими технико-экономическими показателями этого процесса.

Основным преимуществом тяжелосредной сепарации является высокая технологическая эффективность этого процесса, так как получаемые показатели обогащения близки к теоретически возможным.

Обогащение в тяжелых средах осуществляется в жидкой среде или в воздушных взвешах (аэросуспензиях).

В качестве тяжелых сред применяют однородные органические жидкости и их растворы, водные растворы солей и суспензии.

Органические тяжелые жидкости: трихлорэтан $C_2H_3Cl_3$, плотность 1460 кг/м^3 ; четыреххлористый углерод CCl_4 , плотность 1600 кг/м^3 ; пентахлорэтан C_2HCl_5 , плотность 2810 кг/м^3 ; тетрабромэтан $C_2H_2Br_4$, плотность 2980 кг/м^3 — для промышленных целей почти не применяются из-за их токсичности, высокой стоимости и больших потерь с продуктами обогащения. Они используются в основном при проведении лабораторных работ.

Водные растворы неорганических солей хлористого кальция $CaCl_2$, плотность 1654 кг/м^3 ; хлористого цинка $ZnCl_2$, плотность 2070 кг/м^3 ; йодистой ртути и йодистого калия HgJ_2KJ_2 , плотность 3196 кг/м^3 и др. применяют в основном для исследования полезных ископаемых на обогатимость и контроля работы обогатительных машин. Известно промышленное использование водного раствора хлористого кальция для обогащения углей в центрифугах в СССР и в хлоридных мойках в США.

Суспензии минеральных порошков высокой плотности нашли наиболее широкое применение в качестве тяжелой среды для разделения полезных ископаемых в тяжелосредных сепараторах. В качестве утяжелителей используют измельченные до крупности менее $0,1 \text{ мм}$ различные минералы (иногда смесь минералов) и др. (табл. 3).

Наиболее важными свойствами минеральных суспензий являются плотность, вязкость, напряжение сдвига и устойчивость. Эти свойства суспензий определяют эффективность разделения полезных ископаемых.

Плотность суспензии определяет граничную плотность разделения. С увеличением объемного содержания утяжелителя и его плотности плотность суспензии увеличивается. Поскольку с повышением содержания утяжелителя в суспензии увеличивается ее вязкость, предпочтение отдают утяжелителям с высокой плотно-

Таблица 3. Характеристики утяжелителей, применяемых при обогащении

Утяжелитель	Плотность утяжелителя, кг/м³	Максимально возможная плотность суспензии, кг/м³
Глина	2500	1490
Кварцевый песок (SiO_2)	2650	1540
Барит (BaSO_4)	4400	2200
Пирит (FeS_2)	5000	2500
Магнетит (Fe_3O_4)	5000	2500
Арсенопирит (FeAsS)	6000	2800
Измельченный ферросилиций (85% Fe, 15% Si)	6900	3100
Гранулированный ферросилиций (90% сферических частиц, 85% Fe, 15% Si)	6900	3500
Галенит (PbS)	7500	3300

стью. Применение таких утяжелителей позволяет уменьшить их объемный расход и тем самым снизить вязкость суспензии.

Плотность суспензии определяют по формуле

$$\delta_c = 1000 + M_y(\delta_y - 1000)/(V\delta_y),$$

где δ_c — плотность суспензии, кг/м³; M_y — масса утяжелителя в данном объеме суспензии, кг; V — объем суспензии, м³; δ_y — плотность утяжелителя, кг/м³.

Пример: Определить массу магнетита и другие параметры суспензии при $\delta_y = 4500$ кг/м³ для приготовления 10 м³ суспензии плотностью $\delta_c = 1800$ кг/м³. Масса магнетита

$$M_y = V\delta_y(\delta_c - 1000)/(\delta_y - 1000);$$

$$M_y = 10 \cdot 4500(1800 - 1000)/(4500 - 1000) = 10\,285,7 \text{ кг.}$$

Объем магнетита в 10 м³ суспензии

$$V_y = M_y/\delta_y = 10285,7/4500 = 2,29 \text{ м}^3.$$

Объем жидкого (воды)

$$V_{\text{ж}} = V - V_y = 10 - 2,29 = 7,71 \text{ м}^3.$$

Массовая концентрация твердого в суспензии

$$C_y = 100M_y/(V\delta_c) = 100 \cdot 10285,7/(10 \cdot 1800) = 57,1\%.$$

Объемная концентрация твердого в суспензии

$$C_o = 100V_y/V = 100 \cdot 2,29/10 = 22,9\%.$$

Объем воды $\Delta V_{\text{ж}}$ (м³), необходимой для разбавления 1 м³ суспензии от плотности δ_c до плотности δ'_c ($\delta'_c < \delta_c$), определяется по формуле

$$\Delta V_{\text{ж}} = (\delta_c - \delta'_c)/(\delta_c - 1000).$$

Масса утяжелителя ΔM_y , добавляемого к 1 м³ суспензии для увеличения ее плотности от δ'_c до δ_c , определяется по формуле $\Delta M_y = \delta_y (\delta_c - \delta'_c) / (\delta_y - \delta'_c)$.

В качестве утяжелителей чаще всего применяют ферросилиций или магнетит. Ферросилиций гранулированный поставляется в готовом виде, при обогащении руд максимальная крупность измельченного ферросилиция не должна быть выше 0,15—0,2 мм.

При обогащении углей в качестве утяжелителя обычно используют магнетит. Он поставляется с горно-обогатительных комбинатов в готовом виде и представляет собой порошкообразный железорудный концентрат крупностью менее 100 мкм. На обогатительных фабриках применяют комплекс оборудования для автоматического приготовления и транспортирования суспензии (КАПТС).

При обогащении в тяжелых суспензиях весь исходный продукт разделяется на легкую (всплывшую) и тяжелую (потонувшую) фракции. Исключение составляют так называемые трудные фракции, плотность которых отличается от плотности разделения не более чем на ± 100 кг/м³. Эти фракции частично задерживаются в нисходящих или восходящих потоках суспензии за счет динамического сопротивления и вязкости среды. Наличие трудных фракций является одной из причин взаимного засорения продуктов разделения. Эффективность разделения трудных фракций может быть повышена снижением вязкости суспензии.

Вязкость суспензии и напряжение сдвига характеризуют так называемые реологические свойства суспензии. Для ньютоновских жидкостей напряжение сдвига τ пропорционально динамической вязкости μ_0 и градиенту скорости (производной от скорости по нормали к поверхности сдвига dv/dn).

$$\tau = \mu_0 dv/dn.$$

При высокой концентрации утяжелителя и наличии шлама и глины суспензии становятся структурно вязкими. В таких суспензиях ухудшается разделение материала, особенно мелких зерен, которые не всплывают и не тонут, так как не могут преодолеть сопротивления среды.

Вязкость суспензии зависит от физических свойств утяжелителей и их концентрации. Ее определяют по формуле

$$\mu_c = \mu_{ж} (1 + 2,5C + 7,35C^2 + 16,2C^3),$$

где μ_c — вязкость суспензии; $\mu_{ж}$ — вязкость воды (при температуре 293 К она равна 0,001 Па·с); C — объемная концентрация утяжелителя в суспензии, доли ед.

Устойчивость суспензии характеризует ее способность сохранять плотность в различных слоях по высоте разделительного аппарата. Устойчивость суспензии зависит от гранулометрического состава утяжелителя, его объемной концентрации и степени засорения суспензии шламом. С уменьшением крупности утяжелителя

и увеличением содержания шлама и глины устойчивость суспензии возрастает, что является положительным фактором. Однако при этом возрастает вязкость суспензии, что вызывает ухудшение результатов разделения обогащаемого материала.

Стабилизация суспензии осуществляется присутствующими в ней тонкими шламами обогащаемого материала или специальными добавками бентонитов (глин). Оптимальная концентрация глины для стабилизирующего действия без чрезмерного повышения вязкости суспензии составляет 0,5—1%.

При использовании тяжелых суспензий их плотность постоянно снижается вследствие загрязнения шламами, потерь утяжелителя с продуктами обогащения и поступления в процесс чистой воды. Для регенерации суспензии (восстановления ее плотности и удаления шламов) применяют различные методы. В частности, для регенерации магнетитовых суспензий используют магнитную сепарацию. При этом извлекаемый из разбавленных суспензий магнетит снова направляют в процесс.

§ 27. УСТРОЙСТВО И ПРИНЦИП ДЕЙСТВИЯ ТЯЖЕЛОСРЕДНЫХ СЕПАРАТОРОВ И ГИДРОЦИКЛОНОВ

Тяжелосредные сепараторы применяют для обогащения средне- и крупнокускового материала. Обогащение мелкозернистых материалов производят в тяжелосредных гидроциклонах.

Принципиальные схемы основных типов тяжелосредных сепараторов представлены на рис. 34.

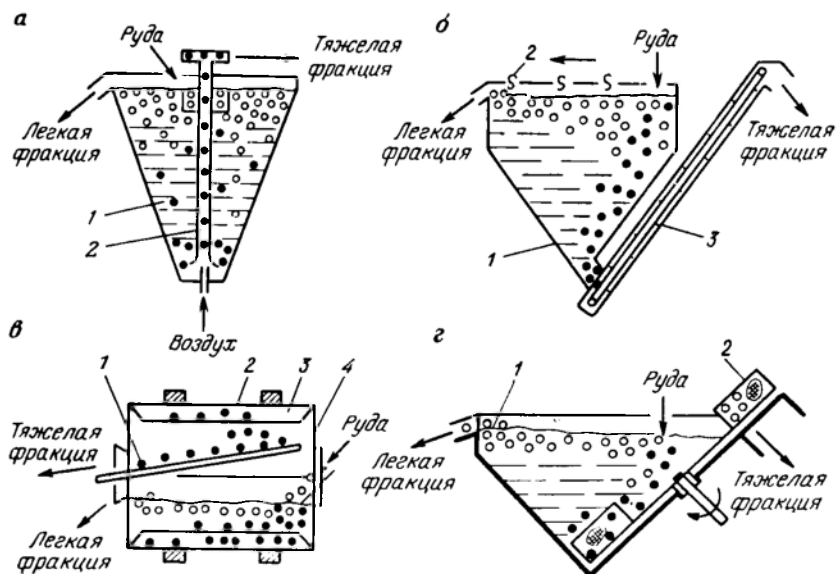


Рис. 34. Схемы основных типов тяжелосредных сепараторов:

а — конусный; б — пирамидальный; в — барабанный; г — корытный

Конусный сепаратор с аэролифтной выгрузкой (см. рис. 34, 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 другой грохот для отделения суспензии.

Пирамидальный сепаратор (см. рис. 34, б) с элеваторной выгрузкой состоит из прямоугольного корпуса с пирамидальным основанием 1 и транспортирующих устройств 2 и 3. Легкая фракция (всплывший продукт) транспортируется к разгрузочному борту гребковым устройством 2, а тяжелая фракция (потонувший продукт) выгружается из сепаратора с помощью элеватора 3. Разгрузочная головка элеватора размещена выше уровня суспензии в сепараторе, за счет чего суспензия из сепаратора уходит в основном совместно с легкой фракцией.

Барабанный сепаратор (см. рис. 34, в) представляет собой вращающийся барабан 2, внутрь которого через отверстие в торцевой крышке 4 подается руда и суспензия. Легкая фракция самотеком выгружается совместно с суспензией через отверстие во второй торцевой крышке, а тяжелая поднимается вверх лопастями 3, расположенными на внутренней поверхности барабана, и выгружается на транспортирующий желоб 1.

Корытный сепаратор с колесной выгрузкой (см. рис. 34, г) состоит из корпуса 1, на боковой стенке которого наклонно размещен колесный элеватор 2. Элеваторное колесо может также устанавливаться вертикально. Легкая фракция самотеком или с помощью гребкового устройства удаляется из сепаратора через переливной борт, а тяжелая транспортируется перфорированными ковшами элеватора вверх, где разгружается в желоб.

Конусные, пирамидальные и барабанные сепараторы получили наибольшее распространение для обогащения руд. Корытные сепараторы применяют в основном для обогащения углей и других неметаллических полезных ископаемых. Во всех этих сепараторах процесс обогащения характеризуется статическими условиями разделения минералов. В последние годы развивается новое направление по созданию высокоэффективных вибрационных тяжелосредних сепараторов с динамическими условиями разделения.

Для того чтобы мелкие зерна полезного ископаемого успели расслоиться, в тяжелосреднем сепараторе необходимо увеличить время разделения, т. е. увеличить объем сепаратора и снизить удельную производительность. Очень мелкие зерна, особенно с плотностью, близкой к плотности суспензии, в статических условиях практически разделить невозможно. Скорость разделения

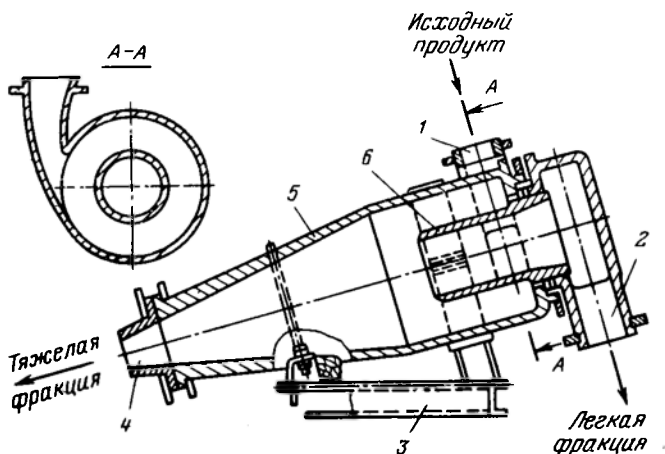


Рис. 35. Схема двухпродуктового тяжелосреднего гидроциклона

мелких и тонких зерен полезных ископаемых в тяжелых средах можно увеличить путем снижения вязкости тяжелой среды (применением тяжелых жидкостей) или путем замены гравитационных сил центробежными.

Машины и аппараты, в которых разделение происходит под действием центробежных сил, подразделяются на *центрифуги и гидроциклоны*.

Применение центрифуг для обогащения в тяжелых жидкостях ограничивается узкоспециальными целями и обходится слишком дорого из-за малой производительности оборудования и сложности регенерации тяжелой жидкости.

Тяжелосредние гидроциклоны получили широкое распространение.

Принцип работы двухпродуктового тяжелосреднего гидроциклона (рис. 35) 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, разгружаясь совместно с частью суспензии, проходит 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.

Преимущества тяжелосредних гидроциклонов перед аппаратами, в которых разделение происходит только под действием сил тяжести, заключается в наличии центробежного поля, которое

приводит к значительному (в десятки раз) увеличению скорости разделения материала по плотности. Кроме того, в гидроциклонах образуется турбулентный вращающийся поток, разрушающий структуру суспензии, что приводит к уменьшению ее динамической вязкости. Это позволяет эффективно обогащать в гидроциклонах материал с минимальной крупностью до 0,15—0,2 мм.

Оценка эффективности разделения (точности разделения) при обогащении в тяжелосредних сепараторах и гидроциклонах производится по среднему вероятному отклонению E_p . Для определения величины E_p строят по данным фракционного анализа в тяжелой жидкости кривые извлечения фракций. На рис. 36 построена кривая извлечения фракций (кривая распределения) в тяжелый продукт (концентрат). По этим кривым распределения определяют плотность разделения δ_p , которая представляет собой плотность бесконечно узкой элементарной фракции, распределившейся в продукты разделения поровну (извлечение 50%), и среднее вероятное отклонение E_p .

$$E_p = 0,5 (\delta_{75} - \delta_{25}), \quad (19)$$

где δ_{75} и δ_{25} — плотности элементарных фракций, извлечение которых в тяжелый продукт составляет соответственно 75 и 25%.

В соответствии с рис. 36 плотность разделения составляет $\delta_p = 2750 \text{ кг/м}^3$, а $E_p = 35 \text{ кг/м}^3$. Заштрихованные площади S_1 и S_2 определяют суммарное содержание фракций плотностью больше и меньше плотности разделения, взаимно засоряющие легкий и тяжелый продукты. Чем меньше значение E_p , тем выше технологические показатели обогащения. В идеальном случае кривая разделения превращается в вертикальную прямую линию, тогда $E_p = 0$.

При обогащении руд и углей величина E_p может колебаться в значительных пределах в зависимости от изменяющихся плотности разделения, вязкости суспензии, производительности аппарата и др.

§ 28. ОСНОВЫ ПРОЦЕССА ОТСАДКИ

Отсадка занимает одно из ведущих мест в технологии обогащения полезных ископаемых (особенно неметаллических) как процесс эффективного разделения минеральных смесей при относительно низких материальных, трудовых и энергетических затратах.

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 — смесь минеральных зерен различной плотности (рис. 37) подается на решетку, через отверстия которого проходит переменная по направлению и скорости восходящая и нисходящая струя воды.

Рис. 36. Кривая распределения элементарных фракций в продукты разделения при обогащении руды в тяжелосредном сепараторе

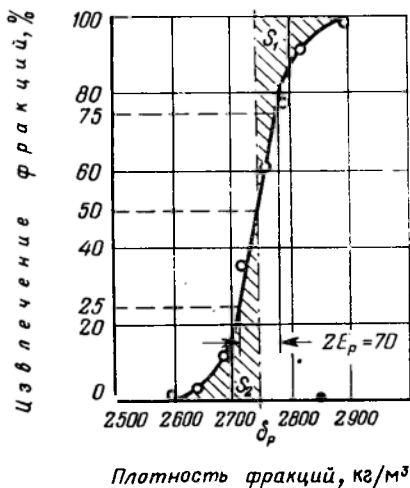
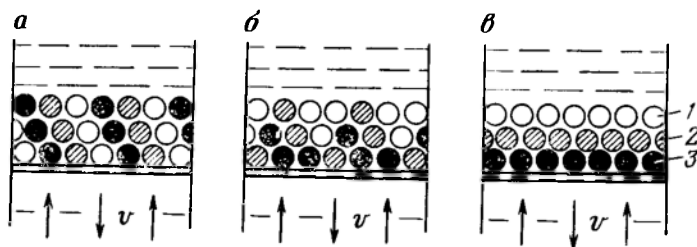


Рис. 37. Схема расслоения смеси зерен минералов различной плотности в пульсирующем потоке воды:

a — соответственно начальное, промежуточное и конечное состояние системы (*1-3* — зерна соответственно легкие, 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 v , большей скорости стесненного падения зерен данной плотности и крупности (см. главу 3), 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 учесть, что подобное идеализированное распределение по плотностям может быть осуществлено только в том случае, если смесь минералов будет содержать зерна одинаковых размеров и формы. Это связано с тем, что конечная скорость падения зерен [см. главу 3, формулы (11) — (16)] зависит как от плотности минералов, так и других физических свойств и состояния среды разделения. Даже при отсутствии равнопадаемых зерен полное

распределение материала по слоям плотности может произойти только при бесконечном времени разделения.

Концентрирующийся на решетке слой материала называют *постелью*. Она может быть естественной, состоящей из зерен обогащаемого материала, или искусственной, образуемой из другого более тяжелого продукта. В качестве материала для искусственной постели используют полевой шпат, магнетит, металлическую дробь и др. Постель является как бы фильтрующим слоем — она пропускает тяжелые зерна и выталкивает легкие.

Подъем и опускание зерен обогащаемого материала при пульсациях, как в надпостельном слое, так и в постельном, происходит не в свободных, а в стесненных условиях. Это позволяет подвергать отсадке не только узкоклассифицированный материал, отвечающий равнопадающим в свободных условиях зернам, но и материал с более широким диапазоном крупности.

Преимущественное распространение процесс отсадки получил для тех полезных ископаемых, которые содержат в основном свободные рудные и минеральные компоненты, отличающиеся плотностью.

Отсадка применяется для обогащения руд черных металлов, например марганцевых руд Никополь-Марганецкого и Чиатурского бассейнов. В этих рудах пустая порода представлена глиной и кварцем (в виде песка, гравия, щебня), а ценные минералы (псиломелан, манганит, пиролюзит) свободны или находятся частично в сростках.

Значительное распространение отсадка получила при обогащении руд россыпных месторождений олова, титана, циркония, золотоносных песков и алмазных россыпей.

Особенное распространение нашла отсадка при обогащении углей. В СССР отсадке подвергается около 50% обогащаемых углей, а в отдельных странах (ПНР, Япония) — более 60%.

Несмотря на широкое промышленное применение отсадки для обогащения различных ископаемых, единого общепризнанного представления о механизме расслоения материала в постели отсадочной машины в настоящее время не существует. Известны два основных направления в изучении явлений расслоения: детерминистское и массово-статистическое.

Детерминистские модели отсадки основаны на рассмотрении движения отдельных частиц (скоростей и ускорений) в зависимости от их размера, плотности, формы и др. Анализируются силы, действующие на частицу, составляются и решаются уравнения ее движения при выбранных начальных и граничных условиях. При этом расчеты проводятся для некоторых средних (для данного класса) частиц, поскольку учесть индивидуальные особенности каждой частицы, принимая во внимание их многообразие в постели, не представляется возможным.

Рассматривая движение отдельной частицы с позиций классической механики, детерминистские модели не могут объяснить внутренний механизм разделения массы материала в отсадочных

машинах. Главный недостаток детерминистской модели заключается в том, что скорости стесненного падения и ускорения отдельных частиц анализируются без учета реальных условий, характеризующих отсадочную постель в течение полного цикла отсадки. Эти условия непрерывно меняются, поэтому представляется неправомерным составлять и анализировать уравнения движения отдельной частицы для всего времени цикла. Следует отметить, что для отдельных периодов цикла и, в частности, применительно к периоду, когда отсадочная постель находится в разрыхленном состоянии, эти уравнения могут реально отражать некоторые стороны механизма расслоения в зависимости от физических свойств частиц и гидродинамических параметров движения жидкости.

Массово-статистические модели отсадки основаны на рассмотрении перемещения не отдельных зерен, а их совокупности, физические параметры которой обусловлены многообразием физических свойств отдельных частиц. При отсадке в разрыхленной постели происходит непрерывное взаимное перемещение зерен при общей тенденции каждой группы зерен с близкими физическими свойствами переместиться в свой слой равновесия. Такое перемещение носит случайный характер, зависящий от многих факторов, но в связи с их массовостью подчиняется закономерностям теории вероятностей и математической статистики.

На основе массово-статистического подхода к изучению отсадки разработано три гипотезы механизма расслоения материала под действием пульсирующих колебаний водной среды: суспензионная, энергетическая и вероятностно-статистическая.

Суспензионная гипотеза рассматривает постель отсадочной машины как суспензию определенной плотности, в которой тяжелые частицы тонут, а легкие всплывают. Эта гипотеза не учитывает влияния параметров движения жидкости на состояние отсадочной постели в различные периоды цикла отсадки, взаимодействие отдельных частиц и других факторов, но допускает ряд искусственных и малообоснованных предпосылок.

Энергетическая гипотеза рассматривает нерасслоенную отсадочную постель как механическую неустойчивую систему, обладающую определенным запасом потенциальной энергии. При подводе к этой системе внешней энергии (при отсадке — потока жидкости) силы сцепления и трения между частицами уменьшаются и они начинают перемещаться таким образом, чтобы занять среди других частиц место, соответствующее запасу их потенциальной энергии, зависящей от начального положения частицы и ее физических свойств (крупности и плотности). В этом случае вся система стремится к состоянию с минимальным запасом потенциальной энергии и максимальной устойчивости. Такому состоянию отвечает разделение смеси на отдельные слои с уменьшающейся крупностью и плотностью зерен по высоте отсадочной постели.

Энергетическая гипотеза, несмотря на некоторые существенные недостатки, позволяет раскрыть общую статистическую суть расслоения и установить кинетику разделения во времени.

Вероятностно-статистическая гипотеза, развитая в основном советскими исследователями, рассматривает отсадку на основе вероятностно-статистических закономерностей перехода частиц различной плотности и крупности из беспорядочного состояния в упорядоченное, характерное для расслоенной постели.

Рассматривая отсадку как массовый процесс и применяя закон действия масс, можно записать уравнение кинетики процесса (скорости разделения) в виде

$$dP_{\tau}/dt = -kP_{\tau}, \quad (20)$$

где P_{τ} — содержание узкой элементарной фракции в постели отсадочной машины в данный момент времени t ; k — константа скорости процесса расслоения.

Решение уравнения (20) дает следующее выражение:

$$P_{\nu} = P_{\pi} [1 - \exp(-kt)],$$

где P_{ν} — содержание узкой элементарной фракции, выделившейся в свой слой; P_{π} — содержание этой же фракции в исходном продукте.

Это уравнение характеризует кинетику отсадки, т. е. скорость процесса перемещения фракций в соответствующие продукты разделения.

§ 29. УСТРОЙСТВО И ПРИНЦИП ДЕЙСТВИЯ ОТСАДОЧНЫХ МАШИН

В отсадочной машине смесь зерен различной крупности и плотности, располагаемая на решетке, подвергается периодическому разрыхлению и уплотнению действием восходящего и нисходящего потоков воды (или воздуха). В результате различий в направлениях и траекториях перемещения зерен различной крупности и плотности происходит их перераспределение по высоте слоя материала таким образом, что внизу (на решетке) располагаются зерна максимальной плотности, а сверху (на слое) — минимальной плотности. Пульсирующее движение слоя материала в машине может также осуществляться (при неподвижной водной среде) колебаниями решета, на котором материал располагается.

Для создания колебаний среды, в которой происходит разделение, применяют поршни, диафрагмы, подвижные решета или периодический впуск в машину сжатого воздуха. Характер разрыхления постели и скорость ее расслоения по плотностям зерен зависят от закономерностей перемещения среды в течение одного периода колебаний. Закономерность вертикального перемещения среды (или решета) в течение одного периода колебаний называют циклом отсадки. Элементами *цикла отсадки* являются подъем, пауза, опускание среды.

Основным циклом, применяемым в отсадочной машине, является синусоидальный, характерная особенность которого — равен-

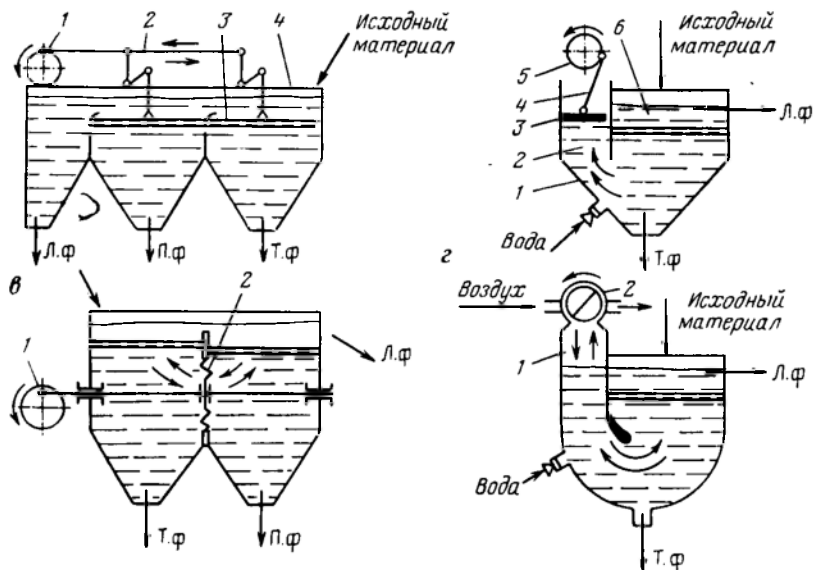


Рис. 38. Схемы отсадочных машин:

а — с подвижным решетом; б — поршневая; в — диафрагмовая; г — воздушно-пульсационная (Л.ф — легкая фракция; Т.ф — тяжелая фракция; П.ф — промежуточная фракция)

ство скоростей подъема и опускания среды; другие циклы отличаются продолжительностью элементов.

Характер цикла может оказывать влияние на отсадку лишь при небольшой частоте колебания среды — 25—40 мин⁻¹. Такой режим применяется при отсадке крупного материала. При частоте колебаний свыше 100 мин⁻¹ влияние цикла на отсадку незначительно.

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

В зависимости от вида среды разделения все машины подразделяются на гидравлические (с водной рабочей средой) и пневматические (с воздушной рабочей средой).

Пневматические отсадочные машины применяются на углеобогатительных фабриках.

Отсадочная машина с подвижным решетом (рис. 38, а) состоит из секционного корпуса 4, в верхней части которого размещено подвижное решето 3. Размер отверстия решета меньше минимального размера куса обогащаемого материала. Водная среда в машине остается относительно неподвижной. Колебательные движения решету в вертикальном и горизонтальном направлениях пере-

даются от эксцентрикового механизма 1 через систему рычагов 2. По мере движения слоя материала вдоль машины происходит его расслоение по плотностям. Тяжелый продукт разгружается вниз через щели решета в конце каждой секции и далее посредством элеватора выгружается из машины. Число продуктов разделения зависит от числа секций в машине.

Машины с подвижным решетом получили распространение при обогащении марганцевых руд. Существенным достоинством машины этого типа является незначительный расход воды на обогащение.

Поршневая отсадочная машина (рис. 38, б) состоит из корпуса 1, имеющего рабочее 6 и поршневое 2 отделения. Решето в камере установлено неподвижно. Колебательные движения воды и разделяемого материала вызываются перемещением поршня 3, связанного штоком 4 с эксцентриковым приводом 5. Для работы машины необходима подача подпоршневой воды.

Легкий продукт выносится с потоком воды через борт машины, а тяжелый разгружается в камеру через отверстия решета (при искусственной постели) или через щель в конце секции. В дальнейшем этот продукт выгружается из машины с помощью элеватора или другого устройства.

Диафрагмовая отсадочная машина (рис. 38, в) отличается от поршневой машины наличием эластичной диафрагмы 2, связанной штоком с эксцентриковым приводом 1. Диафрагмы в различных типах машин могут располагаться горизонтально сбоку отсадочного решета, горизонтально и наклонно под решетом, вертикально в перегородке между смежными секциями (см. рис. 38, в) или в стенке корпуса машины.

Положительной особенностью дифрагмовой машины является постоянство хода диафрагмы, обеспечивающее «жесткий» режим пульсаций среды. Диафрагмовые отсадочные машины наиболее широко применяются при обогащении руд.

Воздушно-пульсационная (беспоршневая) отсадочная машина (рис. 38, г) является наиболее совершенной в конструктивном и технологическом отношениях. Пульсация воды в рабочем отделении создается периодическим впуском сжатого воздуха в воздушную камеру 1 посредством роторного или клапанного золотникового пульсатора 2. При впуске воздуха рабочая среда поднимается вверх, а при выпуске опускается вниз. Воздушные камеры в последних конструкциях машин располагаются непосредственно под рабочим решетом.

Легкий продукт разгружается через борт машины со сливом, а тяжелый и промежуточной плотности — в щели, расположенные в конце каждого отделения машины.

Воздушно-пульсационные отсадочные машины получили распространение при обогащении углей и в последние годы начали применяться для обогащения руд.

Технологические результаты работы отсадочной машины характеризуют взаимозасорением продуктов разделения так назы-

ваемыми посторонними фракциями. Чем меньше продукты отсадки содержат посторонних фракций, тем лучше их качество и меньше потери ценных компонентов с отходами обогащения.

Для оценки технологической эффективности обогащения применяют различные аналитические, графические или графоаналитические критерии, основанные на качественной характеристике продуктов разделения или их фракционном составе. Наиболее общим показателем технологической эффективности является показатель извлечения ценного компонента (металла, минерала, продукта).

Поскольку при обогащении в отсадочных машинах разделение происходит по различию в плотностях отдельных компонентов механической смеси исходного материала, критерий эффективности разделения в данном случае должен отражать точность разделения на фракции различной плотности. При этом другие показатели качества продуктов обогащения (например, содержание металла в них) будут тесно скоррелированными с плотностью фракций. Фракционный состав продуктов отсадки, таким образом, дает наиболее полную объективную информацию о точности разделения исходного продукта по плотности. Практическое использование этого метода, однако, во многих случаях затруднено вследствие отсутствия дешевых и нетоксичных тяжелых жидкостей, в которых можно было бы расслоить пробы продуктов отсадки, имеющих высокую плотность, например, концентраты руд черных и цветных металлов.

Оценка точности разделения по фракционному составу продуктов гравитационного обогащения находит преимущественное применение при обогащении углей. В качестве критерия эффективности в данном случае применяют показатель среднего вероятного отклонения E_p [см. формулу (19)] и погрешности разделения J . Показатель погрешности разделения называемый также точностью разделения является наиболее характерным для процесса отсадки. Он связан с E_p и плотностью разделения следующим соотношением:

$$J = E_p / (\delta_p - 1000).$$

На точность разделения в отсадочной машине влияют крупность обогащаемого материала, его фракционный состав и удельная производительность на 1 м² решета машины.

§ 30. ОБОГАЩЕНИЕ В ПОТОКЕ ВОДЫ, ТЕКУЩЕЙ ПО НАКЛОННОЙ ПЛОСКОСТИ

Процессы сепарации в наклонных тонких потоках воды предназначены для обогащения мелких классов и шламов руд черных, цветных и редких металлов (в основном россыпных месторождений).

Ниже приведено описание группы машин и аппаратов (шлюзы, суживающиеся желоба, винтовые сепараторы, концентрационные столы), разделение полезных ископаемых в которых основано на

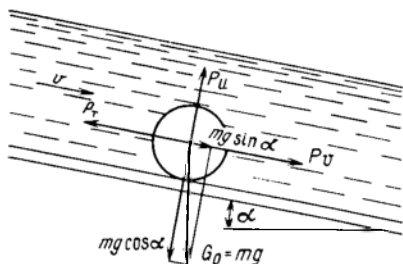


Рис. 39. Схема действия сил на частицу в потоке воды, текущей по наклонной плоскости

закономерностях движения минеральных зерен в струе воды, текущей по наклонной плоскости.

Шлюзы применяют для обогащения полезных ископаемых, характеризующихся значительным различием в плотностях разделяемых минералов, таких например, как золото- или оловосодержащие пески. В наиболее простом исполнении шлюз представляет собой неподвижный, установленный наклонно деревянный желоб прямоугольного сечения.

На дно желоба укладывают трафареты, изготовленные из различных материалов, ступенчатая или шероховатая поверхность которых способствуют удержанию осевших частиц тяжелых минералов. Исходный продукт и вода подаются в загрузочный конец желоба и движутся совместно под действием сил тяжести.

Минимальная частица массой m , находящаяся в потоке воды, движущейся по наклонной под углом α плоскости, испытывает действие комплекса сил (рис. 39): направленной вниз силы тяжести G_0 с учетом выталкивающей силы Архимеда, силы динамического воздействия потока воды в направлении движения P_v , силы трения P_r , направленной в сторону, противоположную движению зерна, силы от воздействия вертикальной составляющей скорости потока, направленной вверх P_u . Эта сила возникает от турбулентных вихрей, обусловленных скоростью потока $v_{ср}$.

Таким образом, при движении минеральных частиц в потоке воды на шлюзе происходит их расслаивание по плотностям и крупностям вследствие образования вихревых потоков в придонной области и наличия вертикальных составляющих сил, действующих на частицы.

На днище шлюза укладывают трафареты, которые способствуют увеличению сил трения частиц об их поверхность за счет увеличенной шероховатости и образованию вихревых потоков. В качестве трафаретов применяют различные материалы: естественную крупнокусковую руду, деревянные решетчатые конструкции, резиновые коврики с ячейками различной глубины и формы. При обогащении мелких песков и тонкоизмельченных руд применяют ворсистые покрытия, изготовленные из различных растительных и искусственных волокон (кордероя, плюша, холста, войлока, шерсти и др.).

На шлюзах обычно производится первичная обработка материалов различной крупности. В принципе они являются аппаратами периодического действия. Длина шлюзов и их сечение в зависимости от крупности обрабатываемого материала могут быть различными. При переработке больших объемов крупнокусковых материалов неподвижные гидравлические шлюзы сечением жело-

ба 1×1 м могут достигать длины до 40—50 м. Уклон установки таких шлюзов составляет 0,03—0,06.

Исходный материал на шлюз подают непрерывно до тех пор, пока ячейки трафаретов не заполнятся частицами тяжелых улавливаемых минералов или металла. После этого загрузка прекращается и производится сполоск шлюза. Сначала подают воду для удаления из верхнего слоя осевшего продукта легких минералов, а затем подачу воды уменьшают, снимают трафареты и тщательно смывают с них накопившийся тяжелый продукт. Этот материал перемещают металлическими или деревянными гребками вверх по дну шлюза для дополнительного удаления легких минералов (пустой породы). Крупные куски породы, щебень и гальку выбирают вручную и удаляют в отвал. Оставшийся на дне шлюза концентрат смывают в отдельный приемник и направляют на дальнейшее обогащение в доводочные аппараты.

Сполоск гидравлических шлюзов при обогащении, например, золотосодержащих песков производят через 5—10 сут, когда снимают наиболее богатую часть песков — «головку», а полный сполоск делают через 15—20 сут.

Последовательно с основными шлюзами зачастую устанавливают так называемые подшлюзки, которые являются дополнительными устройствами для улавливания тонкого золота при обогащении сравнительно богатых россыпей. На подшлюзки поступает материал основного шлюза, прошедший через решето с отверстием 6—10 мм.

Основными факторами, влияющими на технологические параметры неподвижных шлюзов, являются: разжижение исходной пульпы, высота потока, ширина желоба, уклон дна и тип трафарета.

В последние годы все большее применение находят для извлечения тяжелых минералов из тонкоизмельченных руд *автоматические многодечные подвижные шлюзы* с автоматическим сполоском, а также *орбитальные многодечные шлюзы* для извлечения тонкодисперсных минеральных частиц.

Суживающийся желоб — неподвижный аппарат, принцип работы которого основан на гравитационном разделении минералов по крупности и плотности в несущем потоке воды. Эти аппараты во многом идентичны шлюзам. Они оказались достаточно эффективными при обогащении россыпных песков, в которых смесь минералов представлена мелкими зернистыми частицами различной плотности (титано-циркониевые пески, содержащие в свободном состоянии минералы: рутил, ильменит, циркон, дистен, ставролит, кварц и др.).

Процесс обогащения на суживающихся желобах происходит следующим образом. Исходная пульпа по трубопроводу подается в распределительный лоток (рис. 40), откуда тонким слоем поступает в широкую загрузочную часть желоба 1. Желоб имеет плоское гладкое днище и сходящиеся под некоторым углом боковые стенки. Благодаря сужению желоба высота текущего потока

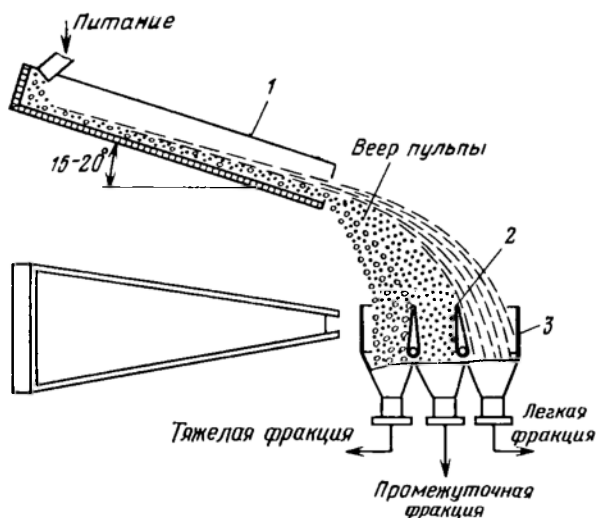


Рис. 40. Схема разделения минеральных зерен в суживающемся желобе

увеличивается от 1,5—2 мм у загрузочной части до 7—12 мм у разгрузочной. Средняя скорость движения пульпы по суживающемуся желобу зависит от объемной производительности и составляет 0,3—1 м/с. Характер движения потока вдоль желоба изменяется от ламинарного (в начале желоба) к турбулентному (в конце его). Наличие турбулентности способствует выносу легких минеральных частиц в верхние слои, а в нижних слоях располагаются частицы большей плотности.

Скорость движения слоя тяжелых частиц меньше скорости движения слоев легких частиц. Вследствие наличия плавного закругления днища на выходе из желоба тяжелые частицы скользят вниз по закруглению. Верхние же легкие слои потока, имеющие большую скорость движения, по инерции устремляются вперед. Поскольку в целом скорость потока недостаточна для разрыва его сплошности, он сужается в плане, формируясь в своеобразный веер пульпы. Это позволяет с помощью регулируемых рассекающих устройств 2 расщепить поток на ряд струй (см. рис. 40) с различным содержанием легких 3, промежуточных и тяжелых фракций.

Основными параметрами, влияющими на результаты разделения частиц в суживающихся желобах, являются содержание твердого в питании, уклон желоба и его производительность.

Изменения подачи исходной пульпы и содержания в ней твердого приводят к изменению высоты потока и характера распределения частиц в потоке. Для обеспечения постоянства расхода и содержания твердого целесообразно применять питающие емкости с постоянным напором (работающие с переливом пульпы) или автоматические системы регулирования. Угол наклона суживаю-

щихся желобов принимают в пределах 15—20° для обеспечения продвижения пульпы без заиливания.

Производительность желобов изменяется в довольно широких пределах в зависимости от крупности и минерального состава обогащаемых материалов. По опытным данным она составляет от 0,9 до 5,5 т/ч на 1 м² рабочей площади желобов.

Преимуществами суживающихся желобов перед другими гравитационными аппаратами являются простота конструкции, отсутствие движущихся частей, низкие капитальные затраты и высокая удельная производительность.

К недостаткам желобов относятся необходимость работы только на плотной пульпе (50—60% твердого), малая степень концентрации, резкая чувствительность к изменению подачи исходной пульпы и содержания в ней твердого. Это вызывает необходимость применения операции сгущения пульпы, дополнительных перечисток продуктов и особенно четкой организации технологического процесса.

Применяемые конструкции желобных аппаратов можно разделить на две группы: аппараты, состоящие из набора отдельных желобов с их каскадным расположением, и конусные сепараторы (концентраторы), состоящие из одного или нескольких конусов, каждый из которых представляет собой как бы набор радиально установленных суживающихся желобов с общим днищем. Такие сепараторы являются более компактными и удобными в эксплуатации.

Винтовые сепараторы широко применяются для обогащения мелкозернистых песков россыпных месторождений, содержащих ильменит, рутил, циркон и другие полезные минералы, а также для обогащения руд редких и благородных металлов коренных месторождений, железных руд, фосфоритов, хромитов.

Процесс обогащения в винтовом сепараторе осуществляется в наклонно текущем и одновременно вращающемся потоке воды с весьма сложной кинематикой движения.

Винтовой сепаратор (рис. 41) конструктивно выполнен в виде неподвижного винтообразного желоба 1, укрепленного на стойке 3. Исходная пульпа подается в верхнюю питающую часть желоба и свободно стекает под действием силы тяжести вниз. При этом происходит перераспределение минералов вследствие различных траекторий их движения: тяжелые минералы сосредоточиваются у внутреннего борта желоба сепаратора, а легкие — у наружного. Разгрузка тяжелых фракций осуществляется через отверстия в днище желоба, оборудованные специальными отсекателями 2, а легких — в конце желоба свободным сливом. Винтовой желоб, являющийся основным рабочим органом сепаратора, состоит из ряда полувитков, штампованных из листовой стали или других износостойких металлов, сплавов и пластмасс, скрепленных между собой фланцевыми соединениями. Рабочую поверхность полувитков зачастую футеруют резиной или другими износостойкими материалами. По длине желоба устанавливается не-

сколько отсекаателей для отбора концентрата (тяжелая фракция) и промпродуктов.

Качество получаемых продуктов обогащения регулируется содержанием твердого в исходной пульпе, производительностью сепаратора и расходом смывной воды.

Концентрационный стол представляет собой слабо наклоненную в поперечном направлении качающуюся поверхность — деку с текущим по ней тонким слоем воды. Качание деки осуществляется

при помощи привода возвратно-поступательного движения. Направление качаний горизонтальное, перпендикулярное к направлению движения воды. На рабочей поверхности деки установлены продольные пластинки (нарифления) различной высоты.

Схема работы концентрационного стола представлена на рис. 42 (пунктирными линиями показаны условные траектории движения частиц различной плотности: 1 — тяжелой; 2 — промежуточной; 3 — легкой).

Разделение минеральных зерен на деке концентрационного стола происходит под действием комплекса механических и гидродинамических сил. Главными результирующими силами, определяющими разрыхленность слоя материала и траекторию перемещения отдельных частиц, являются силы тяжести, гидродинамического воздействия потока воды и трения о поверхность деки.

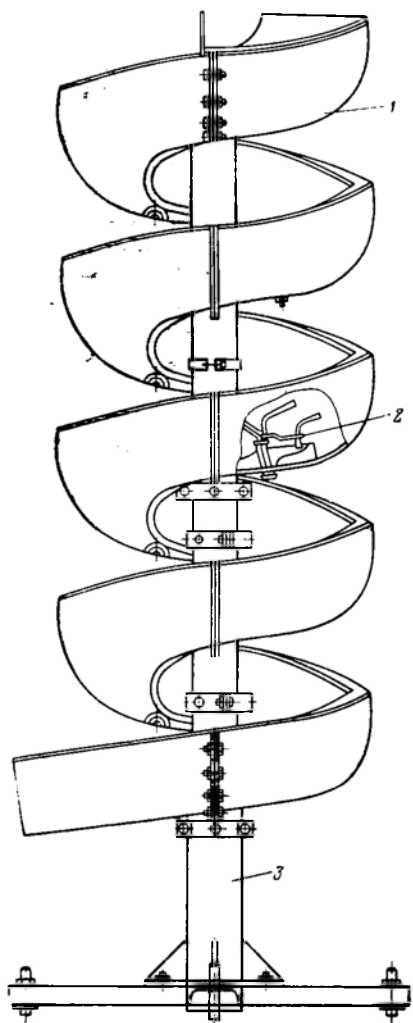


Рис. 41. Винтовой сепаратор

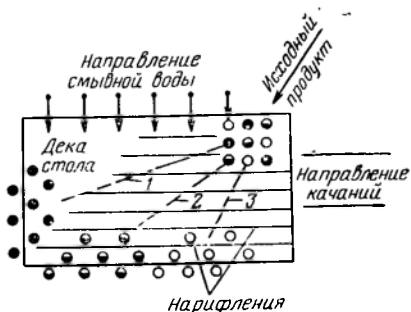


Рис. 42. Распределение продуктов на поверхности концентрационного стола

Распределение частиц в разрыхленной массе материала происходит не только по плотностям, но и по их крупности и форме. В нижних слоях потока располагаются самые тонкие частицы большой плотности, над ними — более крупные той же плотности в смеси с мелкими частицами меньшей плотности, еще выше — последовательно мелкие и крупные частицы малой плотности.

Верхний легкий слой материала смывается водой в поперечном отношении к качаниям деки направлении, а нижний тяжелый слой перемещается в продольном направлении между нарифлениями к разгрузочному ее торцу. Благодаря снижению высоты нарифлений вдоль деки происходит перераспределение частиц по плотностям. Таким образом, на боковой и торцевой разгрузочных сторонах деки образуется так называемый «веер продуктов» различной плотности. Специально установленными отсекателями эти продукты направляются в сборники концентрата, промпродукта и хвостов.

Основными технологическими параметрами, влияющими на эффективность работы концентрационных столов, являются частота и амплитуда колебаний деки, углы поперечного и продольного наклона деки, высота нарифлений и расстояние между ними, содержание твердого в исходном питании и расход смывной воды. Сочетанием этих параметров определяются качественные показатели разделения и производительность концентрационных столов.

Глава 7

ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

§ 31. ОСОБЕННОСТИ ФЛОТАЦИОННОГО МЕТОДА ОБОГАЩЕНИЯ

Флотация широко применяется для обогащения большинства руд цветных и редких металлов, апатитовых, фосфоритовых, графитовых, флюоритовых и других руд, широко используется в сочетании с другими методами при обогащении руд черных металлов, угля. Широкая распространенность флотации объясняется универсальностью процесса, связанной с возможностью разделения практически любых минералов, обогащения бедных руд с весьма тонкой вкрапленностью полезных минералов.

Флотационный метод обогащения основан на использовании различий в естественной или искусственно создаваемой смачиваемости поверхности минералов; при этом проявляются их различия в способности удерживаться на границе раздела фаз: твердой (Т), жидкой (Ж) и газообразной (Г). Различная способность минералов удерживаться на межфазовой поверхности определяется различным значением их удельной поверхностной энергии, зависящей от химического состава и строения кристаллической решетки минералов.

Флотация осуществляется в водной среде и широко применяется для обогащения тонкоизмельченных (до крупности менее 0,5 мм) самых разнообразных полезных ископаемых. С точки зрения возможностей применения, флотация является универсальным методом, применимым для разделения практически любых минералов независимо от различий в их плотностях, магнитных, электрических или других свойствах.

Флотационную способность минералов, т. е. степень смачиваемости минералов водой, можно изменять искусственно, обрабатывая их поверхностные флотационными реагентами.

Флотационные реагенты — вещества, способные избирательно адсорбироваться на поверхности минералов и уменьшать или увеличивать их смачиваемость.

По характеру воздействия на процесс флотации флотационные реагенты подразделяются на следующие группы: собиратели (непосредственно взаимодействующие с поверхностью минералов), пенообразователи (стабилизирующие диспергирование воздуха в пульпе), активаторы, подавители (депрессоры) и регуляторы среды.

Известны следующие разновидности флотационного процесса: пленочная флотация, масляная флотация, пенная флотация и пенная сепарация.

Пленочная флотация — процесс при котором на поверхности движущегося потока воды осторожно создается слой мелких минеральных частиц. Частицы минералов, не смачиваемых водой (гидрофобные), задерживаются на поверхности и увлекаются потоком, а частицы минералов, смачиваемых водой (гидрофильные), тонут. Процесс применяется редко, в основном для доводки оловянных, вольфрамовых и некоторых редкометаллических концентратов.

Масляная флотация заключается в избирательном прилипании плохо смачиваемых водой минералов к капелькам подаваемого в пульпу масла. Образующиеся при этом комплексы «минерал — масло» всплывают на поверхность пульпы, так как их плотность оказывается ниже плотности воды. Смачиваемые водой, но не смачиваемые маслами минералы остаются в пульпе во взвешенном состоянии.

Масляная флотация имеет весьма ограниченное применение, в частности при обогащении углей (способ «Конвертоль» в Великобритании).

Пенная флотация основана на способности несмачиваемых водой минералов прилипать к пузырькам воздуха, образующимся в результате аэрации пульпы, и всплывать вместе с ними на поверхность пульпы, образуя пенный продукт, а смачиваемых минералов — оставаться взвешенными в пульпе, образуя камерный продукт.

Обычно в пенный продукт флотации извлекают полезный минерал, а в камерный — пустую породу. Такой процесс носит название *прямой* флотации. В отдельных случаях целесообразнее извлекать в пенный продукт минералы пустой породы, а полезные

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

Так, например, при флотации гематитовых руд с определенным сочетанием флотационных реагентов в пенный продукт можно выделять гематит и, таким образом, получать железорудный концентрат; а с другим сочетанием реагентов в пенный продукт можно выделять пустую породу — кварц. Именно в этом, в разнообразных способах ведения и широких возможностях регулирования, заключается универсальность флотационных процессов.

Пенная сепарация состоит в том, что флотируемый (плохо смачиваемый водой) компонент при попадании на пенный слой удерживается в нем за счет сил прилипания к воздушным пузырькам, а нефлотируемый — проходит сквозь него. В процессе пенной сепарации исходная пульпа как бы фильтруется через пенный слой с удержанием флотируемых минералов, в отличие от пенной флотации, где флотируемые минералы извлекаются из объема пульпы всплывающими воздушными пузырьками.

Кроме перечисленных известны другие разновидности флотационных процессов: электрофлотация, ионная флотация, флотация твердой стенкой и др.

Наиболее широкое промышленное применение в обогащении полезных ископаемых получила пенная флотация.

Флотационные свойства минералов зависят от их природных свойств: химического состава, кристаллического строения, растворимости в воде и др. Все минералы по флотируемости согласно классификации М. А. Эйгелеса можно разделить на следующие группы.

1. Самородные металлы и сульфиды тяжелых металлов (минералы меди, свинца, цинка, ртути, сурьмы, золота и др.). Эти минералы характеризуются плохой смачиваемостью и легко флотируются, если их поверхность не окислена.

2. Аполярные неметаллические минералы (графит, сера, уголь, тальк) наиболее легко флотируются.

3. Окисленные минералы цветных металлов. К ним относятся карбонаты и сульфаты меди, свинца, цинка, а также минералы и соли других кислородсодержащих кислот.

4. Полярные минералы, в состав кристаллической решетки которых входят катионы — Ca, Mg, Ba, Sr. Эти минералы активно вступают во взаимодействие с анионными реагентами. К таким минералам относятся шеелит, повеллит, апатит, фосфориты, флюорит, кальцит, доломит, барит.

5. Минералы оксидов, силикаты, алюмосиликаты (кварц, корунд, рутил, касситерит, ильменит), флотационная способность этих минералов зависит от условий минералообразования.

6. Растворимые соли щелочных и щелочноземельных металлов (галит, сильвин, лангбейнит). Эти соли флотируются в своих насыщенных растворах.

7. Сильно растворимые в воде соли щелочных и щелочноземельных металлов (гипс, гидроборацит).

§ 32. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ФЛОТАЦИОННОГО РАЗДЕЛЕНИЯ

Основу пенной флотации составляет элементарный акт прилипания минеральной частицы к воздушному пузырьку в водной среде. Этот процесс объясняется физико-химическими свойствами взаимодействующих фаз и явлениями, протекающими на границе их раздела. Одним из таких свойств является наличие на поверхности раздела фаз свободной поверхностной энергии, представляющей собой избыток энергии, который возникает вследствие некомпенсированных сил, действующих в поверхностном слое.

Рассмотрим две соприкасающиеся фазы — жидкую (вода) и газообразную (воздух) (рис. 43). Между молекулами одной и той же фазы в зависимости от расстояния между ними существуют силы взаимного притяжения. Каждая молекула, находящаяся внутри жидкой фазы, испытывает притяжение ко всем другим молекулам, лежащим в сфере ее действия. Эта молекула равномерно окружена со всех сторон молекулами воды, поэтому силы притяжения между ними взаимно уравновешиваются.

Молекула, находящаяся в поверхностном слое водной фазы, граничащей с воздушной фазой, испытывает значительное притяжение ко всем молекулам, лежащим в нижней полусфере ее действия, в то время как в верхней полусфере сила притяжения к молекулам воздуха, направленная вверх, будет незначительной, так как молекулы воздуха удалены друг от друга на значительное расстояние. В этом случае молекулярные силы действуют только на нижележащие и соседние молекулы. Поэтому часть энергии, которой обладают молекулы поверхностного слоя, остается свободной. Свободная энергия всех молекул, лежащих на поверхности, пропорциональна площади этой поверхности и называется поверхностной энергией или *поверхностным натяжением*. Энергия, численно равная свободной энергии, действующей на 1 м^2 поверхностного слоя, называется удельной свободной поверхностной энергией. Единицей измерения ее является ньютон на метр (Н/м). Удельная поверхностная энергия на границе раздела двух фаз, например «жидкость — газ», обозначается $\sigma_{\text{ж-г}}$.

Удельная поверхностная энергия зависит также от полярностей соприкасающихся фаз, т. е. различий в интенсивности действующих в них молекулярных сил. Мерой полярности фаз могут служить такие ее свойства, как дипольный момент молекул, внутреннее давление, диэлектрическая постоянная. Чем больше различие в полярности соприкасающихся фаз, тем больше удельная поверхностная энергия на границе этих фаз.

Поверхность твердых тел также характеризуется наличием свободной энергии. Рассмотрение кристаллической решетки минерала (рис. 44) свидетельствует о том, что энергетическое состояние атомов (ионов), входящих в ее состав, зависит от их расположения на поверхности и в объеме решетки.

Атомы, расположенные в объеме решетки минерала (А), всю свою энергию расходуют на взаимодействие с соседними атома-

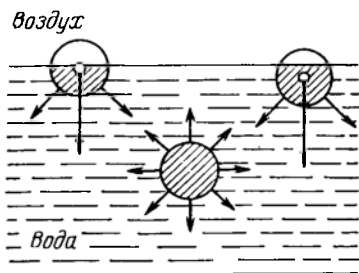


Рис. 43. Схема действия молекулярных сил в объеме и поверхностном слое жидкости

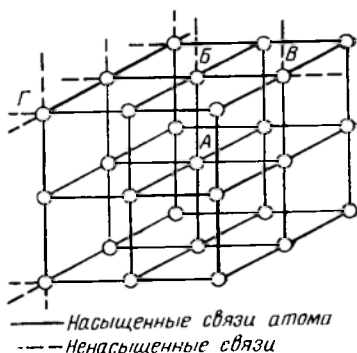


Рис. 44. Степень насыщенности связей атомов кристаллической решетки минерала

ми, окружающими их со всех сторон. В то же время энергия взаимодействия, присущая атомам, расположенным в крайнем наружном слое (Г, Б, В), проявляется лишь по отношению к нижележащим слоям атомов и соседним атомам данного поверхностного слоя. По этой причине часть энергии, которой обладают атомы поверхностного слоя, остается свободной. Эту энергию называют *свободной поверхностной энергией* или просто *поверхностной энергией*. Эта энергия характеризует природу и особенности поверхности того или иного минерала и способность его к взаимодействию с водой и присутствующими в ней реагентами.

Следует отметить, что поверхностная энергия твердых тел, состоящих из атомов различных видов, меняется от атома к атому и носит неоднородный характер. Поэтому под свободной поверхностной энергией твердых тел понимается среднее значение для макроповерхности каждой из кристаллических граней.

Различный характер связей, обнажающихся при раскалывании минералов, обуславливающий наличие поверхностной энергии, характеризует различия в их гидрофильности и флотационных свойствах, поэтому наиболее важным фактором при флотации является взаимодействие минеральной поверхности с водой. Конечные результаты взаимодействия минерала с водой зависят не только от свободной поверхностной энергии минерала, но и от энергии взаимодействия молекул воды между собой.

Вода является активным участником взаимодействия реагентов с минералами 1 и, благодаря высокому дипольному моменту своих молекул, вступает с ними в непосредственный контакт, образуя упорядоченные гидратные слои 2 на их поверхности (рис. 45). Толщина гидратного слоя и его структура зависят от физико-химических свойств минеральной поверхности, проявляющихся в ее смачиваемости.

Смачиваемость твердой поверхности жидкостью возможна тогда, когда взаимное притяжение молекул жидкости меньше притяжения этих молекул к молекулам минерала. Взаимное притяже-

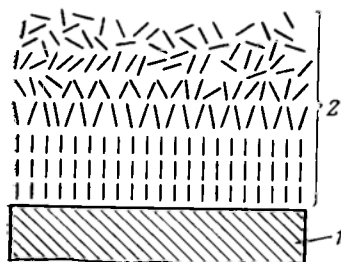


Рис. 45. Схема расположения адсорбционных гидратных слоев у поверхности минерала, находящегося в водной среде

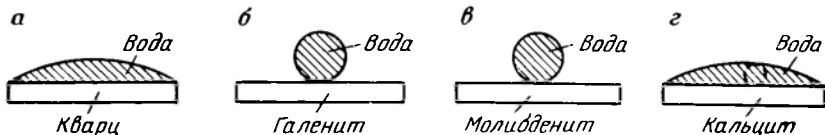


Рис. 46. Примеры смачиваемости твердых поверхностей

ние молекул одного и того же вещества (например, жидкости) называется *когезией* и характеризуется работой, которую необходимо затратить для разрыва столба жидкости на два столба того же сечения. Взаимное притяжение молекул двух разных фаз (например, воды и минерала) проявляющееся на поверхности их раздела, называется *адгезией* и также характеризуется работой, которую необходимо затратить на разделение этих фаз. Эту работу, отнесенную к единице площади поверхности раздела, называют *работой адгезии*. Работа адгезии W (Н/м) в среде газа между водой и поверхностью минерала равна сумме поверхностных энергий обеих фаз минус поверхностная энергия на границе раздела этих фаз, т. е.

$$W = \sigma_{ж-г} + \sigma_{т-г} - \sigma_{т-ж},$$

где $\sigma_{ж-г}$; $\sigma_{т-г}$; $\sigma_{т-ж}$ — поверхностная энергия соответственно на границе раздела фаз «жидкость — газ»; «твердое — газ» и «твердое — жидкость».

Таким образом, при соприкосновении минерала с водой, в результате действия свободной поверхностной энергии, характер взаимодействия полярных молекул воды и молекул поверхностного слоя минерала может быть различным. Если сила притяжения между молекулами минерала и воды больше, чем сила притяжения между молекулами воды, то происходит смачивание поверхности минерала водой (гидратация). В этом случае капля воды свободно растекается по поверхности минерала и легко вытесняет с поверхности воздух (взаимодействие кварца и кальцита с водой) (рис. 46, а, г).

Если силы притяжения между молекулами воды и минерала меньше, чем силы притяжения между молекулами воды, то поверхность минерала не смачивается водой. В этом случае капля воды на поверхности минерала вытесняется воздухом и сохраняет почти шаровидную форму (взаимодействие воды с галенитом и молибденитом) (рис. 46, б, в).

Все природные минералы значительно отличаются по способности к гидратации. Минералы, поверхность которых легко смачивается водой, называются *гидрофильными* (кальцит, кварц), а минералы, плохо смачиваемые водой, называются *гидрофобными* (сера, галенит, графит, тальк, молибденит). Многие минералы по гидрофильности занимают промежуточное положение. Усиление гидрофильности ряда минералов (например, сульфидных) связано с окислением их поверхности.

Следует отметить, что чем менее прочны и менее скомпенсированы связи на поверхности минерала, тем сильнее молекула воды притягивается к твердой поверхности, тем более гидрофильна и гидратирована минеральная поверхность. На хорошо смачиваемой поверхности молекулы воды образуют упорядоченные гидратные слои, толщина которых достигает 0,1 мкм.

Гидратированность поверхности минералов оценивается различными методами. Наиболее распространенным методом оценки степени смачиваемости является определение краевого угла смачивания, измеряемого от 0 до 180°. *Краевым углом смачивания* θ называется угол между касательной к поверхности воздушного пузырька (или к поверхности капли воды в любой точке трехфазного периметра смачивания) и поверхностью минерала. Его принято отсчитывать в сторону жидкой, более полярной фазы (рис. 47). Нулевое значение краевого угла соответствует полной гидрофильности минерала.

С физической точки зрения краевого угла смачивания характеризуется соотношением сил сцепления молекул воды с твердой поверхностью и друг с другом.

Краевой угол смачивания θ определяется из условия равновесия поверхностных энергий на границе раздела фаз «жидкость — газ» ($\sigma_{ж-г}$), «твердая поверхность — жидкость» ($\sigma_{т-ж}$), «твердая поверхность — газ» ($\sigma_{т-г}$) (рис. 48). Равновесное значение краевого угла определяется уравнением Юнга:

$$\sigma_{ж-г} \cos \theta = \sigma_{т-г} - \sigma_{т-ж},$$

откуда

$$\cos \theta = (\sigma_{т-г} - \sigma_{т-ж}) / \sigma_{ж-г}.$$

Краевые углы смачивания дают определенную относительную характеристику гидратированности поверхности. Чем хуже минерал смачивается водой (т. е. чем он более гидрофобен), тем легче пузырек воздуха закрепляется на минеральной поверхности. При флотации уменьшение смачиваемости минерала, называемое гидрофобизацией, характеризуется увеличением краевого угла. Для осуществления гидрофобизации в пульпу вводят специальные флотационные реагенты-собиратели.

Действие собирателя сводится к понижению разности $\sigma_{т-г} - \sigma_{т-ж}$ (т. е. к повышению краевого угла).

Элементарным актом флотации считают закрепление отдельной минеральной частицы на пузырьке воздуха или газа. В соот-

ветствии со вторым законом термодинамики элементарный акт флотации будет возможен только тогда, когда свободная энергия системы после закрепления частицы на пузырьке будет меньше свободной энергии системы до закрепления частицы.

Убыль свободной поверхностной энергии системы ΔW в результате закрепления минерального зерна на воздушном пузырьке при элементарном акте флотации определяется по формуле

$$\Delta W = \sigma_{ж-г} (1 - \cos \theta), \quad (21)$$

где $\sigma_{ж-г}$ — свободная поверхностная энергия единицы поверхности раздела «жидкость — газ», Н/м; θ — краевой угол смачивания, градус.

Величина ΔW , характеризующая изменение поверхностной энергии системы при элементарном акте флотации, отнесенная к единице площади контакта газ — твердое, называется показателем флотируемости. Из формулы (21) видно, что чем больше краевой угол смачивания и частица более гидрофобна, тем больше убыло свободной энергии и тем выше показатель флотируемости.

В пульпе флотационных машин возникают различные силы (силы тяжести, трения и инерции), которые стремятся оторвать от пузырька прилипшие к нему минеральные частицы. Отрывающие силы тем больше, чем выше плотность частицы и чем больше ее размеры. Сила отрыва частиц размером 100 мкм в миллион раз больше, чем размером 1 мкм. Для того чтобы противодействовать этим отрывающим воздействиям и не оторваться от пузырька, минеральная частица должна закрепиться на нем достаточно прочно. Силы прилипания должны быть больше сил отрыва.

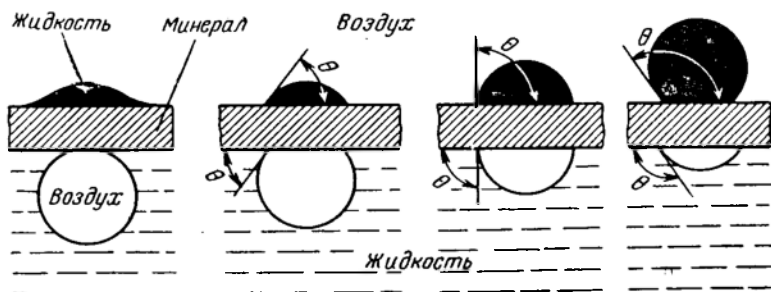


Рис. 47. Краевой угол смачивания θ на разделах фаз «минерал — вода», «минерал — воздух»

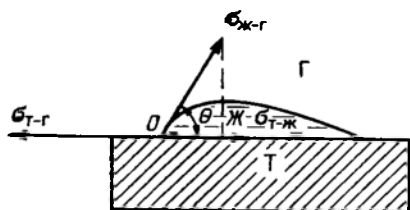


Рис. 48. Схема действия сил поверхностного натяжения на границе периметра смачивания

Общее уравнение, характеризующее прочность прилипания пузырька газа к твердой минеральной поверхности в статических условиях, выведено Б. В. Кабановым и А. Н. Фрумкиным.

Сила прилипания F_{Π} частицы к воздушному пузырьку при элементарном акте флотации действует по периметру площади контакта пузырька (рис. 49) и минерала и равна произведению периметра (πd) на значение вертикальной составляющей поверхностной энергии ($\sigma_{ж-г} \sin \theta$), которая как бы притягивает твердую поверхность минерала к оболочке пузырька:

$$F_{\Pi} = \pi d \sin \theta \sigma_{ж-г},$$

где d — диаметр окружности, по которой пузырек прикрепляется к твердой поверхности, м; $\sigma_{ж-г}$ — поверхностная энергия на разделе фаз жидкость — газ, Н/м; θ — краевой угол смачивания, градус.

Сила отрыва $F_{отр}$ складывается из двух сил:

$$F = Vg\Delta,$$

где V — объем пузырька, м³; g — ускорение свободного падения, м/с²; Δ — плотность жидкости, кг/м³; и силы F_2 , обусловленной капиллярным давлением внутри пузырька и внешним гидростатическим давлением и равной произведению площади контакта $\pi d^2/4$ и добавочного давления $2\sigma_{ж-г}/R - hg\Delta$:

$$F_2 = (\pi d^2/4) [(2\sigma_{ж-г}/R) - hg\Delta].$$

Здесь R — радиус пузырька, м; h — высота пузырька, м.

В равновесных условиях, когда сила прилипания равна силе отрыва, получим

$$\pi d \sigma_{ж-г} \sin \theta = Vg\Delta + (\pi d^2/4) [(2\sigma_{ж-г}/R) - hg\Delta].$$

Видно, что прочность прилипания минерала к пузырьку тем больше, чем гидрофобнее поверхность (чем больше краевой угол смачивания θ).

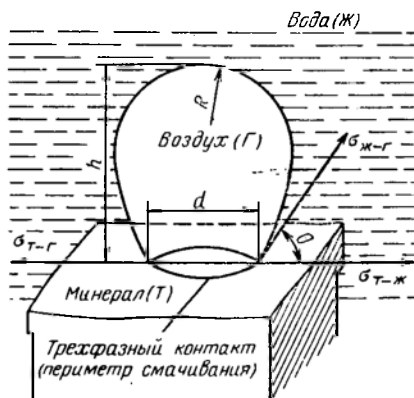


Рис. 49. Схема прилипания пузырька воздуха к поверхности минерала

§ 33. ФЛОТАЦИОННЫЕ РЕАГЕНТЫ

Флотируемость минералов обуславливается степенью смачиваемости (гидрофобностью) их поверхности, т. е. адсорбционной способностью к молекулам воды.

В процессе измельчения минералы в момент образования новой поверхности подвергаются воздействию воды и сильных химических агентов, растворенных в ней (кислород, углекислота, соли и др.), и все в той или иной мере смачиваются. Поэтому процесс флотации полностью не может основываться только на различии в естественной флотуемости минералов. Для ведения процесса флотации необходимо усиливать различия в смачиваемости, вводя в пульпу соответствующие химические вещества, называемые *реагентами*. Закрепление реагентов на поверхностях минеральных зерен и воздушных пузырьков происходит за счет убыли свободной поверхностной энергии на поверхностях раздела фаз вследствие физической или химической адсорбции реагентов на этих фазах. Адсорбция приводит к увеличению концентрации вещества на границе раздела фаз системы по сравнению с концентрацией данного вещества в объеме.

Адсорбция Γ реагента на поверхности раздела «жидкость — газ» характеризуется уравнением Гиббса:

$$\Gamma = -\frac{C}{RT} \left(\frac{d\sigma}{dC} \right),$$

где C — концентрация раствора; σ — поверхностная энергия; T — абсолютная температура; R — газовая постоянная; $d\sigma/dC$ — поверхностная активность, характеризует интенсивность изменения σ в зависимости от C .

Количество растворенного в пульпе вещества, адсорбированного на поверхности твердого (моль/м²), можно определить с помощью уравнения Ленгмюра:

$$\Gamma = \Gamma_{\infty} \frac{C}{b + C},$$

где Γ — равновесная адсорбция; Γ_{∞} — предельное значение адсорбции; C — равновесная концентрация вещества; b — константа.

Скорость адсорбции зависит от концентрации реагента в объеме, его химической природы и структуры, температуры и других факторов.

В результате адсорбции одних реагентов на поверхности флотуемых минералов увеличивается сила их прилипания к пузырькам воздуха, при адсорбции других — на нефлотуемых минералах усиливается их способность к гидратации (притяжению молекул воды).

В зависимости от назначения флотационные реагенты классифицируют следующим образом.

Собиратели, или *коллекторы*, представляют собой органические соединения, избирательно действующие на поверхность частиц определенных минералов и гидрофобизирующие ее.

Пенообразователи — поверхностно-активные вещества, которые, концентрируясь на поверхности раздела «жидкость — газ», способствуют сохранению воздушных пузырьков в дисперсном состоянии,

препятствуют их слиянию (коалесценции) и повышают прочность пены.

Активаторы — реагенты, способствующие закреплению собирателя на поверхности минерала.

Подавители (депрессоры) — реагенты, понижающие флотуемость тех минералов, извлечение которых в пенный продукт в данный момент нежелательно. Большинство реагентов-подавителей являются неорганическими соединениями-электролитами и применяются для повышения избирательности (селективности) флотации при разделении минералов, близких по своим флотационным свойствам.

Регуляторы среды — флотационные реагенты, применяемые для регулирования взаимодействия собирателей, подавителей и активаторов с минералами и создания рН среды (кислотности или щелочности), в результате чего повышается избирательность (селективность флотационного процесса).

Большинство реагентов-собирателей — это гетерополярные и апольярные вещества.

Наиболее распространенными при флотации руд являются гетерополярные собиратели.

Молекулы гетерополярных собирателей имеют сложную асимметричную структуру, состоящую из двух частей, отличных по своим физико-химическим свойствам, — неполярной (апольярной) и полярной. Такие реагенты относятся к ионогенным, т. е. диссоциирующим на ионы. В зависимости от того, какой вид ионов закрепляется на минерале и вызывает его гидрофобизацию, различают анионные или катионные ионогенные собиратели. Примеры структур молекул гетерополярных собирателей этих типов приведены на рис. 50, а на рис. 51 изображена схема адсорбции их молекул на воздушных пузырьках и минерале.

В основу выбора селективных гетерополярных собирателей положена способность полярной части их молекул вступать в химическое и физическое взаимодействие с ионами поверхностного слоя минерала.

У анионных собирателей с поверхностью минерала реагируют анионы. Закрепление аниона собирателя на катионе минерала осуществляется за счет перехода электронов от анионов собирателя к катионам минерала. В случае химического закрепления катионных собирателей они присоединяются к анионам минерала, и электроны переходят от минерала к катиону собирателя.

Наиболее важное практическое значение среди анионных собирателей имеют органические производные угольной, фосфорной и соответствующих им тиокислот, а также алкилгидроксамовые кислоты и их соли. Органические производные кислородсодержащих кислот, характеризующиеся наличием в них полярной части или оксигидрильной группы —O—H (у кислот) или группы —O—Me (у солей), называются оксигидрильными собирателями.

Органические производные тиокислот и тиоспиртов, характеризующиеся наличием у них сульфгидрильной группы —S—H (у

кислот) или группы $-S-Me$ (у солей), называются сульфгидрильными собирателями.

К сульфгидрильным собирателям относятся ксантогенаты, дитиофосфаты, дитиокарбонаты, меркаптаны и тиофенолы. Наиболее широкое распространение при флотации руд цветных металлов получили ксантогенаты и дитиофосфаты.

Ксантогенаты — являются солями сильных ксантогеновых кислот. Они устойчивы, хорошо растворимы в воде и образуют на поверхности металлов труднорастворимые соединения.

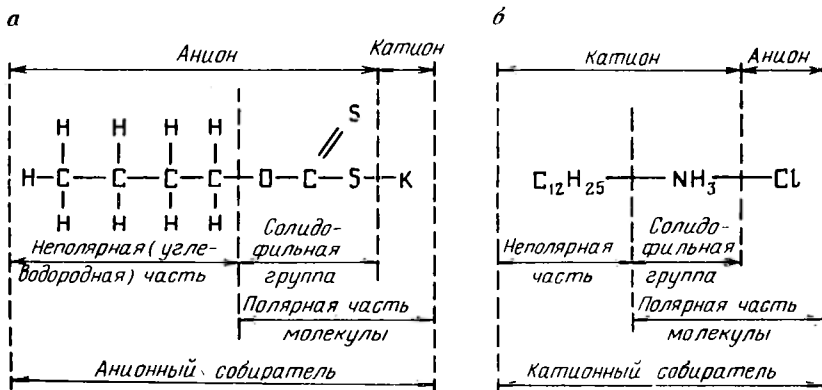


Рис. 50. Структуры молекул гетерополярных собирателей:

а — бутиловый ксантогенат калия; б — хлористый лауриламин

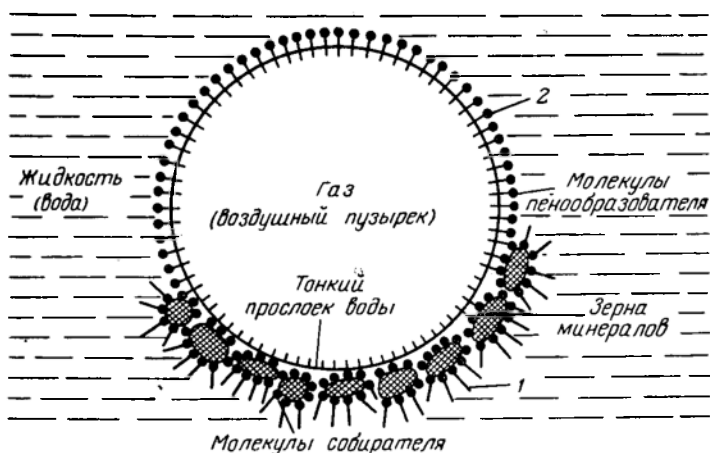
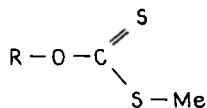


Рис. 51. Схема ориентировочной адсорбции гетерополярных молекул на минералах и воздушном пузырьке

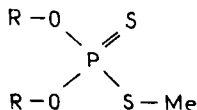
1, 2 — соответственно аполярная и полярная части молекулы

Общая формула ксантогенатов



где R — углеводородный радикал (может быть алкилом, входящим в состав спиртов); Me — щелочной металл (K или Na).

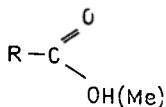
Дитиофосфаты — органические производные дитиофосфорной кислоты. Общая формула дитиофосфатов



Радикал может быть остатком спирта (спиртовые дитиофосфаты) или фенолов (фенольные дитиофосфаты).

К оксигидрильным собирателям относятся производные угольной кислоты — карбоновые кислоты и их мыла; алкил- (арил-) сульфаты и сульфонаты; производные фосфорной и мышьяковой кислот. Из них наибольшее распространение получили:

органические кислоты и их мыла — производные угольной кислоты, имеют общую структурную формулу



Такие собиратели называются *карбоксильными*. Характерными собирателями этого типа являются олеиновая кислота $\text{C}_{17}\text{H}_{33}\text{COOH}$ и олеат натрия $\text{C}_{17}\text{H}_{33}\text{COONa}$, нафтеновые кислоты, соли нафтенных кислот, талловое масло, сульфатное мыло и др. С помощью этих собирателей хорошо флотируются соли щелочноземельных металлов и карбонаты черных металлов; несколько хуже — оксиды железа и марганца;

органические производные серной кислоты — *сульфоксильные* собиратели (алкилсульфаты и алкилсульфонаты) представляют собой соединения, содержащие углеводородный радикал и серно-кислотный остаток.

Катионные собиратели являются реагентами ионогенного типа, причем их гидрофобизирующим ионом является катион.

Из катионных собирателей наибольшее практическое значение получили первичные алифатические амины RNH_2 и четвертичные аммониевые основания.

Собирательное действие катионных собирателей зависит от длины углеводородной цепи. Установлено, что лучшие собирательные свойства реагенты проявляют при числе атомов углерода в углеводородной цепи от C_{8-9} до C_{19-20} .

Катионные собиратели могут флотировать самые разнообразные минералы, однако практически их применяют при флотации кварца, окисленных цинковых минералов, полевого шпата, фосфатов, силикатов, растворимых солей.

Аполярные собиратели принадлежат к неионогенным собирателям, плохо растворимым в воде. Они представляют собой органические жидкости, состоящие из углеводородов различных гомологических рядов, получаемые из нефти. Эти реагенты не имеют в составе молекул солидофильной группы и поэтому лишены возможности химически закрепляться на поверхности минералов. Закрепление происходит за счет физической адсорбции.

В качестве аполярных собирателей применяются керосин, различные смазочные масла и другие углеводородные продукты возгонки нефти (веретенное, трансформаторное, соляровое масла и др.). Применяются эти реагенты для флотации углей, серы, графита.

После закрепления собирателя на поверхности минерала необходимо осуществление прочного прилипания его к воздушному пузырьку, что в значительной степени зависит от эффективности действия реагентов-пенообразователей.

Реагенты-пенообразователи представляют собой гетерополярные органические вещества, способные адсорбироваться на поверхности раздела вода — воздух. Ориентируясь своей полярной группой к воде, а неполярной (аполярной) — к воздушной фазе, они повышают устойчивость гидратных слоев оболочек пузырьков воздуха.

Пенообразующее действие реагентов связано со структурой и длиной аполярной группы. Эти реагенты должны иметь не менее шести углеродных атомов в аполярной группе.

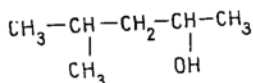
На действие пенообразователей, кроме структуры молекул, оказывают влияние кислотность среды и температура пульпы. В некоторых случаях пенообразователи обладают собирательными свойствами.

К основным пенообразователям относятся следующие:

Т-80 — смесь многих веществ, содержащая диоксановые и пирановые спирты; применяется при флотации углей, серы, руд цветных металлов;

сосновое масло — смесь ароматических спиртов терпенового ряда с ароматическими углеводородами, выделяемая при перегонке скипидара-сырца. Основной компонент реагента — терпинеол. Может применяться при обогащении многих типов руд, углей, обладает слабыми собирательными свойствами;

метилизобутилкарбинол (МИБК) — вторичный гексильный спирт, имеющий структурную формулу



Применение вспенивателей при флотации позволяет изменять степень дисперсности воздушных пузырьков в пульпе и структурно-механические свойства оболочек воздушных пузырьков.

Основным назначением *реагентов-активаторов* является улучшение взаимодействия реагентов-собирателей с поверхностью определенных минералов. Известны следующие виды взаимодействия реагентов-активаторов с поверхностью минералов:

образование на поверхности минералов, не взаимодействующей с собирателем, пленки, на которой активно закрепляется собиратель. Некоторые минералы (например, PbCO_3) сами по себе не способны взаимодействовать с ксантогенатами (собираателями). При активации сернистым натрием Na_2S на их поверхности образуется пленка сульфида металла PbS , на которой и закрепляется собиратель;

закрепление ионов-активаторов, с которыми затем взаимодействуют собиратели. Примером такого взаимодействия является активация кварца реагентом-собирателем с карбоксильной полярной группой с помощью предварительного закрепления на ней ионов двух- и трехвалентных металлов (Ca^{+2} ; Ba^{+2} , Al^{+3} и др.);

растворение и удаление с поверхности вторичной гидрофильной пленки с последующим взаимодействием собирателя со свежееобнаженной поверхностью. Пример: удаление с помощью кислоты пленки гидроксида железа с поверхности пирита и закрепление на ней ксантогената.

К реагентам активирующего действия относятся:

сернистый натрий (Na_2S) и другие водорастворимые сульфиды, применяемые для сульфидизации окисленных минералов цветных металлов с кислородсодержащими анионами, например, церуссита (PbCO_3), малахита $[\text{Cu}_2(\text{CO}_3) \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2]$, азурита $[2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2]$;

медный купорос $[\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}]$ — активирует флотацию ксантогенатом сфалерита и немного пирита и пирротина, образуя на поверхности минералов соединения, взаимодействующие с собирателем;

серная кислота — применяется в качестве активатора при флотации сильно окисленных пиритных руд.

Большинство *реагентов-подавителей* являются неорганическими соединениями-электролитами и используются для повышения избирательности флотационного процесса. Эти соединения действуют на флотацию минералов различными, иногда взаимосвязанными способами.

Основными из них являются:

растворение поверхностных соединений собирателя, ранее закрепившегося на поверхности минерала. Пример такого действия — подавление флотации сульфидов меди (ковеллина CuS , халькопирита CuFeS_2 , халькозина Cu_2S) с помощью цианидов;

вытеснение ионов собирателя ионами подавителя, образующими с ионами минерала труднорастворимое гидрофильное соединение (подавление флотации галенита PbS щелочами);

увеличение гидратированности за счет образования подавителем гидрофильных соединений на участках поверхности минерала, не занятых собирателем (без его вытеснения). Например, подавление флотации галенита двуххромовокислым калием;

изменение свойств реагентов-собираателей, находящихся в жидкой фазе пульпы, приводящее к ухудшению их закрепления на поверхности минералов. Такими изменениями являются — связывание собирателя в нерастворимые соединения, уменьшение степени диссоциации собирателя.

Для подавления флотации некоторых минералов применяют следующие неорганические соединения: сернистый натрий (Na_2S), который является сильным подавителем для всех сульфидов цветных, черных и редких металлов, кроме молибденита; цианид (NaCN) — легко подавляет сульфиды железа, активированный ионами меди сфалерит, применяется при флотации полиметаллических руд и разделении коллективных свинцово-цинковых концентратов; жидкое стекло (Na_2SiO_3), водные растворы которого используются для подавления кварца, силикатов; соль хрома ($\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$), подавляющее действие которой проявляется в ее химической фиксации на поверхности минералов, а также соли фосфорных и полифосфорных кислот — гексаметафосфат натрия ($\text{Na}_6\text{P}_6\text{O}_{18}$) и триполифосфат натрия ($\text{Na}_5\text{P}_3\text{O}_{10}$), оказывающие подавляющее действие при флотации многих минералов.

Регуляторы среды используются для создания оптимальных условий действия других реагентов при флотации. Это достигается путем изменения pH среды, регулированием значений окислительно-восстановительного потенциала пульпы, процессов диспергации и коагуляции шламов, удаления из жидкой фазы «нежелательных» ионов, к которым относятся ионы, уменьшающие концентрацию собирателя в пульпе, подавляющие флотируемые минералы, активирующие флотацию подавляемых минералов.

Следует отметить, что одни и те же реагенты могут быть активаторами, подавителями и регуляторами pH среды. Например, известь является регулятором щелочности пульпы и подавителем пирита. Наиболее распространенными регуляторами для создания щелочной среды являются известь и сода. Для создания кислой среды обычно применяется серная кислота.

§ 34. ФЛОТАЦИОННЫЕ МАШИНЫ

Флотационными машинами называют аппараты, в которых осуществляют флотацию. В них происходит аэрация пульпы, избирательная минерализация пузырьков частицами с достаточно гидрофобной поверхностью, образование, выстаивание и удаление минерализованной пены.

Широкое применение флотации для обогащения самых разнообразных полезных ископаемых привело к созданию большого числа типов и конструкций флотационных машин. Независимо от

конструктивных особенностей флотационные машины должны обеспечивать:

непрерывную равномерную подачу исходной пульпы и разгрузку пенного и камерного продуктов;

образование и распределение воздушных пузырьков в пульпе (обеспечивать аэрацию пульпы);

достаточно интенсивное перемешивание пульпы для поддержания твердой фазы во взвешенном состоянии и контактирования ее с воздушными пузырьками.

Процесс аэрации пульпы состоит из следующих стадий: получения пузырьков воздуха, коалесценции (слияния) части этих пузырьков и их движения в пульпе.

Пузырьки получают различными способами:

механическим — засасыванием и раздроблением (диспергированием) атмосферного воздуха рабочим органом машины — импеллером;

пневматическим — вдуванием в машину сжатого воздуха воздуходувкой или компрессором;

непосредственно в растворе (при понижении в нем давления) или с помощью электролиза воды.

Поддержание твердой фазы в объеме флотационной камеры во взвешенном состоянии и перемешивание пульпы с воздухом осуществляется механическим, пневматическим или гидравлическим способом.

Классификацию флотационных машин чаще всего производят в зависимости от способа аэрации пульпы. По этому признаку машины разделяют на следующие основные типы: механические, пневматические, пневмомеханические, пневмогидравлические, машины с понижением давления в пульпе, машины пенной сепарации.

Каждый из этих типов подразделяется на ряд разновидностей, отличающихся конструктивными особенностями.

Механическая флотационная машина (рис. 52, а) состоит из последовательного ряда камер 1. В центральной части каждой камеры внутри трубы 4 размещен вращающийся вал 2 с импеллером 3. При вращении импеллера проходящая через него пульпа эжектирует (засасывает атмосферный воздух и выбрасывает его в камеру, заполненную пульпой. Образование воздушных пузырьков и аэрация пульпы происходят в результате турбулизации пульпы воздушной смеси, поступающей из импеллера в камеру.

Пенный продукт (обычно концентрат) направляется с помощью гребкового устройства 5 на обезвоживание (или перечистку). Камерный продукт самотеком направляется на дофлотацию в последующую камеру или выдается в качестве хвостов (с последней камеры машины). На рис. 52, а направление съема пенного продукта условно повернуто на 90° по отношению к направлению протекания пульпы в многокамерной машине.

Пневмомеханическая флотационная машина (рис. 52, б) отличается от механической тем, что в ней на валу 1 установлена ме-

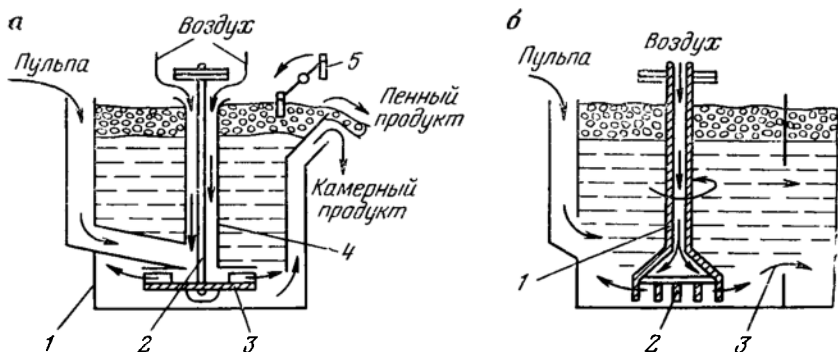


Рис. 52. Схема механической (а) и пневмомеханической (б) флотационных машин

шалка (аэратор) 2, назначение которой перемешивать подаваемый от воздуходувки под давлением воздух с пульпой и поддерживать ее во взвешенном состоянии. Воздух может подаваться по пустотелому валу (см. рис. 52, б) или другим способом. Аэратор пневмомеханической машины только диспергирует подаваемый воздух, но не обладает всасывающей способностью, поэтому камеры машины сообщаются между собой свободно открытыми окнами 3. Общий уровень пульпы в машине поддерживается порогом, установленным на последней по движению пульпы камере.

Производительность флотационных машин зависит от объема камер и времени флотации, зависящих от свойств руды, принятого реагентного и технологического режимов. Обычно время флотации устанавливается в лабораторных условиях, а также по нормам, полученным на основании опытно-промышленных или промышленных испытаний.

Требуемую продолжительность флотации, таким образом, определяют экспериментально и обычно характеризуют временем пребывания пульпы во флотационной машине для получения необходимого извлечения при заданных качественных показателях пенного и камерного продуктов.

Число флотационных камер n импеллерного типа каждой отдельной операции флотации подсчитывается по формуле

$$n = \frac{Vt}{60V_{\kappa}k} = \frac{Q(R + 1000/\delta)t}{60V_{\kappa}k},$$

где V — объем флотируемой пульпы, $\text{м}^3/\text{ч}$; t — время флотации, мин; V_{κ} — геометрический объем камеры, м^3 ; k — коэффициент использования камеры — отношение объема пульпы в камере при работе к геометрическому объему камеры (обычно $k=0,7-0,8$); Q — производительность машины по твердому, $\text{т}/\text{ч}$; δ — плотность твердой фазы, $\text{кг}/\text{м}^3$; R — отношение жидкого к твердому в пульпе (по массе).

Течение и результаты флотационного процесса зависят от многих факторов. К ним относятся: минеральный состав полезного ископаемого, характер и размер вкрапленности полезных минералов, их содержание в исходном сырье, реагентный режим, плотность и температура пульпы, конструкция флотационной машины, состав исходной воды и др.

Соблюдение оптимальных параметров флотации во всех звеньях многоступенчатого процесса обеспечивает оптимальные технологические показатели по содержанию ценных компонентов в концентратах и минимальные потери их в хвостах.

Кондиционирование — операция подготовки пульпы перед флотацией, основной задачей которой является:

физико-химическая подготовка и введение в пульпу реагентов в наиболее флотационно-активной и экономичной форме (в виде раствора, эмульсии или аэрозоля);

обработка пульпы перед флотацией такими методами, при которых формируются определенные необходимые свойства твердой фазы и благоприятный физико-химический состав водной среды.

Кондиционирование зависит не только от свойств минерального сырья и реагентов, но и от свойств используемой природной или оборотной технической воды. Поэтому иногда перед флотацией техническую и оборотную воду подвергают предварительной физико-химической обработке.

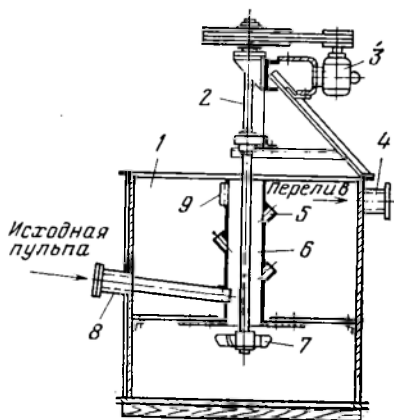
Существуют различные способы кондиционирования перед флотацией: предварительная обработка пульпы реагентами в мельницах, в аппаратах основного технологического назначения, флотационных машинах с одноразовым или дробным дозированием реагентов (последовательное кондиционирование), в аппаратах подготовки пульпы (АПП), раздельное кондиционирование гранулометрических фракций пульпы, тепловая обработка пульпы и т. д. Каждому виду флотации соответствует свое кондиционирование.

При пенной (наиболее распространенной) флотации кондиционирование осуществляется в мельницах, контактных чанах или флотационных машинах, путем одноразового или дробного дозирования реагентов по фронту флотации.

Одним из важнейших элементов кондиционирования пульпы перед флотацией является распределение реагентов.

Распределение реагентов в ее объеме и по поверхности раздела фаз носит характер турбулентной диффузии. Общая закономерность процесса диффузии состоит в том, что перемещение вещества осуществляется из точки с более высокой концентрацией в точку с меньшей концентрацией.

При подготовке флотационных пульп необходимо стремиться интенсифицировать диффузию и адсорбцию реагентов повышением их концентрации в объеме водной фазы и перемешиванием. Этого можно достичь увеличением плотности пульпы при кондиционировании и времени контакта.



Основным оборудованием для кондиционирования пульпы являются контактные чаны и специальные аппараты подготовки пульпы.

Контактный чан (рис. 53) предназначен для перемешивания пульпы с флотационными реагентами и создания условий для их закрепления на минеральных частицах. Он представляет собой емкость 1 цилиндрической формы, в центре которой вращается вал 2 с мешалкой 7. Вал окружен трубой 6 с отверстиями 5, 9 для циркуляции пульпы, что обеспечивает равномерное рас-

Рис. 53. Контактный чан

пределение реагентов в объеме пульпы. Исходная пульпа поступает по питающей трубе 8 на мешалку, а подготовленная пульпа удаляется через сливной патрубок 4. Мешалка вращается электродвигателем 3.

Требуемое время контакта пульпы с флотореагентами для их закрепления зависит от физических и физико-химических свойств флотируемых минералов и свойств реагентов.

Промышленностью выпускаются контактные чаны шести типоразмеров диаметром от 1,5 до 4 м и соответствующим объемом от 2 до 47 м³.

Питатели флотационных реагентов предназначены для непрерывной подачи их в процесс. Известны многие типы питателей.

В настоящее время разработано и используется большое число автоматизированных питателей для дозирования растворов реагентов. Среди них следует отметить следующие: скиповые АКПР-1 и АКПР-2; ковшовые 5-АДР и 6-АДР, мембранные МПР-642, клапанные и игольчатые АПИ-1, импульсные ПРИ-1, порционные ПР-2 и АДБ-1, диафрагмовые ДПР-1.

Реагентные питатели должны обладать высокой точностью дозирования реагентов в процесс, легкостью и достаточно широким диапазоном регулирования расхода реагента, простотой конструкции и обслуживания, износостойкостью и коррозионной стойкостью, быть дешевыми в изготовлении.

Схема флотации — определенная последовательность операций флотации в сочетании с операциями измельчения и классификации. При выборе схемы флотации учитываются характер и размер вкрапленности полезных минералов, их содержание в руде и флотируемость, требования к качеству концентратов и ряд технико-экономических факторов.

Начальная операция флотационного процесса в схеме при извлечении одного или нескольких металлов называется *основной флотацией*.

В результате проведения основной флотации, как правило, не удается получить кондиционный концентрат и отвальные хвосты из-за близости флотационных свойств разделяемых минералов, недостаточного их раскрытия и т. д. Получаемые некондиционные (грубые) концентраты и «богатые» хвосты подвергают, иногда после их доизмельчения, повторной перемелке. Операции повторной флотации грубого концентрата называются *перечистными*, а операции повторной флотации хвостов — *контрольными*. Число перечистных и контрольных флотаций зависит от содержания флотируемых минеральных компонентов и требований, предъявляемых к концентрату и хвостам.

Совокупность основной, контрольной и перечистных операций, при которых выделяется один или несколько готовых (не подвергаемых дальнейшей флотации) продуктов, называется циклом флотации (рис. 54).

Кроме отдельных циклов флотации, технологические схемы могут содержать одну или несколько стадий обогащения, которые включают в себя операцию измельчения руды и следующую за ней группу операций флотации. Число стадий зависит от размера и характера вкрапленности минералов и склонности руды к ошламование. По одностадийным схемам без дополнительного доизмельчения продуктов обогащаются руды с равномерной вкрапленностью (богатые медные, шелитовые, баритовые, флюоритовые руды ряда месторождений). Руды с неравномерной вкрапленностью, склонные к переизмельчению, обогащают по двух-, трехстадийным схемам со следующими основными вариантами.

1. Схемы с выделением после относительно грубого измельчения в I стадии отвальных хвостов и бедного концентрата, подвергаемого доизмельчению и флотации во II или II и III стадиях. Такие схемы применяют для руд, в которых минералы тесно связаны между собой и легко отделяются от вмещающих пород (медно-молибденовые, графитовые, медно-пиритные, полиметаллические руды).

2. Схемы с выделением после грубого измельчения в I стадии готового или достаточно богатого концентрата и богатых хвостов с доизмельчением и флотацией их во II или II и III стадиях. Эти схемы применяются для руд, в которых, наряду с крупной вкрапленностью, имеются тонкие включения полезного минерала во всей массе вмещающей породы.

3. Схемы с выделением после предварительного измельчения в

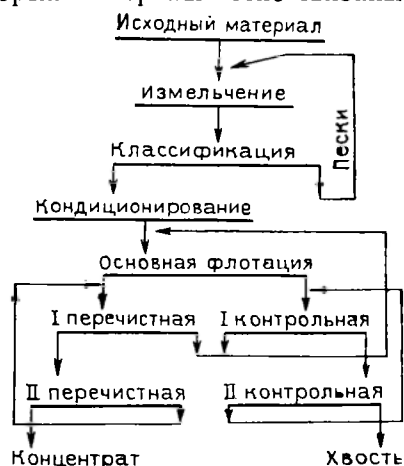


Рис. 54. Развернутая схема цикла флотации с операцией измельчения исходного материала

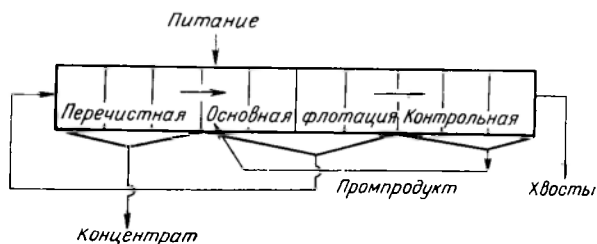


Рис. 55. Схема распределения операций флотации во флотационной машине

I стадии готового концентрата, бедных хвостов и промпродукта с высоким содержанием сростков, который доизмельчается и подвергается флотации во II стадии. Эти схемы применяют в более сложном исполнении, когда доизмельчают и другие продукты флотации.

При обогащении многокомпонентных, полиметаллических руд различают схемы *прямой селективной, коллективно-селективной и коллективной флотации* с последующей селекцией коллективного концентрата.

При *прямой селективной флотации* последовательно выделяют полезные минералы в концентраты. Вначале выделяют легкофлотируемые минералы, затем труднофлотируемые.

Схемы *коллективно-селективной флотации* отличаются тем, что вначале в общий пенный продукт выделяют несколько полезных компонентов, которые затем последовательно отделяют друг от друга. Применение таких схем целесообразно тогда, когда полезные минералы тонко вкраплены один в другой, а их сростки относительно крупно вкраплены во вмещающие породы.

При *коллективной флотации* получают концентрат, содержащий одновременно несколько полезных компонентов (при флотации золотосодержащих руд в концентрат переходят золото и сульфидные минералы).

В большинстве случаев схемы флотации являются довольно сложными, включая в себя ряд перечистных и контрольных операций флотации и различные варианты дообогащения промпродуктов, которые могут возвращаться в различные точки процесса или обрабатываться отдельно. Поэтому важно рационально распределить все операции флотации по отдельным камерам или группам камер флотационных машин.

Пример схемы флотации, совмещенной в одной флотационной машине, включающей основную флотацию, одну перечистную концентрата и одну контрольную флотацию хвостов, приведен на рис. 55.

В четырех камерах машины осуществляется основная флотация, пенный продукт (концентрат) которой поступает в первую камеру перечистой (всего три камеры), концентрат которой является конечным продуктом, а хвосты, переливаясь через порог последней камеры, поступают на операцию основной флотации. Хвосты основной флотации направляются на контрольную флотацию (всего три камеры), где получают отвальные хвосты и промпродукт, возвращаемый на основную флотацию.

§ 36. ХАРАКТЕРИСТИКА МАГНИТНОГО ПОЛЯ И ОСНОВЫ МАГНИТНОГО РАЗДЕЛЕНИЯ МИНЕРАЛОВ

Процессы магнитного обогащения находят применение при переработке руд черных, редких и цветных металлов. Наиболее широко магнитное обогащение применяют для железосодержащих магнетитовых руд. Комплексные и смешанные (частично окисленные) магнетитовые руды обогащают по комбинированным схемам, включающим в качестве основного процесса магнитное обогащение.

Эти процессы применяют и для обогащения окисленных железных, марганцевых руд, доводки концентратов руд редких металлов регенерации сильномагнитных утяжелителей, а также для удаления железистых примесей из кварцевых песков, абразивов, керамического сырья, пластмасс, пищевых продуктов и др.

Процессы магнитного обогащения полезных ископаемых основаны на различии магнитных свойств разделяемых компонентов. Осуществляется магнитное обогащение в аппаратах — магнитных сепараторах. Характерной особенностью последних является наличие в их рабочей зоне магнитного поля. При движении материала через рабочую зону сепаратора под воздействием магнитной силы притяжения $F_{\text{маг}}$ минералы с различными магнитными свойствами перемещаются по различным траекториям, что позволяет магнитные минералы выделять в отдельный — магнитный продукт, а немагнитные — в немагнитный (рис. 56).

На частицы материала, перемещаемые через рабочую зону сепаратора, кроме магнитной силы действует целый ряд механических сил $F_{\text{мех}}$ — силы тяжести и сопротивления среды, сила молекулярного сцепления, центробежная сила. Разделение материалов по магнитным свойствам осуществляется эффективно в том случае, когда магнитные свойства минералов существенно различаются между собой.

Процесс магнитного обогащения отличается сложностью происходящих при этом явлений, так как в нем участвует большая мас-

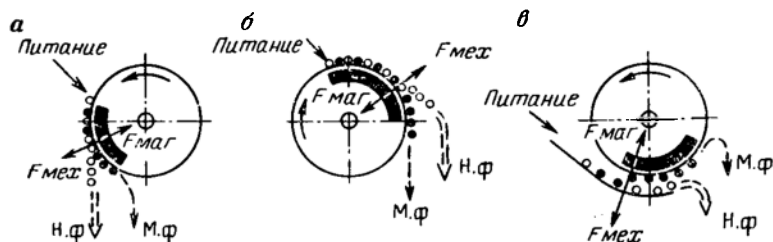


Рис. 56. Схема разделения частиц по магнитным свойствам:

а — в — соответственно отклонение, удерживание и извлечение магнитных частиц (М.ф — магнитная фракция; Н.ф — немагнитная фракция)

са частиц разделяемого материала различной крупности с различными физическими свойствами. Эти частицы при своем движении в сепараторе, взаимодействуя друг с другом, настолько усложняют явление, что оно становится трудно поддающимся расчету.

Известны три способа разделения частиц по магнитным свойствам.

Отклонение магнитных частиц, при котором общий поток материала, проходящий мимо магнита, разделяется на два (см. рис. 56,а). Скорость частиц (а следовательно, и производительность) при заданной магнитной силе может быть достаточно большой, но эффективность разделения снижена.

Удерживание более магнитных частиц при направлении общего потока перпендикулярно к поверхности барабана (см. рис. 56,б). Направления сил тяжести частиц и магнитной силы совпадают, благодаря чему потери магнитных частиц минимальны.

Извлечение более магнитных частиц из потока при прохождении его под магнитом (см. рис. 56,в), при этом магнитная фракция получается чище, но с более низким извлечением.

Способ разделения отклонением применяется при легкоразделимой смеси зернистых материалов с большой разницей в магнитных свойствах. Угол между М.ф и Н.ф называется *углом раскрытия веера*. Изменение положения делителя относительно веера оказывает большое влияние на результаты разделения минералов.

Необходимым условием обеспечения устойчивости сепарации является увеличение угла раскрытия веера. Расширение веера ($\alpha \geq 90^\circ$) достигается при разделении удерживанием за счет изменения направления магнитной силы и использования криволинейного движения магнитных частиц, или при разделении извлечением и противоточным движением частиц.

Магнитное поле и его параметры. Магнитное поле — одна из форм проявления электромагнитного поля, отличающаяся тем, что это поле действует только на движущиеся электрически заряженные частицы и тела, на проводники с током, а также на частицы и тела, обладающие магнитным моментом.

Магнитное поле в каждой точке пространства характеризуется *напряженностью Н*.

Напряженностью магнитного поля в данной точке называется сила, с которой поле действует на единицу положительной магнитной массы, помещенную в эту точку поля.

Единицей напряженности магнитного поля в системе СИ является ампер на метр (А/м).

Напряженность поля в кольцевом образце, имеющем средний радиус $R_{\text{ср}}$ с равномерно наложенной на нем обмоткой с числом витков ω , по которой протекает ток i , определяется по формуле

$$H = \omega i / (2\pi R_{\text{ср}}).$$

Для характеристики степени намагничивания тела пользуются понятием *намагниченности* (интенсивности намагничивания) J ,

которая определяется как магнитный момент, отнесенный к единице объема V

$$J = dM/dV.$$

Если поместить намагничиваемое тело во внешнее магнитное поле, то соотношение между H и J можно представить в виде

$$J = \kappa_T H,$$

где κ_T — магнитная восприимчивость тела.

Наряду с интенсивностью намагничивания, магнитное состояние тела, помещенного в магнитное поле, характеризуется магнитной индукцией B . Единицей магнитной индукции является тесла (Тл).

Магнитная индукция связана с напряженностью поля соотношением

$$B = \mu_{абс} H; \quad \mu_{абс} = \mu_0 \mu,$$

где $\mu_{абс}$ — абсолютная магнитная проницаемость среды, Гн/м; μ_0 — магнитная постоянная, равная $4\pi \cdot 10^{-7}$ Гн/м; μ — магнитная проницаемость.

При рассмотрении магнитного поля пользуются понятиями магнитного потока Φ и магнитодвижущей силы F .

Поток Φ магнитной индукции равен интегралу вектора магнитной индукции B , проходящей через сечение S какого-либо контура тела, расположенного перпендикулярно к направлению индукции:

$$\Phi = \oint \vec{B} d\vec{S}.$$

При одинаковой индукции во всех точках этого контура (однородное поле)

$$\Phi = BS.$$

Единицей магнитного потока в СИ является вебер (Вб).

Магнитодвижущая сила — величина, характеризующая магнитное действие электрического тока.

Магнитный поток Φ и магнитодвижущая сила F связаны между собой равенством

$$\Phi = F/R,$$

где R — магнитное сопротивление.

Единицей магнитодвижущей силы является ампер (А).

Магнитная восприимчивость. Магнитные свойства минералов. Магнитная восприимчивость минералов является основным физическим свойством, определяющим поведение частиц в магнитном поле сепаратора.

Объемная магнитная восприимчивость тела κ_T определяется из соотношения интенсивности намагничивания тела к напряженности

намагничивающего поля. Величина κ_t связана с магнитной восприимчивостью вещества κ соотношением

$$\kappa_t = \kappa / (1 + N\kappa),$$

где N — коэффициент размагничивания ($0 \leq N \leq 1$). С физической точки зрения, магнитная восприимчивость вещества представляет собой магнитный момент единицы объема этого вещества (1 м^3), возникающий при его намагничивании в поле напряженностью 1 А/м . Магнитная восприимчивость является безразмерной величиной и равна нулю для вакуума.

В зависимости от значения κ , характера ее изменения под влиянием напряженности поля и температуры различают следующие виды веществ: диамагнетики ($\kappa \approx -10^{-6}$), парамагнетики ($\kappa > 0$ имеет порядок $10^{-6} - 10^{-3}$) и ферромагнетики ($\kappa \gg 0$).

Магнитная восприимчивость вещества связана с его удельной магнитной восприимчивостью χ ($\text{м}^3/\text{кг}$) соотношением

$$\chi = \kappa / \delta,$$

где δ — плотность вещества, кг/м^3 .

Удельную магнитную восприимчивость вещества можно рассматривать как магнитный момент 1 кг массы этого вещества при его намагничивании в поле напряженностью 1 А/м .

В практике магнитного обогащения все минералы по их удельной магнитной восприимчивости χ делятся на три группы.

1. *Сильномагнитные минералы*, обладающие удельной магнитной восприимчивостью $\chi > 3,8 \cdot 10^{-5} \text{ м}^3/\text{кг}$ [магнетит, искусственный магнетит (маггемит $\gamma\text{Fe}_2\text{O}_3$), франклинит и пирротин].

2. *Слабомагнитные минералы* с удельной магнитной восприимчивостью χ в пределах $7,5 \cdot 10^{-6} \div 1,26 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$ (окислы, гидрокислы и карбонаты железа и марганца, ильменит, вольфрамит, гранат, биотит и др.). Нижний предел удельной магнитной восприимчивости минералов, извлекаемых на сепараторах с сильным полем, условен и имеет тенденцию понижаться с ростом силы магнитного поля сепараторов.

3. *Немагнитные минералы* с удельной магнитной восприимчивостью $\chi < 1,26 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$ и диамагнитные минералы ($\chi < 0$).

Удельная магнитная восприимчивость минералов не является величиной постоянной, магнитные свойства сильномагнитных минералов зависят от напряженности намагничивающего поля и предыдущего магнитного состояния материала, а также от формы и крупности частиц минерала. Слабомагнитные минералы не имеют таких особенностей, для них $\kappa \approx \kappa_t$.

В табл. 4 приведены значения удельной магнитной восприимчивости некоторых минералов.

Зная составные магнитные восприимчивости минералов, входящих в состав исходного материала, можно рассчитать значение удельной магнитной силы притяжения, необходимой для эффективного разделения этих минералов в магнитном поле сепаратора.

Т а б л и ц а 4. Удельная магнитная восприимчивость некоторых минералов

Минерал	Химическая формула	Удельная магнитная восприимчивость $\chi \cdot 10^{-7}$, м ³ /кг
<i>Сильномагнитные</i>		
Магнетит	Fe_3O_4 ; $(\text{FeO} \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3)$	6300—10 000
Пирротин	Fe_{1-x}S ($x=0 \div 0,2$)	63—570
Мартит	Fe_2O_3	25—126
<i>Слабомагнитные</i>		
Ильменит	$(\text{Mg}, \text{Fe})\text{TiO}_3$	14—34
Гематит	Fe_2O_3	9—35
Вольфрамит	$(\text{Fe}, \text{Mn})\text{WO}_4$	8—12
Лимонит	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$	4,5—7,5
Сидерит	FeCO_3	До 8
Доломит	$\text{CaMg}(\text{CO}_3)_2$	До 3,4
Манганит	$\text{MnO}_2 \cdot \text{Mn}(\text{OH})_2$	До 6,3
Пирролизит	MnO_2	До 4
<i>Немагнитные</i>		
Кварц	SiO_2	0,025
Апатит	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3$ (F, OH, Cl)	0,126
Пирит	FeS_2	0,126
Рутил	TiO_2	0,250
Полевой шпат	$(\text{Na}, \text{K}, \text{Ca}) [\text{AlSi}_3\text{O}_8]$	0,630

Магнитная сила, действующая на частицы. Магнитные поля могут быть однородными, в которых напряженность во всем объеме одинакова по величине и направлению, и неоднородными, в которых напряженность непостоянна и меняется от точки к точке (рис. 57).

Неоднородность поля характеризуется производной dH/dx , которая показывает, как быстро меняется напряженность в направлении x . Эта величина называется *градиентом напряженности* и обозначается $\text{grad}H$.

В однородном поле кусок руды подвергается воздействию вращающего момента, ориентирующего его параллельно или перпендикулярно направлению вектора напряженности. В неоднородном поле, кроме вращающего момента, частицы руды испытывают также воздействие силы притяжения в направлении увеличения напряженности. Наличие именно этой силы и обуславливает отделение в сепараторе магнитных зерен руды от немагнитных. Поэтому в магнитных сепараторах применяются только неоднородные магнитные поля.

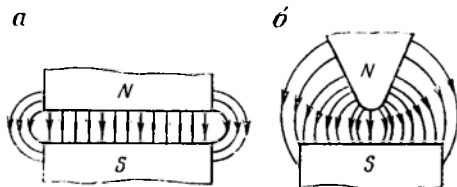


Рис. 57. Однородное (а) и неоднородное (б) магнитные поля

Магнитная сила $F_{\text{маг}} (H)$, действующая на частицы руды или зерна минералов в рабочей зоне сепаратора, определяется потенциальной энергией, приобретаемой частицей во время ее намагничивания

$$F_{\text{маг}} = \mu_0 \chi_T V H \text{ grad } H.$$

В практике магнитного обогащения обычно пользуются формулой для удельной магнитной силы $f_{\text{маг}}$, отнесенной к единице массы частицы:

$$f_{\text{маг}} = F_{\text{маг}}/m = \mu_0 \chi_T V H \text{ grad } H / (V \delta) = \mu_0 \chi_T H \text{ grad } H,$$

где m , δ , V — соответственно масса, плотность и объем частицы; χ_T — удельная магнитная восприимчивость тела.

Величину $H \text{ grad } H$, соответствующую удельной магнитной силе $f_{\text{маг}}$ при значении произведения $\mu_0 \chi_T = 1 \text{ м}^3/\text{кг}$, называют *магнитной силой* поля. Эта условная величина удобна для характеристики распределения магнитной силы в неоднородном магнитном поле, для чего одних значений напряженности недостаточно. Размерность магнитной силы поля — $A^2/\text{м}^3$.

Таким образом, для подсчета удельной магнитной силы, действующей на частицы руды в магнитном поле сепаратора, необходимо знать удельную магнитную восприимчивость куска руды и магнитную силу $H \text{ grad } H$ поля сепаратора.

Для измерения индукции магнитного поля и магнитных потоков сепараторов применяют специальные приборы теслометры или теслоамперметры.

§ 37. КЛАССИФИКАЦИЯ МАГНИТНЫХ СЕПАРАТОРОВ И ВСПОМОГАТЕЛЬНЫХ АППАРАТОВ

Магнитные сепараторы отличаются устройством магнитной системы, зоны, в которой действует магнитное поле, конструкцией ванны для приема продуктов разделения и конструкцией рабочего органа, перемещающего магнитную фракцию через рабочую зону.

Исследователями предложены различные варианты классификации магнитных сепараторов, однако общепринятой классификации пока нет. Это объясняется сложностью самого процесса магнитной сепарации, многообразием руд с различными физическими свойствами, подвергаемых сепарации, и большим числом различных конструкций магнитных сепараторов.

По напряженности и силе магнитного поля сепараторы делятся на две группы:

сепараторы со слабым магнитным полем, напряженностью 80—120 кА/м, предназначенные для выделения из руд сильномагнитных минералов. Для создания таких полей применяются открытые магнитные системы, где неоднородность поля создается чередованием нескольких полюсов разноименной полярности. Данная группа сепараторов применяется для обогащения магнетитовых руд

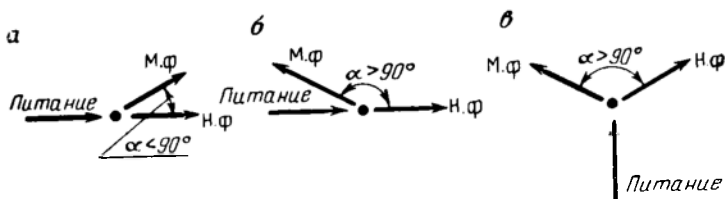


Рис. 58. Режимы магнитной сепарации:

а — прямоточный; б — противоточный; в — полупротивоточный

(включая искусственный магнетит) и для регенерации ферромагнитных суспензий (ферросилиция, окалина, магнетита) в тяжело-средних установках;

сепараторы с сильным магнитным полем, напряженностью 800—1600 кА/м, предназначенные для выделения из руд слабомагнитных минералов. Создание таких мощных магнитных полей возможно лишь при применении замкнутых магнитных систем.

По способу обогащения магнитные сепараторы этих групп делятся на два вида: сепараторы для сухого обогащения (среда — воздух); сепараторы для мокрого обогащения (среда — вода).

По направлению движения руды и способу удаления продуктов обогащения из рабочей зоны сепараторы для мокрого обогащения делятся на сепараторы (рис. 58):

с прямоточными ваннами, в которых исходная руда и немагнитные частицы отклоняются от этого направления, угол α между направлениями магнитного и немагнитного продуктов меньше 90° ;

с противоточными ваннами, в которых руда и немагнитные частицы движутся в одном, а магнитный продукт — в противоположном направлении. Угол α между направлениями магнитного и немагнитного продуктов больше 90° ;

с полупротивоточными ваннами, в которых материал в виде пульпы подается снизу под давлением, а магнитные и немагнитные частицы движутся в противоположных направлениях, т. е. угол α больше 90° .

Процесс магнитной сепарации тонкоизмельченных магнетитовых руд сопровождается флокуляцией материала, т. е. образованием в магнитном поле сепаратора флокул и прядей из магнитных частиц. В эти пряди механически увлекаются немагнитные частицы. Для уменьшения загрязнения магнитного продукта немагнитными частицами применяются магнитные системы с полюсами чередующейся по ходу движения материала полярностью. При такой конструкции магнитной системы флокулы проходят мимо полюсов разноименной полярности, меняют свою ориентацию и частично разрушаются. Особенно эффективно разрушение флокул происходит при большой скорости перемещения магнитных частиц (а следовательно, большой частоте переориентации последних), что в соединении с большой центробежной силой, действующей на частицы, резко уменьшает загрязнение магнитного продукта немагнитными частицами и повышает его качество.

Таким образом, по характеру поведения магнитных частиц в магнитном поле сепараторы делятся на сепараторы с магнитным перемешиванием и сепараторы без магнитного перемешивания.

К последним относятся все сепараторы для обогащения слабомагнитных руд.

По конструкции устройства для удаления магнитного продукта различают барабанные, валковые, роликовые и дисковые сепараторы. Барабанные, валковые и дисковые сепараторы серийно выпускаются в СССР. Выпускаются сепараторы двух типов: электромагнитные (Э) и с постоянными магнитами (П). Их изготавливают в следующих исполнениях: барабанные для мокрой сепарации (БМ), барабанные для сухой сепарации (БС), то же, работающие в центробежном режиме (БСЦ), валковые для мокрой сепарации (ВМ), валковые для сухой сепарации (ВС) и дисковые для сухой сепарации (ДС).

В качестве вспомогательного оборудования магнитного обогащения на обогатительных фабриках применяют аппараты для намагничивания и размагничивания руд и магнитные дешламаторы (гидросепараторы).

Намагничивающие аппараты различают по расположению магнитной системы, по напряженности магнитного поля и производительности.

Размагничивающие аппараты классифицируют по частоте переменного поля, градиенту напряженности, производительности.

Магнитные дешламаторы различают по конструктивному оформлению и производительности.

§ 38. СЕПАРАТОРЫ ДЛЯ СУХОГО ОБОГАЩЕНИЯ СИЛЬНОМАГНИТНЫХ РУД

Сепараторы для сухого обогащения имеют следующие основные узлы: барабан с магнитной системой, корпус, в виде жесткого кожуха с разделительными заслонками (шиберами), питатель для подачи материала в рабочую зону сепаратора, привод и панель управления с пускорегулирующими и контрольно-измерительными приборами.

Магнитная система выполняется из постоянных магнитов или электромагнитов, состоящих из стальных сердечников (полюсов) с катушками, питаемыми постоянным током.

Отличительной особенностью систем с постоянными магнитами является наличие открытых магнитных систем с большим шагом полюсов, требующих мощных (крупногабаритных) магнитов для обеспечения необходимой напряженности поля в рабочем пространстве машины.

В настоящее время для магнитных систем сепараторов применяют постоянные магниты двух типов: литые и керамические из анізотропного феррита бария.

Литые магниты изготавливают на основе системы железо-никель-алюминий-кобальт и легируют медью, серой, титаном, ниобием и

другими элементами. Сплавы этой группы характеризуются хорошими магнитными свойствами, но плохими механическими качествами (низкой пластичностью и высокой твердостью); обрабатываются только шлифовкой.

Одним из достижений современной физики является создание новых материалов для постоянных магнитов — интерметаллическое соединение кобальта с редкоземельными металлами.

В Механобре изучались опытные партии самарий-кобальтовых магнитов с целью выявления возможности их применения в магнитных сепараторах. Исследованиями установлено, что самарий-кобальтовые магниты обеспечивают в магнитной системе разомкнутого типа напряженность поля до 240 кА/м. Однако широкому применению этих магнитов в сепараторах препятствуют высокая стоимость магнитов и необходимость применения сверхпроводящих электромагнитов для намагничивания полюсов.

Для изготовления литых никель-кобальтовых магнитов требуются дорогостоящие и дефицитные металлы кобальт и никель. Поэтому в последние годы для магнитных систем сепараторов применяют керамические магниты из анизотропного феррита бария.

К достоинствам электромагнитных систем для барабанных сепараторов следует отнести возможность получения более сильных магнитных полей (по сравнению с постоянными магнитами) и меньшую их стоимость (по сравнению с системами из никель-кобальтовых магнитов). Однако эти системы требуют дополнительных расходов на эксплуатацию и электроснабжение.

Для сухого обогащения сильномагнитных кусковых руд крупностью 50—0 мм выпускаются сепараторы 4ПБС-63/300 (ПБС-1) и ЭБС-90/100 (ЭБС-2).

Электромагнитный барабанный сепаратор ЭБС-90/100 (рис. 59) имеет разъемный корпус, состоящий из двух сварных секций — верхней и нижней. Секции соединяются между собой болтами. Такая конструкция корпуса позволяет производить разборку машины на два блока: верхний блок, состоящий из питателя и верхней секции корпуса, и нижний блок — из электромагнитного барабана, привода и нижней секции корпуса.

Сепаратор работает следующим образом. Исходный продукт с содержанием влаги не более 4—5% поступает в воронку 1, откуда вибрационным лотком 2 подается равномерным слоем на барабан 3. Магнитные зерна притягиваются к поверхности барабана

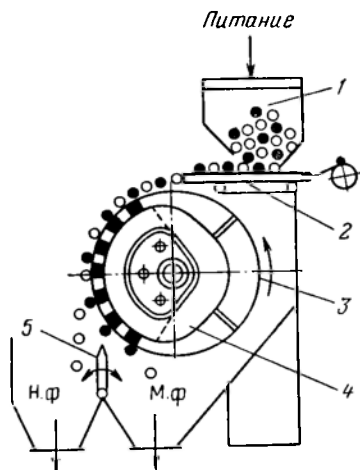


Рис. 59. Схема электромагнитного барабанного сепаратора ЭБС-90/100

благодаря действию электромагнитной системы 4 и перемещаются к нижнему краю системы, в область ослабленного магнитного поля, где они разгружаются за делительной заслонкой 5 как магнитный продукт (концентрат или промпродукт). Немагнитные зерна (хвосты) под действием сил тяжести и центробежной отделяются от поверхности барабана (в основном в верхней его части) и разгружаются до делительной заслонки 5.

§ 39. СЕПАРАТОРЫ ДЛЯ МОКРОГО ОБОГАЩЕНИЯ СИЛЬНОМАГНИТНЫХ РУД

Отличительной особенностью сепараторов для мокрого обогащения является наличие ванны, в которой происходит процесс разделения материала на магнитную и немагнитную фракции. Ванна выполнена в виде желоба и имеет устройства для подачи в нее пульпы и выгрузки продуктов разделения. Ванна опирается на раму сепаратора, сваренную из прокатного профиля.

Для обогащения тонкоизмельченных магнетитовых руд применяют сепараторы с прямоточной, противоточной и полупротивоточной ваннами.

У сепараторов с прямоточными ваннами через зону извлечения проходит весь объем питания, тогда как у других — в основном немагнитная его часть. Сепараторы с прямоточными ваннами применяют для руд крупностью ≤ 6 мм, с противоточными — для руд крупностью $\leq 2(3)$ мм, а с полупротивоточными — для руд крупностью $\leq 0,3$ мм.

Прямоточный магнитный барабанный сепаратор ПБМ-120/300 (рис. 60) состоит из следующих основных узлов: барабана 1 с магнитной системой 4, прямоточной ванны, загрузочного, разгрузочного и распределительного коробов, рамы и привода, встроенного внутри барабана.

Внутри барабана 1 на его неподвижной оси закреплена шестиполюсная магнитная система 4, состоящая из магнитопровода, к которому прикреплены полюса из керамических (феррито-бариевых) или литых (из сплава ЮНДК-24) постоянных магнитов. Угол охвата магнитной системы составляет 130° .

Магнитная система внутри барабана развернута на $20\text{—}25^\circ$ от вертикальной плоскости в сторону разгрузки магнитного продукта. Однако при помощи поворотного устройства можно несколько изменять угол отклонения магнитной системы относительно вертикальной плоскости.

Для приема исходного материала (пульпы) на сепаратор и равномерного распределения его по длине служит загрузочный короб 10. Распределение пульпы по ширине питания осуществляется благодаря наличию переливного порога, так как дно загрузочного короба заглублено. Одновременно улавливаются крупные куски обогащаемого материала или другие, случайно попавшие предметы.

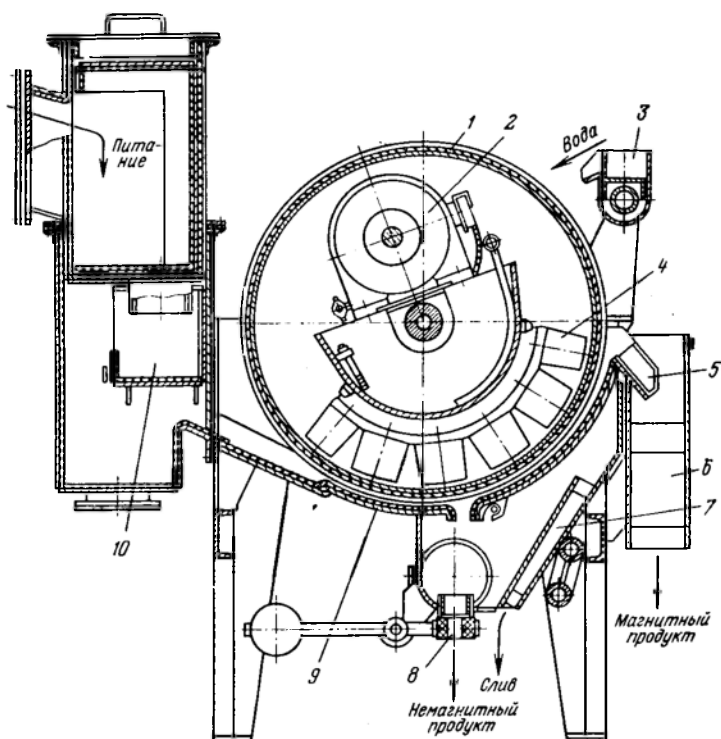


Рис. 60. Схема прямоочного магнитного барабанного сепаратора ПБМ-120/300

Для очистки загрузочного короба в торцовых стенках предусмотрены съемные люки, а на дне — патрубки с крышками. Внутренние стенки коробов футеруются резиной.

В нижней части ванны имеется разгрузочное устройство, предназначенное для регулирования выхода крупных хвостов, а также для поддержания необходимого уровня пульпы в ванне. Разгрузочное устройство представляет собой рычажную систему с регулируемым положением противовесов, прижимающую насадки к патрубкам ванны. Устанавливая резиновые насадки с различным диаметром отверстия, регулируют уровень пульпы. При помощи рычага можно одновременно открыть три патрубка.

Подбором сечения выпускных отверстий в насадках в ванне сепаратора поддерживается постоянный уровень пульпы, соответствующий производительности сепаратора по объему пульпы. Излишек воды с тонкими породными шламами разгружается через хвостовые патрубки. Положение верхнего края хвостовых патрубков определяет уровень в ванне и степень погружения барабана в пульпу. В нижней части ванны на торцах имеются два люка для ревизии и очистки ванны от зашламовывания при длительной работе.

Ванна является несущей конструкцией и изготавливается из немагнитной стали. Питающий и концентратный лотки ванны, а также внутренняя поверхность приемного и загрузочного коробов для защиты от абразивного износа футерованы резиной.

Над барабаном установлено смывное устройство переливного типа для смыва магнитной фракции с барабана и направления в разгрузочный короб. Вода в смывное устройство подается в торец, распределяется по длине желоба и, переливаясь через порог, попадает на поверхность.

Сепаратор ПБМ-120/300 работает следующим образом. Материал в виде пульпы подается в загрузочный короб 10 с многоступенчатым распределением, благодаря чему равномерно растекается по ширине короба и через порог поступает на питающий лоток 9 под магнитный барабан 1. Под воздействием магнитного поля сильномагнитные частицы материала притягиваются к поверхности барабана, вращающегося при помощи привода 2 по ходу движения материала с окружной скоростью 1,2 м/с.

При выходе из зоны действия магнитного поля магнитные частицы разгружаются на лоток 5, отводящий их в разгрузочный короб 6. Для лучшего отделения магнитных частиц от поверхности барабана и продвижения их по лотку на барабан подается вода из смывного устройства 3.

Немагнитный материал (хвосты) проваливается через щель, расположенную внутри ванны под барабаном, оседает на дно и разгружается через сменные насадки 8. При забивке отверстий одной или нескольких насадок случайными крупными включениями они с помощью рукоятки ручного разгрузочного механизма могут быть отведены в сторону или вниз и промыты потоком пульпы или же прочищены металлическим крючком.

Излишек пульпы с тонкими шламами пустой породы переливается через край хвостового патрубка 7.

§ 40. СЕПАРАТОРЫ ДЛЯ СУХОГО И МОКРОГО ОБОГАЩЕНИЯ СЛАБОМАГНИТНЫХ РУД

Для обогащения слабомагнитных материалов с удельной магнитной восприимчивостью $\chi < 10^{-6}$ м³/кг требуется магнитная сила $H_{\text{град}}H$, примерно в 200 раз больше, чем у сепараторов для обогащения сильномагнитных руд. Напряженность поля соответственно должна быть в 10—20 раз больше, т. е. напряженность поля у сепараторов для обогащения слабомагнитных материалов должна составлять 800—1600 кА/м. Такое поле можно создать только с помощью замкнутой электромагнитной системы.

Сепараторы с высокой напряженностью поля имеют рабочую зону малой длины и высоты, что объясняется трудностью создания мощного поля в большом объеме. Последнее ограничивает крупность слабомагнитной руды, обогащаемой на сепараторах с сильным полем, которая не превышает 5—6 мм.

Электромагнитная система состоит из обмоток возбуждения (катушек), которые служат источником получения магнитодвижущей силы, сердечников и полюсных наконечников. Полюсные наконечники являются одним из полюсов электромагнитной системы и образуют одну из поверхностей рабочего зазора сепаратора.

Для увеличения неоднородности поля в рабочем зазоре полюсные наконечники и противопоставленные им рабочие органы имеют конфигурацию специальной формы.

Электромагнитный сепаратор с замыканием магнитного потока по радиусу вала (рис. 61) состоит из рабочего вала 1, замыкающего магнитопровод 2. Поверхность вала обычно имеет нарифления для создания большего градиента напряженности.

Магнитный поток в системе создается обмоткой возбуждения 6. Исходный продукт (смесь минеральных зерен) подается в рабочий зазор и движется вниз. Более магнитные минералы удерживаются на выступах вала и затем, отрываясь в нижней его части, где напряженность магнитного поля падает, попадают в приемник магнитного продукта 4. Слабомагнитные и немагнитные минералы под действием сил тяжести и центробежных сил попадают в приемник 5. Для регулирования выходов продуктов и их чистоты служит подвижная перегородка 3.

Для мокрого обогащения слабомагнитных руд крупностью — 5 мм (например, марганцевых руд) нашли применение двух- и четырехвалковые сепараторы 2ЭВМ-38/250 и 4ЭВМ-38/250.

Двухвалковый сепаратор с замыканием магнитного потока вдоль вала (рис. 62) состоит из двух параллельно расположенных валков 1, магнитных сердечников 3 и обмоток возбуждения 5. Магнитные сердечники имеют по два полюсных наконечника 2 с вертикальными прорезями для прохода немагнитного продукта 4.

Исходный продукт (пульпа) подается в зазор между полюсным наконечником и валом. Магнитные частицы притягиваются к вращающемуся валку и удерживаются на его выступах до выхода из зоны действия магнитного поля. Здесь магнитные частицы под действием сил тяжести и центробежных сил отрываются от вала и попадают в приемный лоток магнитного продукта. Немагнитные частицы с потоком пульпы попадают в щели полюсного наконечника и транспортируются в свой приемный лоток.

Сепараторы для обогащения слабомагнитных тонкоизмельченных руд. Одной из проблем магнитного обогащения является обогащение тонкоизмельченных слабомагнитных руд крупностью менее 70 мкм.

С уменьшением размера частиц возрастает их число, снижаются магнитные свойства, возрастает сила сопротивления среды. Поэтому для разделения таких частиц необходимо увеличить магнитную силу в рабочем пространстве и уменьшить относительную скорость движения частиц, извлекаемых из потока пульпы.

Все это предусмотрено в *высокоградиентных магнитных сепараторах*, в основу работы которых положен общий принцип — протекание потока пульпы через слой намагниченных ферромагнитных

тел (полиградиентная среда), к которым притягиваются магнитные частицы, а немагнитные с основной массой воды проходят через слой.

В качестве ферромагнитных тел применяют рифленные пластины с одно- или двухсторонним треугольным рифлением, шары, стержни, металлическую вату и др.

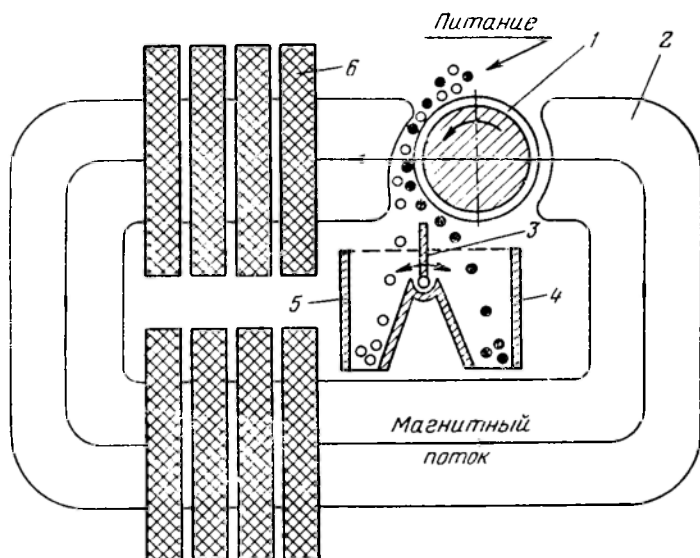


Рис. 61. Схема электромагнитного сепаратора с замыканием магнитного потока через валок в радиальном направлении

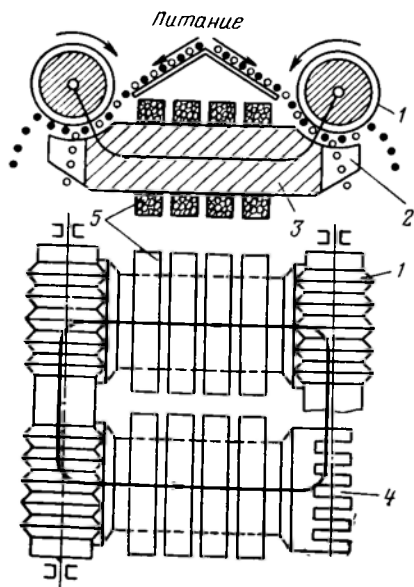


Рис. 62. Схема двухвалкового электромагнитного сепаратора с замыканием магнитного потока вдоль валка

Введение в межполюсное пространство ферромагнитных заполнителей из сталей с высокой индукцией насыщения приводит к резкой неоднородности распределения в нем магнитного потока и, следовательно, резко увеличивает магнитную силу.

Исследованиями установлено, что на параметры разделения влияют напряженность внешнего поля, размер ферромагнитных тел и материалов, из которого они изготовлены, расположение тел в межполюсном пространстве и гидродинамический режим движения пульпы.

По конструктивному оформлению высокоградиентные сепараторы разделяют на барабанные, валковые и роторные с горизонтальными или вертикальным ротором.

Устройство и принцип работы высокоградиентных сепараторов рассмотрим на примере барабанных, наиболее простых в конструктивном отношении.

Барабанный высокоградиентный сепаратор (рис. 63) состоит из барабана 6, внутри которого расположена неподвижная магнитная система 4, с секторным полюсным наконечником.

Магнитная система может быть выполнена из постоянных магнитов или в комбинации с электромагнитами (сепаратор 242-СЭ). Вращающийся барабан изготовлен из немагнитного материала. На поверхности барабана располагаются ферромагнитные заполнители — шары 3 диаметром 6—8 мм. Ванна сепаратора 11 порогом 9 разделена на два отсека 8 и 10 для вывода концентрата и хвостов. Днище каждого отсека выполнено из щелевидных сеток, размер отверстий которых меньше диаметра шаров.

В верхней части корпуса расположены питающий желоб 1, брызгала 2 и 5 для смыва водой немагнитного и магнитного продуктов.

При вращении барабана под действием магнитного поля шары притягиваются к поверхности барабана. Пульпа из питателя 1 подается на слой шаров и фильтруется через него вниз. Немагнитный продукт стекает с пульпой в хвостовой отсек ванны и через отверстия сетки отсека 10 выводится из машины. Слабомагнитные минералы закрепляются на поверхности шаров и вместе с ними транспортируются вверх.

Здесь шары выходят из зоны действия магнитного поля и под действием сил тяжести падают вниз на отбойник 7 и далее на сетку отсека 8. Во время падения шары отделяются друг от друга и создаются благоприятные условия для удаления магнитной фрак-

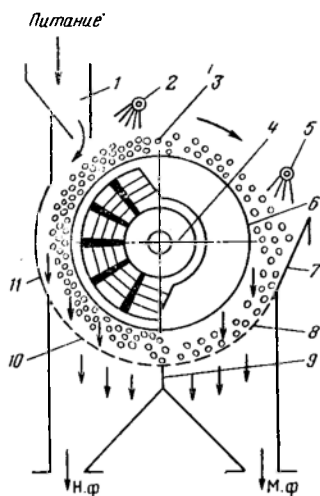


Рис. 63. Схема высокоградиентного магнитного барабанного сепаратора

ции с поверхности шаров струями воды из брызгал 5. Магнитный продукт проходит сетку отсека 8 и выгружается. Отмытые шары внизу попадают в зону действия магнитного поля, притягиваются к поверхности барабана, и цикл повторяется. Валковые и роторные высокоградиентные сепараторы являются более сложными по конструкции, но позволяют получить более высокие технологические показатели.

Регулируемыми параметрами магнитных сепараторов являются напряженность магнитного поля (у сепараторов с электромагнитными системами), частота вращения рабочего органа, положение магнитной системы, высота рабочей зоны, размеры разгрузочных щелей, производительность сепаратора, плотность пульпы, поступающей в сепаратор.

Регулирование работы сепаратора осуществляется в процессе технологических наладочных испытаний. При этом исследуется влияние указанных параметров на результаты разделения материала. Вещественный состав материала и его гранулометрическая характеристика задаются соответственно с режимной картой технологической схемы и не должны существенно изменяться для данной операции. Если технологические испытания проводятся на новом материале, то вначале изучается вещественный состав в соответствии со стандартными методиками.

При проведении технологических испытаний в первую очередь подвергают исследованию наиболее важные для данного способа сепарации факторы.

Например, при обогащении сильномагнитных руд прежде всего исследуется влияние на технологические показатели напряженности поля и частоты вращения барабанов; при обогащении слабомагнитных руд вначале исследуется влияние напряженности поля, частоты вращения валков, высоты рабочей зоны. Затем исследуется влияние остальных факторов — плотности пульпы, производительности сепаратора и др.

§ 41. ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ АППАРАТЫ ПРИ МАГНИТНОМ БОГАЩЕНИИ

При обогащении магнетитовых руд и регенерации ферромагнитных суспензий применяют операции намагничивания и размагничивания отдельных продуктов.

Аппараты для намагничивания (рис. 64, а) используют для магнитной флокуляции сильномагнитных частиц, что обеспечивает их быстрое осаждение по сравнению с немагнитными частицами.

Размагничивающие аппараты применяют для дефлокуляции магнитных частиц, так как наличие магнитных флоккул нарушает процесс их классификации и фильтрования.

Намагничивающий аппарат представляет собой патрубок с магнитной системой из постоянных магнитов. Магниты помещаются либо внутри трубы в виде круглых шайб, либо снаружи (см. рис. 64, а). Диаметр патрубка намагничивающего аппарата соответствует диаметру трубопровода, на который он устанавливается.

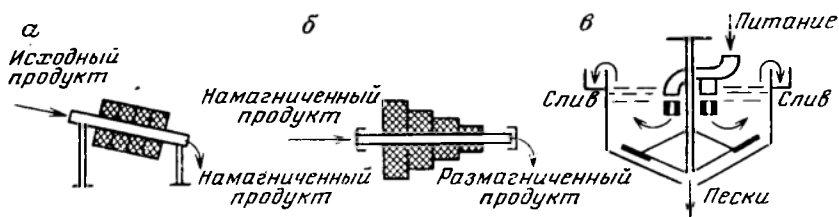


Рис. 64. Схемы вспомогательных аппаратов:

а, б — соответственно намагничивающий и размагничивающий аппараты; в — магнитный дешламатор

Напряженность намагничивающего поля внутри трубы составляет 32—40 кА/м.

Размагничивание намагниченной пульпы происходит при многократном циклическом ее перемагничивании в переменном магнитном поле (не менее 10—12 циклов). Амплитуда напряженности этого поля должна убывать в направлении перемещения пульпы от некоторого максимального значения до нуля, причем градиент понижения напряженности поля должен быть относительно невысоким. Так, для магнетитовой и ферросилициевой пульпы максимальная напряженность должна быть не меньше 36—40 кА/м, а градиент напряженности в зоне затухания поля не должен превышать 33,4 кА/м².

Для размагничивания магнетита и измельченного ферросилиция применяется переменный ток промышленной частоты (50 Гц). Для размагничивания искусственного магнетита и гранулированного ферросилиция требуются размагничивающие аппараты с большими значениями максимальной напряженности поля, с высокой частотой и большим градиентом напряженности. Это объясняется значительно большей коэрцитивной силой искусственного магнетита и гранулированного ферросилиция.

Размагничивающий аппарат (рис. 64, б) представляет собой патрубок с двумя фланцами на концах с обмоткой из алюминиевого провода. Аппарат имеет ряд цилиндрических катушек с последовательно уменьшающимися наружными диаметрами. Труба изготовлена из нержавеющей стали с высоким удельным электрическим сопротивлением. Размагничивающие аппараты устанавливают на пульпопроводе по пути движения пульпы, подлежащей размагничиванию.

Магнитные дешламаторы (рис. 64, в) предназначены для обесшламливания и сгущения сливов гидроциклонов перед обогащением и магнитного концентрата перед фильтрованием. Магнитный дешламатор представляет собой металлический чан, в питающую коробку которого встроены магниты для флокуляции частиц магнетита. Постоянный уровень осажденного материала в дешламаторе поддерживается автоматической системой, регулирующей объем выпускаемого сгущенного продукта (песков). По днищу аппарата перемещаются гребки механического устройства, способствующего равномерной разгрузке сгущенного продукта.

§ 42. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Электрический метод обогащения основан на различии электрофизических свойств разделяемых компонентов. Этот метод нашел применение не только для обогащения (сепарации), но и для разделения материалов по крупности (классификации) и обеспыливания.

Электрическая сепарация применяется для обогащения зернистых сыпучих материалов крупностью от 3 до 0,05 мм, разделяемые компоненты которых близки по плотности, магнитным или физико-химическим свойствам.

Наибольшее распространение в практике обогащения электрическая сепарация нашла для дообогащения черновых концентратов редких металлов. Например, при дообогащении тяжелой фракции титано-циркониевых концентратов электрической сепарацией отделяют рутил, ильменит, лейкоксен от циркона, монацита, ставролита, турмалина, силлиманита, граната и кварца; при доводке танталит-колумбитовых концентратов электрическая сепарация используется для отделения танталита и колумбита от монацита, ильменита от граната, касситерита от циркона; при доводке пироклоровых концентратов — пироклор отделяют от циркона, апатита, сфена и силикатных минералов.

Электрическую сепарацию также применяют для обогащения железных руд и неметаллических полезных ископаемых; полевошпатного сырья, фосфоритных, калийных, кварцевых, магнезитовых, баритовых, асбестовых и других руд.

Электрическая классификация основана на различном поведении в электрическом поле зерен полезных ископаемых (или частиц), отличающихся по крупности и форме. При электрической классификации наблюдается меньшая запыленность воздуха, так как тонкая пыль практически полностью удерживается электрическим полем.

Электрическую классификацию можно применять при обеспыливании и разделении по крупности строительных песков, вермикулита, перлита, различных солей, асбестовых и железных руд, угля, металлических и неметаллических порошков, материалов пластмассовой промышленности, регенерации формовочных материалов в литейном производстве, узкой классификации по крупности абразивов и др.

§ 43. СВОЙСТВА ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ПОЛЯ И СПОСОБЫ ЗАРЯДКИ МИНЕРАЛЬНЫХ ЧАСТИЦ

Электрическое поле характеризуется наличием сил, действующих на заряженные тела. Перемещение частиц в электрическом поле



Рис. 65. Различные конфигурации электрических полей:

a — двух зарядов разноименных; *б* — то же одноименных; *в* — поле между разноименно заряженными пластинами; *г* — поле между разноименно заряженными проводом и пластиной

зависит от его напряженности E и неоднородности, а также от заряда частиц.

В зависимости от формы и размещения электродов конфигурация электрических полей бывает различной (рис. 65). Густота спектра силовых линий определяет напряженность электрического поля. Напряженность поля, измеряемая в ньютонах на кулон (Н/Кл), или в вольтах на метр (В/м), зависит от диэлектрической проницаемости среды, в которой находится поле, температуры и многих других факторов. Для электрической сепарации используют поля с напряженностью до $10 \cdot 10^5$ В/м при напряжении на электроде 20—70 кВ.

Неоднородность электрического поля характеризуется градиентом изменения напряженности dE/dx вдоль электрических силовых линий. Единица градиента напряженности — вольт на квадратный метр (В/м²).

Диэлектрическая проницаемость среды ϵ — отношение сил взаимодействия электрических зарядов в вакууме и в данной среде.

Абсолютная диэлектрическая проницаемость ϵ_a диэлектрика — величина, равная произведению диэлектрической проницаемости диэлектрика ϵ и электрической постоянной:

$$\epsilon_a = \epsilon \epsilon_0,$$

где ϵ_0 — электрическая постоянная (в системе СИ $\epsilon_0 = 8,85 \times 10^{-12}$ Ф/м).

Результат взаимодействия минеральной частицы с электрическим полем зависит от электрических свойств частицы. К этим свойствам относятся: электропроводность, диэлектрическая проницаемость, трибоэлектрические свойства (способность электризоваться трением), контактный потенциал, пьезоэлектрический эффект, пьезоэлектрический эффект.

По электропроводности (электрической проводимости) все материалы условно подразделяются на проводники, полупроводники и диэлектрики.

В электрическом поле и при контакте с электродами определенного потенциала проводники, полупроводники и диэлектрики ве-

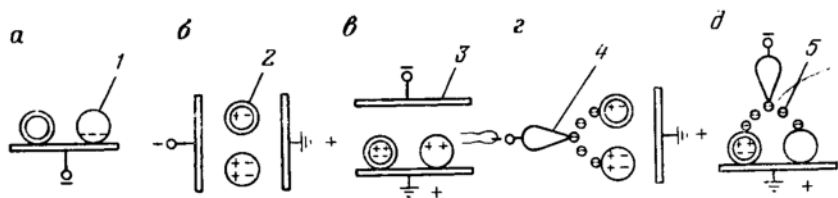


Рис. 66. Основные способы зарядки частиц при электрической сепарации:

а — касанием; *б* — индукцией; *в* — комбинированный; *г* — газовыми ионами; *д* — газовыми ионами и разрядкой

дуг себя различно: проводники приобретают и отдают заряды свободно при соприкосновении с электродами другой полярности, а диэлектрики поляризуются за счет равновесного противоположного смещения поверхностных зарядов различного знака.

В зависимости от удельной электрической проводимости все минералы подразделяются на следующие группы:

проводники, имеющие удельную электрическую проводимость 10^{-1} — 10^4 См/м. К числу минералов-проводников относятся пирротин, ильменит, рутил, пирит, титаномagnetит и др.;

полупроводники, имеющие удельную электрическую проводимость 10^{-2} — 10^{-10} См/м. К ним относятся магнетит, гематит, молибденит, псиломелан, станин и др.;

непроводники с удельной электрической проводимостью 10^{-11} — 10^{-20} См/м. К ним относятся кальцит, кварц, касситерит, монацит, циркон, шеелит и др.

Зарядка (электризация) смесей минеральных частиц, отличающихся по электропроводности, для их последующего разделения может производиться следующими способами (или их комбинацией): касанием об электрод определенного электрического потенциала, индукцией, ионизацией и другим воздействием. Для зарядки минеральных частиц, мало отличающихся по электропроводности, применяют способ контактной электризации, основанный на явлении трибоэлектрического эффекта.

На рис. 66 показаны основные способы зарядки частиц при электрической сепарации по электропроводности.

При соприкосновении частиц минерала-проводника 1 с поверхностью электрода (см. рис. 66, *а*) минерал приобретает потенциал электрода.

Частицы проводников практически сразу заряжаются до предельного значения. Частицы минералов-непроводников (диэлектриков) 2 могут сохранять свой первоначальный заряд в течение десятков секунд или минут, однако ввиду конечных значений проводимостей постепенно заряжаются и также приобретают потенциал электрода.

При индукционной электризации (см. рис. 66, *б*) частицы минералов свободно падают в электростатическом поле между двумя противоположными по знаку электродами. На концах частиц про-

водников и непроводников образуются разноименные заряды: на стороне, обращенной к положительному электроду, — отрицательные и наоборот. Вследствие различной природы и кинетики образования электрические заряды, возникающие на проводнике и диэлектрике, отличаются по величине. Однако это различие по абсолютному значению весьма мало и не позволяет эффективно использовать данный способ электризации для разделения зернистых минеральных смесей.

При электрической сепарации обычно применяют более эффективный способ электризации (см. рис. 66, в), являющийся комбинацией способов индукции и касания. Частицы проводника и непроводника электризуются в результате индукции, но проводник за короткий промежуток времени разряжается через заземленный электрод и приобретает его потенциал. Остаточный заряд на частицах реальных минералов — полупроводников и непроводников — пропорционален контактному сопротивлению и емкости каждой частицы. Получаемая таким образом разница в зарядах значительно больше, чем при чисто индукционной электризации.

Наиболее распространенным способом является зарядка газовыми ионами 5 (см. рис. 66, г, д), источником которых служит коронный разряд, хотя возможны и другие способы (например, радиоактивное излучение).

Коронный разряд создается между двумя электродами, один из которых (коронирующий) имеет малый радиус кривизны 4 (тонкая проволока, острие и т. д.), а второй — заземленный, выполнен в виде барабана, пластины 3 и др. Если наложить некоторую разность потенциалов на электроды, то в результате частичного пробоя межэлектродного промежутка в пространстве, окружающем коронирующий электрод, будут ионизироваться молекулы воздуха. Под влиянием электрического поля поток газообразных ионов движется от коронирующего электрода к заземленному. Введенные в поток ионов минеральные частицы заряжаются. При этом возможны два варианта зарядки.

При зарядке частиц газовыми ионами (см. рис. 66, г) на краях частиц при их вводе в электрическое поле первоначально образуются заряды, по знаку противоположные ближайшим электродам. Газообразные ионы, адсорбируясь на противоположно заряженных концах частиц, по истечении определенного промежутка времени заряжают все частицы (проводники и непроводники) одновременно с коронирующим электродом зарядом. При прочих равных условиях заряд у минералов-проводников будет несколько выше, чем у непроводников, вследствие большей емкости проводящих частиц.

Разница в зарядах, полученных ионизацией, может быть усилена применением в комбинации способа зарядки через заземленный электрод (см. рис. 66, д). Если заряженная в поле коронного разряда частица является проводником, то, попадая на заземленный электрод, она легко отдает свой заряд этому электроду и становится по отношению к нему нейтральной. Полупроводники и

непроводники будут также частично разряжаться, однако скорость их разрядки будет замедленной по сравнению с проводниками, вследствие большего контактного сопротивления. Таким образом, за счет различий в скоростях разрядки достигается большая разница в остаточных зарядах, пропорциональная электропроводности частиц минералов. Этот способ зарядки обеспечивает получение максимальной разницы в зарядах, поэтому он чаще применяется в современных сепараторах, предназначенных для разделения минералов по электропроводности.

Сущность трибоэлектрической зарядки минералов состоит в контактной электризации частиц трением об электризующие поверхности (лотки, барабаны и др.) или взаимным трением частиц разных минералов при их перемешивании и соударении.

Существует, кроме указанных, способ зарядки некоторых минеральных частиц, склонных к пироэлектрической поляризации, путем их нагревания до определенной температуры.

Разделение двух минералов с различной диэлектрической проницаемостью возможно в электростатическом поле переменной полярности в органической непроводящей жидкости, диэлектрическая проницаемость которой больше диэлектрической проницаемости одного и меньше другого минерала.

Пироэлектрическая и диэлектрическая сепарация практически не имеют промышленного применения.

§ 44. СИЛЫ, ДЕЙСТВУЮЩИЕ НА ЧАСТИЦЫ В ЭЛЕКТРИЧЕСКОМ ПОЛЕ

Разделение различно заряженных частиц происходит в результате взаимодействия электрических и механических сил, действующих в рабочей зоне сепаратора и, как следствие, изменения траектории их движения.

Основные электрические силы, действующие на частицы, следующие.

Электрическая кулоновская сила $\vec{F}_3$, обусловленная притяжением частицы к противоположному по знаку электроду и отталкиванием ее от одноименного электрода:

$$\vec{F}_3 = Q\vec{E},$$

где Q — заряд частицы; E — напряженность электрического поля.

Сила зеркального отображения $\vec{F}_3$, возникающая под действием индуцированного на электроде заряда, равного заряду частицы. Сила направлена к электроду и стремится удержать частицу на нем или вблизи него. Для воздушной среды:

$$\vec{F}_3 = Q^2/(4\pi\epsilon_0 r^2),$$

где r — расстояние между частицей и электродом.

Пондеромоторная сила F_{π} , обусловленная разницей между диэлектрическими проницаемостями твердой частицы ϵ_q и среды ϵ_c , в которой осуществляется сепарация. Эта сила стремится вытолкнуть частицу в более слабые участки поля, если $\epsilon_q < \epsilon_c$, и, наоборот, втянуть — при $\epsilon_q > \epsilon_c$;

$$\vec{F}_{\pi} = 4\pi\epsilon_c\epsilon_0 r^3 \frac{\epsilon_q - \epsilon_c}{\epsilon_q + 2\epsilon_c} E \text{ grad } E, \quad (22)$$

где ϵ_0 — электрическая постоянная; $\text{grad } E$ — производная напряженности электрического поля в направлении ее максимального изменения.

Электрическая сепарация, как правило, осуществляется в воздушной среде, ϵ_c которой равна 1. В этом случае равенство (22) приобретает вид

$$\vec{F}_{\pi} = 4\pi\epsilon_0 r^3 \frac{\epsilon_q - 1}{\epsilon_q + 2} E \text{ grad } E.$$

Электрические силы, действующие между частицами, определяются характеристикой поля, основными параметрами которого являются:

наличие движущихся носителей заряда (электрическое поле, когда имеются движущиеся носители заряда, или электростатическое поле — при их отсутствии);

полярность электрического поля (постоянная или переменная); однородность поля (однородное или неоднородное);

среда, в которой осуществляется сепарация (жидкость или газ);

система электродов (замкнутая, когда поле создается в межэлектродном промежутке между двумя электродами, или открытая — при одном электроде).

Электрическая сила $\vec{F}_z$ проявляется при всех указанных параметрах поля, поэтому электрическое обогащение в отличие от магнитного возможно как в однородном, так и в неоднородном полях.

Однако влияние $\vec{F}_z$ на траекторию движения частиц практически нивелируется в поле переменной полярности вследствие высокой механической инерции частиц.

Сила зеркального отображения $\vec{F}_z$ также возникает при всех указанных параметрах, но ее действие заметно лишь вблизи электрода или при соприкосновении с ним. По абсолютной величине она значительно меньше $\vec{F}_z$.

Пондеромоторная сила $\vec{F}_{\pi}$ проявляется только в неоднородном поле, причем ее значение зависит от характера среды. В воздухе она при прочих равных условиях весьма мала по сравнению с $\vec{F}_z$, однако в жидкости с высокой диэлектрической проницаемостью достигает больших значений. Пондеромоторная сила, действующая на частицу, не зависит от направления напряженности, так как с

изменением его меняется и направление поляризации. Поэтому разделение возможно при переменной полярности.

Основными механическими силами являются: сила гравитационного притяжения $\vec{F}_g$; центробежная сила $\vec{F}_c$; сила сопротивления среды $\vec{F}_c$.

Силы молекулярного сцепления частиц между собой и с электродами, а также сила трения между частицами и электродом во внимание не принимаются, так как для зернистого материала они сравнительно малы. Инерционные силы действуют на завершающем этапе и решающего значения не имеют.

Действующие механические силы зависят от характера движения материала в рабочем пространстве. При этом возможны следующие варианты:

материал движется по криволинейному транспортирующему электроду (действуют в основном силы $\vec{F}_g$ и $\vec{F}_c$);

материал движется по плоскому транспортирующему электроду (действует сила $\vec{F}_g$);

материал находится в состоянии свободного падения (действуют силы $\vec{F}_g$ и $\vec{F}_c$);

материал находится во взвешенном состоянии (силы $\vec{F}_g$ и $\vec{F}_c$ уравновешены).

§ 45. УСТРОЙСТВО И ПРИНЦИП ДЕЙСТВИЯ ЭЛЕКТРОСТАТИЧЕСКИХ СЕПАРАТОРОВ

Электростатические сепараторы работают на принципе изменения траектории перемещения минеральных частиц, заряженных контактным или другими способами, под действием электростатического поля.

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

На рис. 67, а показана принципиальная схема барабанного *электростатического сепаратора* для разделения смеси зерен по электропроводности.

Исходный материал из бункера 1 тонким слоем подается на заряженный барабан 2. В результате зарядки электропроводных частиц при контакте с барабаном одноименным зарядом они отталкиваются от барабана и, двигаясь по криволинейным траекториям, попадают в приемник электропроводной фракции 7. Регулирование количества этой фракции осуществляется поворотом делительной перегородки 6. Неэлектропроводные частицы, заряжаясь медленнее, падают без отклонения или частично удерживаются на барабане и попадают в приемник 4 в результате очистки поверхности барабана щеткой 3. Смесь зерен различной электропроводности концентрируется в приемнике 5.

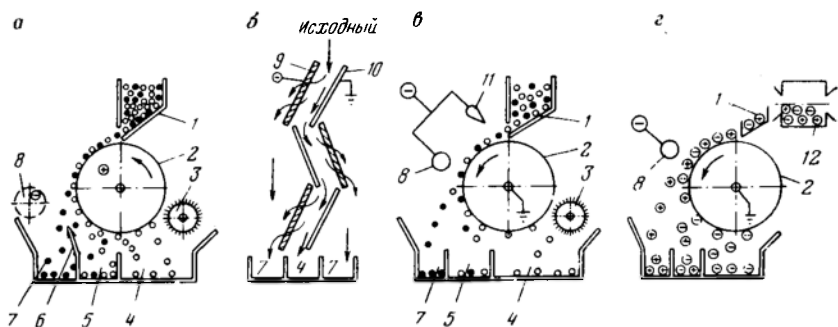


Рис. 67. Схемы электрических сепараторов:

а — барабанный; б — пластинчатый каскадный; в — коронно-электростатический г — трибо-электростатический

Для увеличения отклонения электропроводных частиц и повышения эффективности разделения в двухбарабанных сепараторах, второй барабан 8 противоположной полярности, установленный параллельно первому, выполняет роль отклоняющего электрода.

Электростатический пластинчатый (каскадный) сепаратор (рис. 67, 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 (а следовательно, и время их соприкосновения с электродом) обуславливается углом наклона пластин. Расстояние между пластинчатыми электродами, в свою очередь, обуславливает напряженность электрического поля и траектории сепарируемых частиц в межэлектродном пространстве сепаратора.

Наиболее широкое распространение в практике электрического обогащения полезных ископаемых получили коронные барабанные сепараторы, в которых одновременно используется поле коронного разряда и электростатическое поле (рис. 67, в).

Исходный материал из питателя 1 равномерно по всей ширине тонким слоем подается на вращающийся заземленный барабанный осадительный электрод 2. Последний транспортирует материал 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 за-

рядкой частиц происходит их разрядка. Частицы, обладающие высокой электропроводностью (проводники), выйдя из зоны действия коронного разряда, быстро отдают свой остаточный заряд осадительному электроду и центробежными силами сбрасываются с барабана в приемник для проводников 7. Частицы с меньшей электропроводностью отдают свой заряд осадительному электроду медленнее 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.

Трибоэлектрический барабанный сепаратор (рис. 67, г) 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 $120\text{—}300^\circ\text{C}$, поэтому для минералов, склонных к пирозлектрической электризации, вспомогательное значение при создании зарядов может иметь пирозлектрический эффект.

Разделение происходит в электростатическом неоднородном поле постоянной полярности, создаваемой между металлическим заземленным барабаном 2 и цилиндрическим отклоняющим электродом 8, на который подается высокое напряжение. Знак напряжения подбирается с учетом знака заряда, приобретаемого минералами при электризации.

Технологические показатели работы электрических сепараторов зависят от качественной подготовки сырья к обогащению и стабильного ведения процесса в оптимальном режиме. Предварительная подготовка материала к сепарации сводится к изменению в нужном направлении естественных электрических свойств минералов (увеличению контрастности свойств) для повышения эффективности зарядки. Основные способы повышения эффективности разделения заряженных частиц при их подготовке к сепарации — подсушка, подогрев, классификация по крупности и обеспыливание.

Глава 10

СПЕЦИАЛЬНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

§ 46. СОРТИРОВКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Сортировка полезных ископаемых основана на различии в цвете, блеске, естественной и наведенной радиоактивности разделяемых минералов, различной способности их ослаблять радиоактивное излучение и отражать электромагнитные волны различной длины.

К способам сортировки полезных ископаемых относятся ручная сортировка и процессы, для которых установилось общее название — радиометрические методы обогащения.

Ручная сортировка (процесс неэкономичный, трудоемкий) осуществляется, когда не может быть применено механическое или химическое обогащение, или в том случае, если эти процессы не обеспечивают необходимого качества разделения, например при отборке драгоценных камней, листовой слюды, длинноволокнистого асбеста.

Сортировка полезных ископаемых на обогатительных фабриках частично механизирована. Так, подача руды для сортировки осуществляется с помощью специальных рудоразборных вращающихся столов или ленточных конвейеров. При движении материала сортировщик извлекает породный или ценный компонент и сбрасывает его в специальный ящик.

Сортировка полезных ископаемых основана на измерении физических параметров разделяемых компонентов. Этот метод отличается от других способов обогащения полезных ископаемых механическим удалением или выделением куска полезного компонента на основе экспрессного определения какого-либо физического признака, характеризующего его состав. В основе экспрессных методов определения лежит определение интенсивности различных видов излучения, электропроводности или других физических свойств.

В настоящее время известны свыше двадцати методов радиометрического обогащения. Около половины из них уже применяются в промышленных условиях или находятся в стадии подготовки к внедрению.

С помощью радиометрических методов, которые применяют для предварительного обогащения и в качестве основных и доводочных обогатительных операций, обрабатываются руды черных, цветных, редких и благородных металлов, алмазосодержащие и многие другие неметаллические полезные ископаемые.

По технике осуществления, технологии и задачам радиометрическое обогащение подразделяется на два вида: радиометрическая крупнопорционная сортировка, радиометрическая сепарация.

Радиометрическая сепарация осуществляется на радиометрических сепараторах, обрабатывающих материал крупностью от 250 до 0,5 мм. Разделение минералов осуществляется в зависимости от их естественной или наведенной радиоактивности.

Ленточный радиометрический сепаратор (рис. 68) работает следующим образом. Исходное питание (узкокласифицированные куски руды) с различной интенсивностью излучения монослоем подается на движущуюся ленту 1. Интенсивность излучения отдельных кусков руды измеряется с помощью измерительного устройства, состоящего из датчика 3 и радиометра 6. Отдельные куски руды, попадая в зону расположения датчика 3 и экрана 2, в зависимости от интенсивности гамма-излучения воздействуют на радиометр. При повышенной интенсивности излучения кусков руды

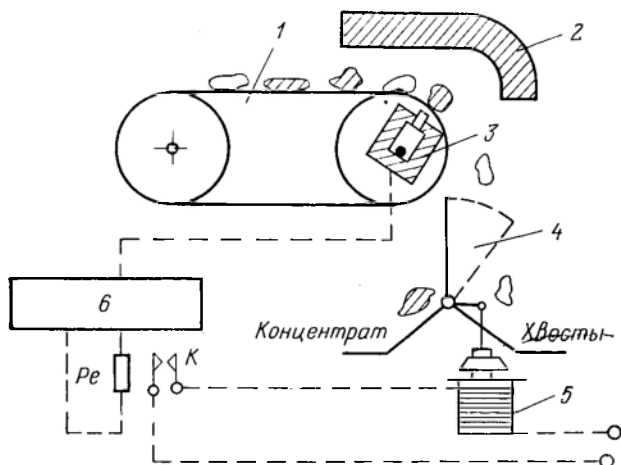


Рис. 68. Ленточный радиометрический сепаратор

радиометр через усилитель реле замыкает контакты K и подает ток на обмотку электромагнита 5. Сердечник электромагнита втягивается в катушку и посредством рычага поворачивает шибер 4 так, чтобы был открыт приемник для концентрата.

Пустая порода, интенсивность гамма-излучения которой низкая, не воздействует на систему радиометра и направляется в приемник для хвостов, который в обычном состоянии открыт.

§ 47. ОБОГАЩЕНИЕ ПО ТРЕНИЮ И ФОРМЕ МИНЕРАЛЬНЫХ ЧАСТИЦ

Обогащение по трению и форме основано на использовании различий в скоростях движения разделяемых частиц по плоскости под действием силы тяжести.

Два минеральных зерна, имеющие различную степень шероховатости, будут иметь различную скорость перемещения по наклонной поверхности. Более гладкое зерно будет иметь большую скорость в результате меньшего его коэффициента трения о поверхность. Если к тому же более шероховатое зерно будет иметь более плоскую (в отличие от округлой) форму, то различия в скоростях их перемещения будут еще значительнее. В целом скорость движения частиц по наклонной плоскости зависит от состояния поверхности самих частиц, их формы, крупности, плотности, влажности, свойств поверхности, по которой они перемещаются, и характера движения (качение или скольжение).

Различие в скоростях движения минеральных зерен по наклонной поверхности, определяемое (в основном) коэффициентами трения, используют для их разделения в воздушной или водной среде.

Для обогащения по трению и форме применяют устройства с неподвижной (наклонные плоскости, винтовые сепараторы) и подвижной (барабанные, ленточные, дисковые, вибрационные сепараторы и грохоты) рабочей поверхностью.

Вибрационные сепараторы применяют для разделения порошкообразных материалов и абразивов. Они представляют собой слегка наклонную деку (одну или несколько) с криволинейной поверхностью, вибрирующую с определенной частотой и амплитудой. Сухой материал, подлежащий разделению, подается несколько ниже середины деки и при ее вибрациях округлые, относительно круглые частицы с малым коэффициентом трения смещаются к нижней части деки и разгружаются, а более плоские и тонкие частицы с большим коэффициентом трения транспортируются вверх по деке, разгружаясь в виде отдельного продукта.

Для сухого обогащения асбеста и других материалов, узкоклассифицированных по крупности, с большой разницей в коэффициентах трения и форме частиц применяют винтовые сепараторы, конструкция которых аналогична описанным ранее винтовым сепараторам (см. рис. 41).

§ 48. ИЗБИРАТЕЛЬНОЕ ДРОБЛЕНИЕ И ДЕКРИПИТАЦИЯ

При избирательном раскрытии минералов используются различия в прочностных особенностях рудообразующих компонентов.

В некоторых рудах ее минеральные составляющие резко отличаются по твердости (по сопротивлению разрушающим ударам различных тел и истиранию). Если такую руду подвергать дроблению или измельчению, то в крупных классах дробленого продукта концентрируются минералы, более трудно поддающиеся разрушению, а в мелких классах — частицы, относительно легко подвергающиеся разрушению.

Для избирательного грохочения и дробления используют грохоты и вертикальные молотковые дробилки. Например, грохочение на дробильно-сортировочной фабрике (ДСФ) криворожских руд позволяет разделить их на богатую железом мелочь (агломерационная руда) и бедные кусковатые фракции, представленные преимущественно кварцитами. Обычно избирательное дробление и грохочение используют в сочетании с другими процессами обогащения.

Декрипитация — избирательное раскрытие, основанное на способности отдельных минералов растрескиваться и разрушаться при нагревании и последующем быстром охлаждении, — используется для предварительного разупрочнения.

Разрушение при декрипитации обусловлено: различиями в теплопроводности и коэффициентах термического расширения; переходом кристаллов минералов из одной полиморфной модификации в другую (с изменением их объема), например, кианит при нагреве переходит из β -модификации в α -модификацию и при этом

растрескивается. Барит, флюорит, сподумен и некоторые другие минералы при нагревании также растрескиваются и превращаются в порошок, в то время как сопровождающие эти минералы кварц, железистые и другие минералы при нагревании разрушаются мало. При последующей классификации по крупности нагретой и затем охлажденной руды барит, например, концентрируется в тонкой фракции, а кварц и другие минералы — в крупной фракции.

§ 49. ХИМИЧЕСКИЕ ПРОЦЕССЫ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Комбинированные схемы обогащения минерального сырья включают химические процессы в начале, середине или в конце этих схем. Данную область технологии называют химическим обогащением.

Химические процессы основаны на избирательном растворении или химическом превращении одного из компонентов, входящих в состав руды, для отделения компонентов пустой породы или вредных примесей.

Используются следующие процессы: гидрометаллургические, термохимические, пирометаллургические, хлоридо- и фторидовозгонка, сульфатизирующий, восстановительный, окислительный, сегрегационный обжиг и др.

Наибольшее промышленное применение получили гидрометаллургические процессы, которые основаны на селективном растворении ценных компонентов руды или вредных примесей водными растворами химических реагентов.

Применение химических методов связано со значительным расходом реагентов, поэтому промышленные технологические схемы обогащения в данном случае усложняются необходимыми процессами регенерации реагентов и очистки оборотных и сточных вод.

Химическое извлечение минералов с регенерацией реагентов начинает успешно применяться в практике переработки некоторых труднообогатимых руд черных, цветных, редких, благородных металлов и неметаллических полезных ископаемых, например руд марганца, вольфрама, ниобия, золота, фосфора и других. Оно позволяет использовать бедные (забалансовые) руды, для которых механическое обогащение не обеспечивает получения кондиционных концентратов или достаточно высокого извлечения полезного компонента.

Наиболее важной операцией гидрометаллургического процесса является *выщелачивание*, при котором полезные компоненты переходят в раствор.

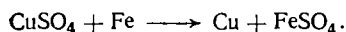
Результаты выщелачивания отдельных компонентов зависят от вещественного состава руды, концентрации и температуры растворителя, продолжительности выщелачивания и других факторов.

Для выщелачивания минералов применяют растворы углекислого натрия, углекислого аммония, аммиака, цианистого калия, серной, соляной и азотной кислот.

Концентрация растворителей изменяется от 0,02% KCN для выщелачивания золота до 30% HCl для разложения шеелитовых концентратов или до 94% H₂SO₄ для разложения ильменитовых, перовскитовых и ниобиевых концентратов.

После обработки измельченной руды растворителем, по окончании времени выщелачивания производится отделение раствора от твердого шламистого остатка, разделение и осаждение из раствора металлов, сушка и объединение полученных концентратов.

На Дегтярском руднике после выемки основных запасов кондиционной руды рудное тело орошается раствором серной кислоты. В результате реакции обмена медь при разложении сульфидных минералов переходит в раствор в виде сульфата меди (CuSO₄). Этот раствор выкачивается из рудного тела и направляется в так называемую цементационную ванну, где получают металлическую медь по реакции замещения железом



Для интенсификации процессов химического обогащения в последние годы начали применять отдельные виды бактерий. Роль тионовых бактерий, в частности наиболее активных из них (*Th. ferrooxidans* и *Th. thiooxidans*), при разложении сульфидов заключается в биокаталитическом ускорении процессов окисления. Даже один из наиболее стойких сульфидов (молибденит) может быть окислен с помощью бактерий в семь раз быстрее, чем без них.

Перспективы применения процессов биохимического выщелачивания существенно расширяются в связи с развитием химической технологии добычи полезных ископаемых, основанной на избирательном извлечении ценных компонентов без механической добычи руды, т. е. непосредственно в рудных залежах месторождений. Это направление достигло определенных успехов при эксплуатации бедных или неблагоприятных для обычной отработки урановых месторождений, при подземной выплавке серы и добыче солей. Новое направление изучается и испытывается для других полезных ископаемых.

Глава 11

ОБЕЗВОЖИВАНИЕ И СУШКА ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

§ 50. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОЦЕССАХ ОБЕЗВОЖИВАНИЯ

Процессы обогащения обычно протекают в водной среде. Для удаления избыточной влаги из продуктов обогащения применяют ряд операций, называемых в общем случае *обезвоживанием*. При предварительном обезвоживании от продукта отделяется основная мас-

са воды вместе с тонкозернистыми шламами. При окончательном обезвоживании влажность продуктов доводится до требуемых кондиций, обусловленных временными нормами или ГОСТом. Так, для условий углеобогащительных фабрик Донбасса, отправляющих концентрат ж.-д. транспортом, установлена влажность не более 5% в зимнее время и не более 8—10% в летнее время. Предельные нормы влажности рудных концентратов, отправляемых ж.-д. транспортом в зимнее время, составляют, %: для концентратов магнетитовых руд 2—4, для гематитовых и мармитовых руд 3—5, для бурых железняков 4—6, для флотационных концентратов руд цветных металлов 5—12.

В зависимости от содержания влаги (воды) продукты подразделяют на жидкие (обводненные), мокрые, влажные, воздушно-сухие, сухие и прокаленные.

Жидкие продукты (например, пульпа) характеризуются большим разжижением и текучестью. Влаг в них содержится не менее 40%.

Мокрые продукты содержат меньше воды (от 15—20 до 40%), чем жидкие. Характеризуются свободным течением воды.

Влажные продукты являются промежуточными между мокрыми и воздушно-сухими. Содержание влаги в них составляет от 5—6 до 15—20%. Они нетекучи.

Воздушно-сухие продукты удерживают гигроскопическую влагу адсорбционными силами на поверхности частиц в виде молекулярной пленки. Содержание удерживаемой материалом влаги определяется физическими и физико-химическими свойствами веществ (пористость, смачиваемость и др.)

Сухие продукты содержат только внутреннюю (конституционную влагу).

Влажность W (%) определяют отношением массы воды в продукте к массе влажного исходного продукта:

$$W = 100 (Q_1 - Q_2) / Q_1,$$

где Q_1 — масса влажного продукта; Q_2 — масса сухого продукта.

Выбор способа обезвоживания зависит от характеристики исходного материала (крупности, гранулометрического состава, влажности, плотности пульпы) и требуемых кондиций на готовый продукт. Обычно конечные показатели качества продукта по влаге не достигаются в один прием (операцию). Поэтому обезвоживание производят в несколько стадий различными методами.

Различают следующие основные методы обезвоживания крупнокусковых, зернистых материалов и шламов.

Дренаживание — процесс естественной фильтрации (стекания) жидкости через слой материала под действием силы тяжести.

Центрифугирование — принудительное отделение воды от материала под действием центробежных сил.

Сгущение — осаждение и концентрация в жидкости (пульпе) мелких и тонких частиц материала под действием силы тяжести и центробежных сил.

Фильтрование — процесс разделения твердой и жидкой фаз пульпы с помощью пористой перегородки под действием разности давлений, создаваемой разрежением воздуха или избыточным давлением.

Сушка — высушивание материала на складах и наружных отстойниках в естественных условиях или под действием температуры (термическая сушка).

Наиболее экономичным методом обезвоживания, но и наименее эффективным (особенно для мелкозернистых материалов и шламов) является дренирование. Наиболее дорогой метод обезвоживания — это термическая сушка. Во всех случаях при выборе схемы и методов обезвоживания следует стремиться часть влаги удалить механическим путем. Сушку следует применять только для удаления той влаги, которую механически удалять не представляется возможным.

§ 51. ДРЕНИРОВАНИЕ

При дренировании вода передвигается по каналам между зернами сыпучей массы свободным течением. Скорость дренирования зависит от следующих свойств материала: пористости, определяемой как отношение объема пустот к объему всего материала, крупности, формы зерен и характера их укладки. Например, для шарообразных частиц, уложенных в вершинах куба, пористость составляет 47,7%, а у сложенных в вершинах тетраэдра — 21,5%. Пористость зависит также от плотности упаковки кусков и в связи с этим может колебаться в пределах 10—15% номинальной.

Дренирование осуществляется в обезвоживающих бункерах, на дренажных складах, в обезвоживающих элеваторах и на грохотах.

Обезвоживающие бункера — представляют собой железобетонные емкости прямоугольной формы с пирамидальной нижней частью и выпусками, оборудованными специальными затворами с мелкими отверстиями для стока воды. Размеры емкостей в плане обычно соответствуют шагу колонн здания обогатительной фабрики (6×6; 6,5×6,5; 7×7 м); высоту ячейки принимают не более 8 м, углы наклона пирамидального днища — от 45 до 60°.

Обезвоживание в бункерах применяется в основном на углеобогачительных фабриках. Среднее время обезвоживания крупного концентрата составляет около 8 ч, мелкого концентрата, породы и промпродукта — до 16 ч. Конечная влажность обезвоженных продуктов составляет, %: концентрата 10—12, промпродукта и породы 12—15.

Технологический подбор бункеров сводится к определению числа бункеров и их вместимости в зависимости от требуемого времени обезвоживания.

Обезвоживание на дренажных складах применяется в основном при промывке строительных материалов. Дренажные склады представляют собой сооружения большой вместимости, выполненные из бетона и железобетона, с наклонным дном. В дне прокладывают

дренажные канавы или в ряде случаев устраивают специальный дренирующий слой из крупного булыжного щебня на подстилке из песка. Дренирующая вода сбрасывается в хвостовой пруд либо направляется в специальные отстойники. Склады оборудуют грейферными кранами для укладки обезвоживаемого продукта вдоль склада и для его погрузки после обезвоживания в ж.-д. вагоны.

Обезвоживающие элеваторы применяют для транспортирования и обезвоживания продуктов обогащения, получаемых в отсадочных машинах при обогащении марганцевых руд, угля (концентрат, перемыловочный продукт, порода) и для выдачи продуктов из отстойников (например, из багер-зумпфов).

Влажность продуктов после обезвоживания в элеваторах изменяется в значительных пределах. Например, концентрат марганцевой руды Никопольского бассейна крупностью — 35+3 мм, выдаваемый элеваторами отсадочных машин, содержит влаги от 14—17% (I сорт) до 18—22% (II сорт). На углеобогатительных фабриках обычно после обезвоживающих элеваторов отсадочных машин крупная порода содержит 12—18%, мелкая порода — 20—30%, крупный и мелкий промежуточный продукт содержит соответственно 10—16 и 20—25% влаги.

Обезвоживание на грохотах применяется для крупных и мелких продуктов обогащения, а также крупнозернистых шламов. Для обезвоживания используются те же типы грохотов, что и для грохочения.

В качестве рабочих поверхностей обезвоживающих грохотов применяются щелевидные сита, изготовляемые из профилированной латунной или стальной (нержавеющей) проволоки (см. рис. 11). Размер отверстий щелевидных сит составляет 0,25; 0,5; 0,75; 1 мм. В последнее время находят распространение проволочно-тканые сита и сита из полимерных материалов. Во многих случаях перед поступлением на грохот материал частично обезвоживается на неподвижных ситах предварительного сброса.

Преимущество обезвоживающих грохотов по сравнению с бункерами или элеваторами заключается в том, что выделение воды на грохотах происходит в процессе движения материала по ситам, а это в значительной мере увеличивает скорость дренирования.

§ 52. ЦЕНТРИФУГИРОВАНИЕ

Центрифугированием называют технологические операции 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. 69). Фильтрующий ротор 1 центрифуги вращается посредством клиноременной передачи от электродвигателя. Во внутренней полости фильтрующего ротора помещен шнековый ротор 2, который вращается в том же направлении, но с меньшей частотой. Благодаря этому укрепленные на шнековом роторе по спирали скребки 3, перемещают фильтруемый материал по стенкам ротора 1 вниз к разгрузке.

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. Время продвижения обезвоживаемого продукта по ротору шнековой фильтрующей центрифуги обусловливается производительностью шнека (шагом витка и частотой вращения) и составляет несколько секунд.

Осадительные шнековые центрифуги нашли применение при обезвоживании пульпы, выдаваемой из гидрошахт, а также на углеобогащительных фабриках для обезвоживания различных шламов, в том числе продуктов флотации.

Осадительная шнековая центрифуга (рис. 70) представляет собой конический ротор 1, вращающийся с определенной частотой вращения ($700\text{--}900\text{ мин}^{-1}$) внутри кожуха. На торцевой стенке ротора со стороны его большего диаметра имеются круглые окна 3, симметрично расположенные относительно оси ротора, для слива фугата. Внутри ротора находится шнек 2, вращающийся с частотой меньшей, чем частота вращения ротора (на $18\text{--}25\text{ мин}^{-1}$).

Исходный материал (пульпа) подается по неподвижной трубе 4 внутрь шнека и через его окна 5 попадает в ротор и заполняет расширенную часть до уровня кромок сливных окон.

При непрерывной подаче пульпы ее уровень в роторе всегда остается постоянным, благодаря сливу избытка в виде осветленной воды через окна 3. Этот уровень определяется расстоянием от внутренней поверхности ротора до кромок окон и носит название высоты сливных порогов h , которую можно регулировать. Расстояние между противоположными кромками сливных окон равно диаметру d образующегося во вращающемся роторе так называемого сливного цилиндра.

По мере продвижения пульпы к сливным окнам под действием центробежных сил происходит быстрое осаждение твердых частиц на внутренних стенках ротора. Осадок твердых частиц шнеком транспортируется по внутренним стенкам ротора в узкую часть конуса, откуда через окна выгружается в приемный карман корпуса центрифуги. Фугат, в свою очередь, поступает в приемный карман.

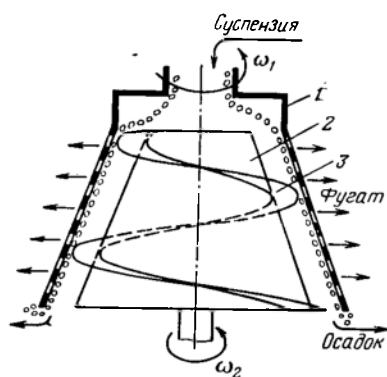


Рис. 69. Схема фильтрующей шнековой центрифуги (ω_1 , ω_2 — частота вращения соответственно фильтрующего и шнекового роторов)

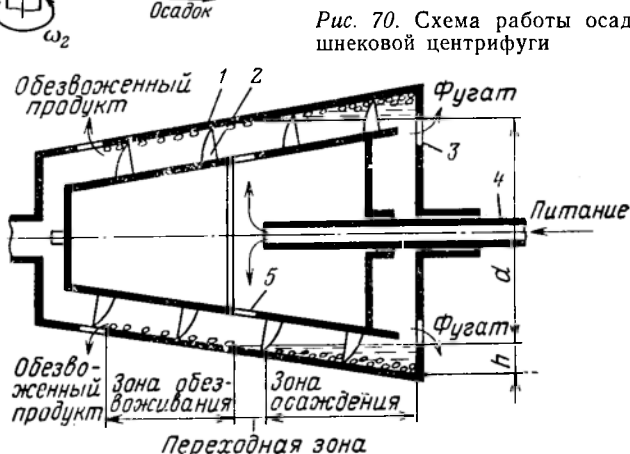


Рис. 70. Схема работы осадительной шнековой центрифуги

§ 53. СГУЩЕНИЕ ПУЛЬПЫ И ОСВЕТЛЕНИЕ ШЛАМОВЫХ ВОД

Сгущение материала основано на естественном осаждении в воде минеральных частиц под действием силы тяжести.

В процессе сгущения получается сгущенный продукт — с большей концентрацией твердого, чем в исходном, и слив (осветленная вода) — с меньшей концентрацией твердого.

Осаждение частиц при сгущении происходит в соответствии с законами стесненного падения тел в среде, которые рассмотрены в § 15 настоящего учебника.

Пulpа представляет собой смесь воды и измельченного материала, образуется при мокром измельчении и мокром обогащении исходного сырья.

Для сгущения пульпы и осветления шламовых вод применяют отстойники, сгустительные воронки, радиальные сгустители, гидроциклоны, сгустители-фильтры, шламонакопители и др.

Отстойники-гидроклассификаторы являются наиболее простым устройством для первой стадии сгущения шламовых вод и для улавливания крупнозернистых шламов. Они состоят из железобе-

тонных ячеек с пирамидальной нижней частью, оборудованных выпускными кранами (рис. 71).

Поток пульпы в отстойнике движется по криволинейной траектории к сливному порогу. Крупнозернистые частицы шлама постепенно оседают на дно отстойника, откуда непрерывно выгружаются в виде сгущенного продукта и направляются в переработку. Осветленная вода (слив) поступает в сборник и направляется самотеком или с помощью насосов во вторую стадию сгущения (обычно в цилиндрические сгустители).

Плотность сгущенного продукта отстойников изменяется от 300 до 600 кг/м³ и зависит от гранулометрического состава твердой фазы, концентрации твердого в исходной пульпе и скорости движения потока пульпы. В среднем удельная производительность отстойника составляет 3—4 м³/(ч·м²). Данный тип устройств часто применяется на горнодобывающих предприятиях для первой стадии очистки сточных вод и в системах водоотлива шахт.

Радиальный цилиндрический сгуститель (рис. 72) по принципу действия аналогичен гидроклассификатору. Он представляет собой большой открытый железобетонный или металлический резервуар 9 цилиндрической формы с наклонным от периферии к центру днищем (угол наклона 6—12°). В центре сгустителя установлена труба-питатель 2, которая оборудована поперечной решеткой для задержки случайных крупных предметов и дефлектором для горизонтального направления потока пульпы. Исходная пульпа из трубы-питателя движется к периферии резервуара с замедленной скоростью, благодаря чему твердые частички под действием сил тяжести осаждаются на днище. Осветленная пульпа с незначительным содержанием твердой фазы переливается в кольцевой желоб 4 и далее попадает в трубопровод 5.

Внутри сгуститель оборудован рамой 3 с приводом 1. При вращении рамы осевший на днище продукт перемещается гребками 8 к разгрузочной воронке 7, и в сгущенном виде выгружается по трубопроводу 6.

Гидроциклоны в последние годы находят все большее применение для сгущения шламов вместо пирамидальных отстойников, радиальных и других типов сгустительных устройств. Принцип действия и методы расчета гидроциклонов изложены ранее.

Пластинчатый сгуститель (рис. 73) представляет собой емкость 1 с многочисленными наклонными пластинами 2, 7, которые

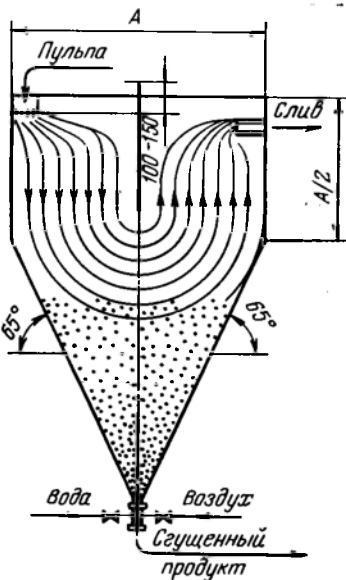


Рис. 71. Схема отстойника-гидроклассификатора

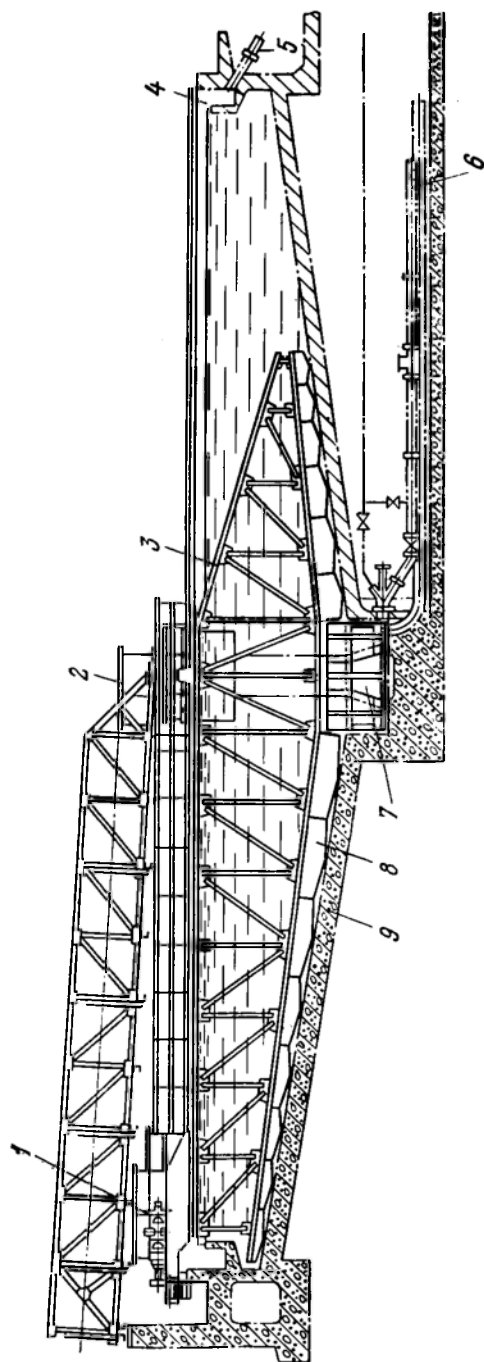


Рис. 72. Радиальный сгуститель с периферическим приводом

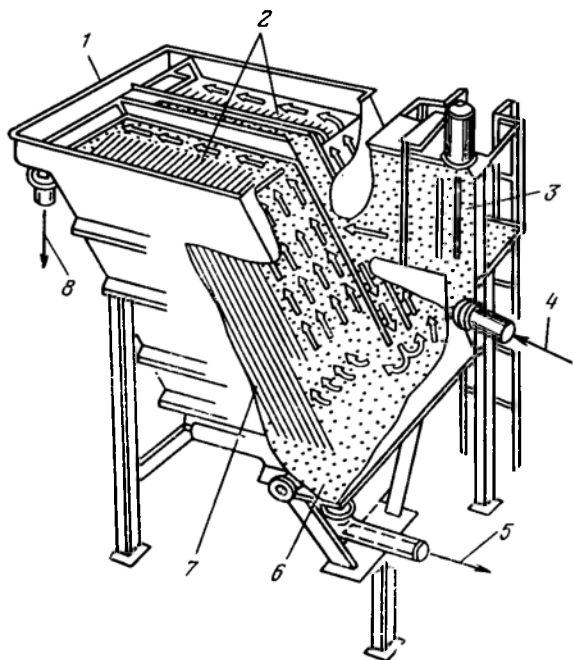


Рис. 73. Пластиновый сгуститель

расположены на некотором расстоянии друг от друга и образуют своего рода каналы. Исходная пульпа 4 подается в бак 3, 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 изготовляют с эффективной поверхностью осаждения 50; 100; 250; 1000 м². Угол наклона пластин составляет 45—55°. Для изготовления корпуса аппарата и пластин применяется обычная или нержавеющая сталь, стеклопластик. Глубина сгустителя 2—3 м. Расстояние между пластинами обычно равно 50 мм.

Механобрчермет провел полупромышленные испытания пластиночного сгустителя для сгущения хвостовой пульпы магнитной сепарации железных руд, обычно направляемой в хвостохранилища без предварительного сгущения. Сгущению подвергалась исходная

пульпа с содержанием 2,5—5% твердого, при расходе для флокуляции полиакриламида ПАА от 2 до 5 г на 1 м³ пульпы.

Установлено, что удельная производительность (на 1 м² занимаемой производственной площади) в пластинчатом сгустителе достигает 35—40 м³/(м²·ч) по пульпе и 25—30 т/(м²·сут) по твердому. Содержание твердого в песках при этом составляло 30—45% и в сливе — 0,05—0,09%. При сгущении аналогичной пульпы в радиальном сгустителе и получении примерно таких же результатов удельная производительность по пульпе составляет только 1,3—1,8 м³/(м²·ч).

Интенсификация процессов сгущения и осаждения шламов производится добавкой в пульпу реагентов-коагулянтов и флокулянтов. Под действием этих веществ частицы слипаются в агрегаты, скорость осаждения которых увеличивается по сравнению с единичными частицами.

В качестве коагулянтов находят применение вещества, распадающиеся в воде на ионы: известь, едкий натрий, водно-растворимые силикаты, хлорное железо, квасцы и др. Применение коагулянтов ограничивается их дороговизной и малой эффективностью.

При флокуляции применяют поверхностно-активные реагенты-гидрофобизаторы. Наиболее известными реагентами-флокулянтами являются синтетические высокомолекулярные вещества: полиакриламид, гипан, сепаран, аэрофлоки и др. В СССР для флокуляции шламов применяют полиакриламид (ПАА) и этилоксилен.

§ 54. ФИЛЬТРОВАНИЕ

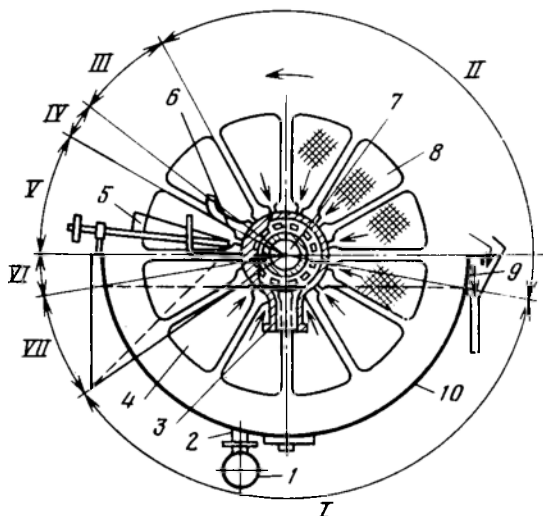
После сгущения материал обычно направляется на следующую стадию обезвоживания — *фильтрацию*, которое заключается в отделении воды от твердой фазы с помощью пористой фильтрующей перегородки с применением давления. Жидкая фаза за счет разности давлений по обе стороны перегородки проходит сквозь ее поры и собирается в виде фильтрата, а твердая задерживается на поверхности в виде осадка — кека, который затем удаляется. По мере образования слоя твердых частиц, последний сам служит фильтрующей средой. Образовавшийся на фильтрующей поверхности осадок твердых частиц выводится из суспензии, просушивается струей воздуха и отделяется от фильтрующей поверхности.

В качестве фильтрующих перегородок используются различные сорта тканей, в основном синтетические, малоподдающиеся агрессивному воздействию среды (капрон и др.), а также металлические сетки из нержавеющей стали, латуни.

Необходимым условием для протекания процесса фильтрации является наличие разности давлений по обеим сторонам фильтрующей поверхности. Эта разность давлений должна быть больше потерь давления при прохождении фильтрата через образовавшийся осадок и фильтровальную перегородку.

Аппараты для фильтрации в зависимости от способа осуществления перепада давления подразделяются на *вакуум-фильтры*

Рис. 74. Схема дискового вакуум-филтра



и *фильтр-прессы*. Первые работают под вакуумом, вторые — под давлением. Аппараты могут работать периодически или непрерывно. В большинстве случаев применяют аппараты непрерывного действия.

В *дисковом вакуум-филтре* (рис. 74) исходная пульпа поступает по трубе 1 через патрубки 2 в рабочую ванну 10 и заполняет ее до уровня переливного окна 9. В центре ванны медленно ($0,1—1,2 \text{ мин}^{-1}$) вращается полый вал 7 с укрепленными на нем дисками 8. Диски состоят из отдельных пустотелых плоских секторов 4, обтянутых фильтрующей тканью. Внутренняя поверхность пустотелых секторов сообщается патрубками 6 с продольными каналами пустотелого вала.

К продольным каналам 1 (рис. 75, а), имеющим выход на торцах полого вала, тесно примыкают через сменные шайбы неподвижные распределительные головки (рис. 75, б), каждая из которых имеет отверстия 5 для вакуума и отверстия 4 для подвода сжатого воздуха. Нижний патрубок 6 соединяет распределительную головку с вакуум-насосом посредством трубопровода. Патрубки 2 и 3 служат для подачи в распределительную головку сжатого воздуха от воздухоподушки.

Распределительная головка (см. рис. 75, б) выполняет следующие функции. Когда нижние секторы погружены в пульпу, их продольные каналы соединены через распределительные головки с линией вакуума. Вода просасывается сквозь фильтрующую поверхность, проходит через пустотелые секторы, соответствующие продольные каналы пустотелого вала и через патрубок 6 распределительной головки уходит в приемник фильтрата.

На фильтрующей поверхности сектора 4 (см. рис. 74) образуется осадок, нарастающий по мере его продвижения в пульпе. Зона фильтрования I продолжается до выхода сектора выше уровня

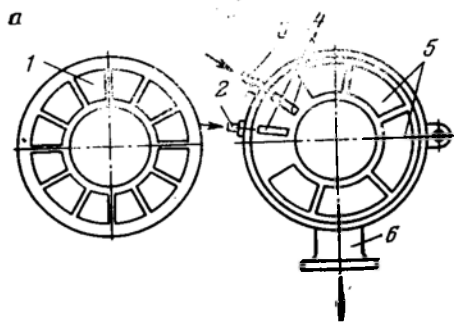


Рис. 75. Полый вал (а) и распределительная головка (б) вакуум-филтра

пульпы. Затем наступает период просушки (зона II), когда сектор остается сообщенным с вакуумом, и проходящий через поры осадка воздух уплотняет его и дополнительно обезвоживает. Следующий период (зона III) соответствует «мертвой» зоне, являющейся переходной между зонами вакуума II и давления IV. При прохождении секторов через зону IV соответствующие им продольные каналы сообщаются с отверстиями распределительной головки, в которые поступает сжатый воздух. При этом происходит отдувка слоя осадка с фильтрующей ткани. Далее следует зона V, где оставшийся осадок снимается неподвижными двусторонними ножами 5. В зоне VI продолжается продувка и очистка фильтровальной ткани. После переходной «мертвой» зоны VII начинается повторение цикла и отсасывание фильтрата через патрубок 3.

При фильтровании угольных шламов иногда применяют в качестве фильтрующей поверхности латунную сетку с размером отверстий 0,15—0,25 мм, а обычно — капроновые и капростальные ткани. Средняя удельная производительность принимается равной 0,5—0,6 т/(ч·м²).

Для повышения эффективности работы фильтров применяют различные методы: подогрев пульпы, добавки флокулянтов и поверхностно-активных веществ, крупнозернистых шламов и др.

§ 55. СУШКА

Сушка материалов, в том числе и продуктов обогащения, — процесс их обезвоживания, основанный на испарении влаги в окружающую воздушную среду при нагревании.

Под действием тепла на поверхности материала образуется пленка водяного пара. Если давление этого пара больше, чем водяного пара в окружающей среде, то происходит диффузия пара в среду и влага удаляется с поверхности материала. При этом влажность на поверхности материала уменьшается. Появляется перепад влажности, который, будучи отнесенным к единице длины по нормали, называется градиентом влажности $\Delta\omega$. Градиент влажности является показателем скорости движения влаги в материале.

Для сушки продуктов обогащения применяются сушилки раз-

личных типов: барабанные (для рудных и нерудных полезных ископаемых), трубы-сушилки (в основном для угля) и сушилки кипящего слоя.

Барабанная прямоточная сушилка (рис. 76) состоит из сварного барабана 7 с насаженными на него бандажами, посредством которых барабан опирается на опорные ролики. Вращение барабана осуществляется при помощи зубчатого обода, укрепленного на барабане и находящегося в зацеплении с шестерней привода. С торцов к барабану примыкают с одной стороны топка 9 со смесительной камерой и загрузочным устройством, а с другой — разгрузочная камера 6 для высушенного материала. Барабан устанавливается с уклоном $1-5^\circ$ в сторону разгрузки высушенного материала и вращается с частотой $2-5 \text{ мин}^{-1}$.

Материал подается из бункера питателем 2 в барабан сушилки. Отсюда высушенный материал поступает в разгрузочную камеру 6 и далее на расположенные ниже скребковые конвейеры. Отработанные газы через циклон 5 и мокрый пылеуловитель выбрасываются по трубе 4 в атмосферу. Тяга создается вентилятором 3 (дымососом). Барабан приводится во вращательное движение от привода 8.

Образование газовой смеси, необходимой для сушки, происходит в топке 9, где топливо сгорает на цепной решетке 10. Для первоначального разжигания топки служит труба 1. Горение топлива поддерживается дутьевым вентилятором 11.

Для достижения требуемой температуры газов, входящих в барабан, после топки устанавливается смесительная камера, в которую подводится холодный воздух или отработанные газы суши-

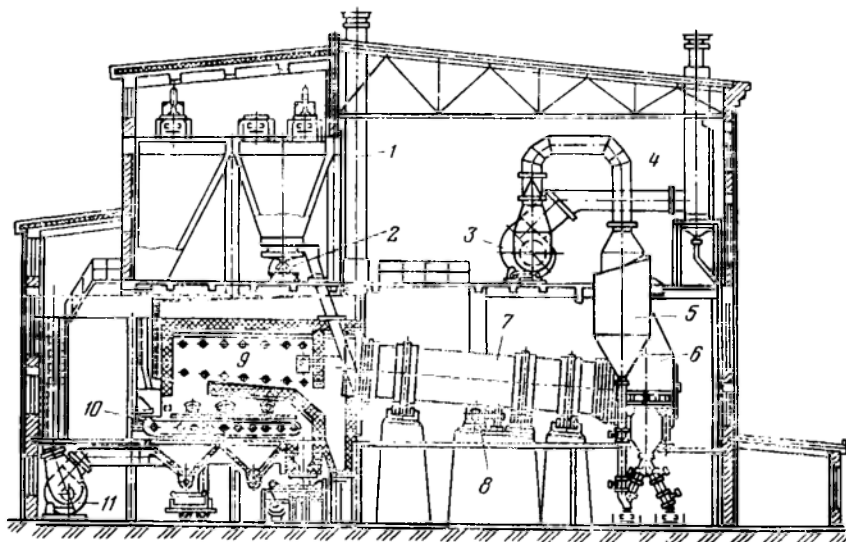


Рис. 76. Общий вид установки с барабанной сушилкой

ки. Сушка материалов в барабанной сушилке возможна также отходящими газами котельной установки при соответствующей их температуре.

Барабанные прямоточные сушилки используют для сушки медных, цинковых, магнетитовых, пиритных и других рудных концентратов, а также неметаллического сырья.

Температура сушильных газов при сушке рудных концентратов на входе в барабан колеблется в пределах 600—1100 °С, на выходе из барабана 100—200 °С.

Производительность барабанных сушилок зависит от длины барабана, его диаметра и времени сушки. Конечная влажность высушенных рудных концентратов определяется требованиями технологии последующего металлургического передела и находится в пределах 4—8%, а иногда до 0,5—1,5%.

Глава 12

ОКУСКОВАНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

§ 56. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Окускованием называют процессы переработки мелких классов полезных ископаемых и концентратов в куски (или гранулы, комки) с целью подготовки их к дальнейшему более эффективному использованию. В некоторых случаях продукты обогащения вообще не могут использоваться по назначению без предварительного окускования. Так, например, железорудные концентраты, получаемые на ГОКах Кривбасса, имеют крупность менее 0,074 мм. В таком пылевидном состоянии они, естественно, не могут быть использованы в шихте для доменного передела, так как потоками газа будут вынесены из доменной печи.

Окускование полезных ископаемых позволяет превратить низкосортное топливо в высококачественное; повысить ресурсы рудного сырья, применяемого в доменном и мартеновском производствах, ферросплавной промышленности и металлургии цветных металлов; улучшить качественно-количественные показатели металлургических процессов, технико-экономическую эффективность и условия труда в промышленности.

В зависимости от вида полезного ископаемого и способа его последующего передела окускование осуществляется брикетированием, агломерацией или окомкованием.

Брикетирование — процесс термомеханической переработки мелких слабоструктурных руд, концентратов и отходов производства с целью получения из них брикетов — кусков геометрически правильной единообразной формы и постоянных размеров. Основными видами сырья для брикетирования являются мелкие железные руды и концентраты, сырье для производства ферросплавов и мелкие

ферросплавы, различные отходы черной металлургии (окалина, стружка, металлургические пыли, шлаки, шламы и др.), руды и концентраты цветной металлургии. По современной технологии брикетирование может осуществляться с использованием связующих материалов и без них. В данном учебнике подробно рассмотрен процесс брикетирования углей.

§ 57. БРИКЕТИРОВАНИЕ УГЛЕЙ

Брикетирование углей — процесс окускования угольной мелочи путем прессования под давлением, с целью получения брикетов — кусков геометрически правильной формы и одинаковых размеров. Брикетированию подвергаются торф, бурые угли, мелкие классы каменных углей и антрацитов, полукоксовая и коксовая мелочь и др.

По сравнению с обычным топливом брикеты обладают более высокими теплотехническими показателями: калорийностью, полнотой сгорания, лучше сохраняются, являются более транспортабельными.

Брикетирование углей начинает приобретать большое значение и в связи с развитием производства искусственного бытового бездымного топлива путем термической обработки брикетов.

Различают брикетирование углей без связующих веществ при повышенном давлении прессования (свыше 80 МПа) и с добавкой связующих веществ при малых давлениях прессования (15—25 МПа). Без связующих брикетируют торф и молодые (мягкие) бурые угли, со связующим — мелочь каменных и старых (твердых) бурых углей, антрацитовый штыб, полукоксовую и коксовую мелочь.

Твердость угля оказывает существенное влияние на процесс брикетирования. Хорошо брикетируются сравнительно мягкие молодые бурые угли влажностью 50—58%, хуже — полутвердые бурые угли влажностью 40—45% и твердые — влажностью 30—35%.

К буроугольным и угольным брикетам предъявляется ряд требований. Прежде всего, они должны быть влагостойкими и термостойкими, что характеризует их способность не разрушаться до полного сгорания. По внешнему виду брикеты должны иметь определенную форму, массу, размер и гладкую глянцевую поверхность, свидетельствующую об оптимальной влажности высушенного продукта и оптимальных условиях его прессования.

Буроугольные брикеты для коксования и полукоксования должны обладать повышенной механической прочностью, термо- и влагоустойчивостью, сопротивлением сжатию не менее 20 МПа, влагоемкостью (при погружении на 24 ч в дистиллированную воду) не более 4% начальной массы брикета.

Брикеты, изготавливаемые со связующим веществом, не должны слипаться при хранении их в течение 3 ч термостате при температуре 338 К под давлением, соответствующим давлению на нижние их слои в ж.-д. вагонах. В товарных брикетах, отправляемых по-

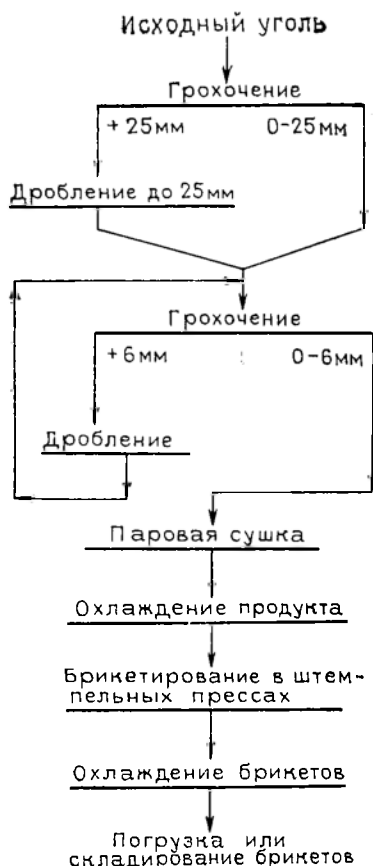


Рис. 77. Технологическая схема получения буроугольных брикетов

требителю, должно содержаться не более 10% мелочи размером 0—25 мм.

Технологическая схема получения буроугольных брикетов (рис. 77) определяется физико-механическими свойствами перерабатываемого угля, его гранулометрическим составом и требованиями к качеству брикетов.

Исходный уголь влажностью 55—56% после грохочения и дробления до 6 мм поступает в барабанную паровую сушилку, где высушивается до влажности 18—20%. Для сушки бурого угля применяют барабанные паровые и газовые трубы-сушилки, в качестве теплоносителя в первых используется перегретый пар, во вторых — топочные газы.

Угольную мелочь перед пресованием охлаждают до 313—323 К и брикетируют в специальных прессах под давлением 98—118 МПа.

Для брикетирования бурых углей в промышленности наибольшее распространение получили штемпельные прессы, являющиеся машинами периодического действия с открытым матричным каналом.

Процесс образования брикета в матричном канале штемпельного пресса складывается из нескольких последовательно протекающих этапов: загрузки формовочного канала высушенным углем, его сжатия в брикет, проталкивания брикетной ленты и возвращения штемпеля в первоначальное положение. Брикеты, выталкиваемые из матричного канала, имеют температуру 343—353 К. Во избежание самовозгорания брикеты охлаждают на охлаждающих лотках и сетчатых конвейерах, а затем направляют в отгрузку потребителям или на склад.

Брикетиrowание углей со связующими применяется для каменных углей и антрацитов, которые по своим физико-механическим свойствам отличаются от бурых. Они обладают более плотной структурой и характеризуются повышенной упругостью и низкой пластичностью. Поэтому при окусковании таких углей необходимо применять связующие вещества.

Наибольшее применение в качестве связующих получили неф-

тяные битумы (остаточные продукты переработки нефти). Нефтяные битумы представляют собой сложные коллоидные системы, состоящие из различных углеводородов, а также некоторого количества кислородных, сернистых и азотистых соединений. Они размягчаются и становятся текучими при температуре 300—350 К.

Технология брикетирования антрацитового штыба (0—6 мм) с применением в качестве связующего нефтебитума включает ряд операций. Сушку штыба до влажности 3—4% и его подогрев осуществляют в барабанных газовых сушилках. Предварительно высушенный продукт и связующее в жидком виде перемешиваются в винтовых смесителях, а затем в паровых. Здесь за счет тепла связующее становится еще более текучим и покрывает поверхности подогретых угольных частиц. На выходе из парового смесителя шихта имеет температуру 368—371 К. Для сокращения времени затвердевания связующего в брикете и повышения его начальной прочности шихту охлаждают. Она становится вязкой, пластичной и под давлением легко формуется. Брикетирование осуществляется в вальцовых прессах при давлении 20 МПа. Охлажденные брикеты подвергаются грохочению для отсева неспрессовавшейся мелочи и боя.

§ 58. АГЛОМЕРАЦИЯ РУД

Агломерация — термический способ окускования мелких руд, концентратов и колошниковой пыли путем их спекания при нагреве.

Агломерационная шахта (смесь продуктов) состоит из следующих основных компонентов: концентрат — 40—50%, известняк 12—20%; возврат (мелкий агломерат) 20—30%, коксовая мелочь 4—6%; влага 6—9%. В ряде случаев в шихту дополнительно вводят колошниковую пыль и окалину.

Известняк и коксовую мелочь до смешивания с другими компонентами шихты измельчают до 3 мм. Крупность спекаемой шихты оказывает большое влияние на процесс агломерации. Максимальный размер частиц руды в шихте не должен быть более 8—10 мм. Более крупную руду спекать нецелесообразно, так как она может быть использована в доменном производстве без окускования.

При спекании тонкоизмельченных концентратов (75% — 0,074 мм) в шихту рекомендуется вводить 20—25% руды крупностью 6—8 мм.

Шихту перед спеканием подвергают тщательному перемешиванию, увлажнению и окомкованию. Окомкование ведется во вращающихся барабанах. Окомкованию способствует добавка извести.

Топливом для агломерационного процесса в большинстве случаев служит коксовая мелочь крупностью 2—3 мм. Она должна быть малозольной (9—10%) и характеризоваться незначительным выходом летучих веществ (2—3%).

Возвратом называется мелочь, получаемая при дроблении и грохочении агломерата. Возврат крупностью 8—13 мм используется в качестве постели на спекательной ленте, а класс 0—8 мм в виде циркулирующей нагрузки возвращается на повторное спекание.

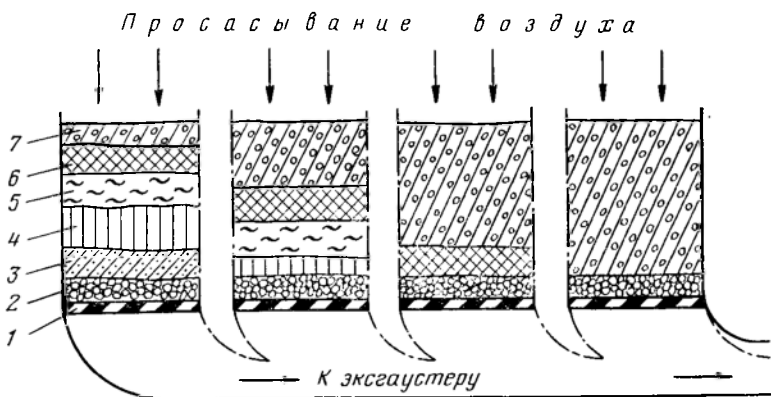


Рис. 78. Схема процесса агломерации

Схема агломерационного процесса показана на рис. 78. На колосниковую решетку установки 1 (например, на тележку агломерационной машины) загружают постель 2. После укладки постели загружают шихту слоем 250—300 мм.

Под колосниковой решеткой эксгаустером 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. Горение поддерживается воздухом, просасываемым из атмосферы. 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.

В зоне горения топлива (кокшика) протекают процессы перекристаллизации минералов. Физико-химические свойства агломерата определяются температурой в этой зоне.

Выше зоны горения находится готовый агломерат 7, через который просасывается воздух. Охлаждая агломерат, воздух нагревается. Тепло воздуха используется в нижележащей зоне горения топлива, где температура достигает 1673—1873 К. Зона готового агломерата 7 характеризуется законченным термическим процессом. В этой зоне имеет место частичное окисление кислородом

воздуха железорудных материалов готового агломерата — переход части магнетита в гематит.

За зоной горения следует зона нагрева шихты 5, в которой протекают процессы разложения карбонатов, гидратов, а также восстановительные процессы. Хотя в целом агломерационный процесс проводится с избытком воздуха, для микрообъемов, содержащих горящие частицы топлива, характерна восстановительная атмосфера.

В зоне сушки 4 испаряется гигроскопическая влага шихты. При высушивании комочки шихты, частично рассыпаясь, уплотняют ее. По этой причине зона сушки представляет наибольшее сопротивление прохождению газов через шихту. Зона переувлажнения 3, лежащая над зоной постели, характеризуется повышенной влажностью. Переувлажнение происходит вследствие конденсации водяных паров, отходящих газов при их соприкосновении с более холодной частью шихты.

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.

Деление на зоны процесса спекания принято условно, так как в действительности он протекает непрерывно. Температура газов, отсасываемых эксгаустером, в течение длительного времени составляет 323—333 К и только в последние минуты процесса повышается до 473—573 К. Агломерационный процесс является высокоэкономичным, так как обеспечивается почти полное использование тепла отходящих газов и значительной части тепла готового продукта.

В результате спекания получают спек. Предварительно охлажденный спек дробят и направляют на грохочение для отделения горячего возврата (класс 0—8 мм). Агломерат крупностью более 8 мм поступает на охлаждение и далее на грохочение. После грохочения агломерат классов +50 и —50 +13 мм направляется в доменный цех, а класс —13 +8 мм — для использования в качестве постели на агломерационной машине.

Наибольшее распространение для агломерации железных руд и концентратов получили агломерационные машины конвейерного типа, которые представляют собой конвейер, состоящий из отдельных тележек, перемещаемых по замкнутым направляющим.

Каркас с направляющими служит основой, на которой монтируются тележки, число которых зависит от размеров машины. Перемещение тележки осуществляется приводом, расположенным в головной части машины. Движение тележек в обратном направлении в сторону привода происходит самоходом вследствие уклона нижней ветви машины.

На горизонтальном (рабочем) участке тележки проходят по рельсовому пути над 15 вакуум-камерами, соединенными с газовым коллектором и эксгаустером.

В головной части машины системой питателей производится загрузка шихты на тележку и зажигание ее под горном горючими продуктами горения смеси коксового или доменного газов. По мере продвижения тележек к разгрузочному концу машины (хвостовая часть) шихта превращается в спек (агломерационный пирог) (см. рис. 78).

В дальнейшем тележки, разгрузив агломерат на охладитель, возвращаются по нижнему наклонному участку пути в головную часть машины, и затем снова поднимаются на горизонтальный участок.

Для дробления агломерационного спека применяют одновалковые зубчатые дробилки. Для отделения горячего возврата применяют самобалансные грохоты.

Охлаждение агломерата производят в специальных охладителях.

§ 59. ОКОМКОВАНИЕ КОНЦЕНТРАТОВ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

Окомкование — процесс окускования увлажненных тонкоизмельченных материалов (60—80% —0,044 мм), основанный на способности их при перекачивании образовывать гранулы сферической формы (окатыши) без применения непосредственного давления.

Рост добычи и переработки тонковкрапленных железных руд и бедных железистых кварцитов приводит к увеличению производства тонкоизмельченных концентратов. Окускование таких концентратов (содержащих 90—95% класса —0,074 мм) агломерацией неэффективно вследствие снижения производительности агломерационных машин. В связи с этим в последние 10—20 лет для окускования тонких концентратов широко применяют окомкование исходной шихты и последующий упрочняющий обжиг полученных окатышей. Последние прочны, легко транспортируются и обладают ценными металлургическими свойствами.

Процесс получения окатышей из концентрата состоит из трех основных стадий: подготовки компонентов шихты для окомкования, получения сырых окатышей и их упрочняющего обжига.

Шихта для производства окатышей состоит из железорудной части, флюсующих и упрочняющих добавок и иногда твердого топлива.

Формирование окатышей происходит за счет сил взаимодействия между увлажненными частичками шихты, тесный контакт между которыми обусловлен уплотняющими усилиями, возникающими при перекачивании окатышей в окомкователях. При этом капиллярные силы, возникающие при образовании водных менисков в тонких порах на поверхности окатышей, являются наиболее существенными в сумме сил, определяющих прочность сырых окатышей. Способность концентрата образовывать окатыши определяется его физическими свойствами, и в первую очередь удельной поверхностью и гранулометрическим составом, а также склонностью к смачиванию. Обычно удельная поверхность и крупность

концентратов, используемых для производства окатышей, составляют соответственно 1500—2500 см²/г и 75—90% класса —0,044 мм.

В качестве флюсующей добавки применяются известняк и бентонит. Влажность шихты перед окомкованием должна быть на 2—3% ниже оптимальной. Недостаточный объем воды добавляется при окомковании.

Сырые окатыши должны быть достаточно прочными для возможности транспортирования их от окомкователей до обжигающих агрегатов. Окатыши считаются годными, если они не разрушаются после 5—6 сбрасываний с высоты 300 мм.

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 и раздавливанию при подсушке. Бентонит представляет собой высокодисперсную глину, способную образовывать гели с очень развитой поверхностью.

Лучшими считаются щелочные бентониты, в обменном комплексе которых преобладают щелочные ионы Na⁺ и K⁺ с высокой гидратирующей способностью. Наличие ионов щелочноземельных металлов в обменном комплексе, гидратирующая способность которых меньше щелочных, снижает качество бентонита. Бентонит применяется обычно крупностью 85—87% —0,074 мм, влажностью 5—8%. Расход его составляет 0,7—1,5% шихты.

Для окомкования концентратов используют барабанные и чашевые окомкователи.

Чашевый (тарельчатый) окомкователь (рис. 79) представляет собой вращающуюся чашу 1 в виде диска с бортом по окружности, установленную под углом 40—60° к горизонту. Окачивание материала происходит на днище чаши. Вследствие сил слипания материал комкуется и образующиеся окатыши поднимаются на некоторую высоту, а затем скатываются вниз по траекториям 2, при этом происходит увеличение размера уже образовавшихся окатышей и возникновение мелких комочков — новых центров окомкования. Конечная крупность окатышей составляет 10—16 мм.

Сырые окатыши подвергают сушке, нагреву и обжигу на колосниковой конвейерной машине или во вращающейся трубчатой печи.

Металлизация окатышей осуществляется с целью частичного восстановления оксидов железа до металла. Это способствует повышению технико-экономических показателей их использования в доменном производстве.

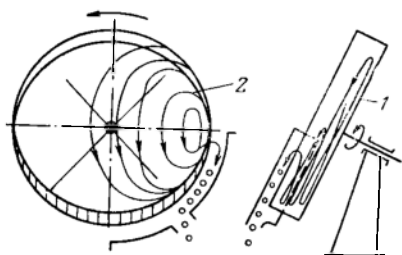


Рис. 79. Схема чашевого окомкователя

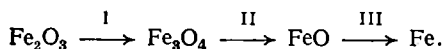
Получение металлизированных окатышей с применением в качестве восстановителя твердого топлива осуществляется двумя способами:

тонкоизмельченное топливо смешивается с железорудным концентратом и флюсами и из смеси получают рудно-топливные окатыши, подвергаемые восстановлению;

окомковывается шихта без топлива, после чего окатыши восстанавливаются в слое твердого топлива.

Сырые рудно-топливные окатыши производятся по обычной технологии. Их обжиг и восстановление производят при температуре 1473—1623 К.

Процесс восстановления железорудных минералов в окатышах можно представить протекающим в три стадии:



Глава 13

ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

§ 60. ОБОГАЩЕНИЕ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

Основной задачей обогащения железных руд является получение концентратов с содержанием железа, позволяющим наиболее экономично их использовать в металлургическом переделе при максимально возможном извлечении металла из руд.

Технико-экономические показатели получения металла из руд с учетом затрат на добычу, обогащение, окускование, транспортирование и металлургический передел оцениваются приведенными затратами на 1 т выплавленного из них чугуна.

Оптимальное содержание железа в концентрате определяется минеральным составом, обогатимостью руд и принятой технологией переработки. При этом следует учитывать способность полученных концентратов к окускованию, расход флюсов, кокса, природного газа и условия металлургического передела.

Определение оптимальной технологической эффективности обогащения производится сопоставлением технико-экономических показателей металлургического передела концентратов с различным содержанием железа, полученным по возможным вариантам рудоподготовки.

Для получения железорудных концентратов используют следующие типы руд: магнетитовые, гематитовые, гематито-магнетитовые и, в значительно меньшей мере бурожелезняковые и сидеритовые.

Качество концентратов, поставляемых металлургическим заводам, регламентируется для различных месторождений или их

Таблица 5. Технические условия на некоторые типы железорудных концентратов

Месторождение	Тип концентрата	Крупность, мм	Влажность, %	Содержание Fe, %	Допустимые отклонения по содержанию Fe, %	Содержание вредных примесей, %, не более	
						фосфор	сера
Криворожское	Магнетитовый	0,1—0	10,5	65—66	+0,6	Не нормируется	Не нормируется
	Обжигмагнетитовый	0,1—0	12	65—66	+0,6	То же	То же
КМАруда Оленегорское	Магнетитовый	0,1—0	10,5	64	—	«	«
	Магнетитогематитовый	0,5—0	1—8	63,5	±1	«	«
Лисаковское	Бурожелезняковый	2—0	6—12	49	±0,5	0,08	0,8
Бакальское	Сидеритовый	60—8	Не нормируется	46	+0,2	0,25	Не нормируется

групп соответствующими стандартами и техническими условиями (табл. 5).

В зависимости от металлургической ценности для руд, поставляемых по стандартам и техническим условиям, устанавливаются оптовые цены для расчета с потребителями.

Расчеты за руду или концентрат по содержанию железа, марганца, оксида хрома, никеля, нерастворимого остатка и влаги производятся с точностью до 0,1%. При отклонении содержания указанных элементов от установленного стандартами и техническими условиями, применяются скидка или доплата, которые дифференцированы для каждого типа руд. При отклонении содержания влаги против расчетной предусмотрена 1%-ная скидка или доплата за каждый процент влаги.

Магнетитовые руды представлены в основном рудным минералом магнетитом (Fe_3O_4). Кроме магнетита в зонах выветривания имеются значительные содержания гематита, мартита (Fe_2O_3) и сидерита (FeCO_3). Пустая порода представлена кварцем (SiO_2), полевыми шпатами, железистыми силикатами, карбонатами и др.

Наиболее широко распространенную группу магнетитовых руд составляют магнетитовые кварциты осадочно-метаморфического происхождения (Криворожский и Кременчугский железорудные бассейны, район Курской магнитной аномалии, Оленегорское, Кировогорское и другие месторождения).

В зависимости от минерального состава, структуры, вкрапленности магнетитовые кварциты подразделяются на ряд разновидностей.

Вкрапленность рудных минералов в магнетитовых кварцитах изменяется в широких пределах — от сплошной и крупнозернистой до пылевидной. Преобладающий размер вкрапленности в рудных слоях составляет 0,15—0,18, в смешанных — 0,07—0,12 и в нерудных — 0,04—0,08 мм.

Вкрапленность и магнитная восприимчивость являются наиболее важными технологическими характеристиками магнетитовых кварцитов.

Руды, перерабатываемые на горно-обогатительных предприятиях, представлены обычно смесью различных типов и разновидностей магнетитовых кварцитов, так как в пределах одного месторождения практически невозможно осуществить селективную их выемку.

Для стабилизации качества исходной руды перед обогащением производится шихтовка руд по типам и разновидностям путем оперативного планирования добычи, а также усреднения руд на складах и в бункерах дробильных и обогатительных фабрик. В результате химический состав и физические свойства (дробимость, измельчаемость и др.) стабилизируются, что оказывает положительное влияние на показатели обогащения. Установлено, например, что снижение среднего квадратического отклонения содержания железа от заданного с 2 до 1% повышает выход концентрата на 0,4—0,5% и извлечение металла в концентрат на 0,5—1,2%.

Технология обогащения магнетитовых кварцитов включает ряд последовательных операций: дробление, грохочение, измельчение, классификацию и магнитную сепарацию.

В зависимости от применяемого метода измельчения магнетитовые кварциты подвергают дроблению до максимальной крупности 25 или 300 мм.

Дробление осуществляется по различным схемам: одно-, двух-, трехстадиальной с открытым или замкнутым циклами и четырехстадиальной с открытым циклом.

Первичная переработка руды по всем схемам дробления производится в дробилках крупного дробления ККД-1500/180 с разгрузочной щелью 200—220 или 170—180 мм.

Среднее дробление магнетитовых кварцитов ведут в дробилках КСД-2200 как с предварительным грохочением, так и без него.

Для мелкого дробления применяют дробилки КМД-2200 с предварительным грохочением по готовому классу. Крупность дробленой руды при этом должна составлять 25—0 мм независимо от числа стадий дробления. Однако при открытых циклах дробления в дробленой руде содержится от 5 до 15% класса +25 мм. Для дальнейшего снижения крупности дробленой руды в последние годы на ГОКах начали применять замкнутые циклы дробления в последней стадии.

Измельчение магнетитовых кварцитов осуществляется по двух-, трех- и четырехстадиальным схемам с применением стальных мелющих тел, самоизмельчением, рудногалечным измельчением, а также комбинированными методами.

При измельчении стальными мелющими телами применяют шаровые и стержневые мельницы. Стержневые мельницы, как правило, работают в открытом цикле. Они выполняют роль поддразнивающего агрегата и служат как бы пятой стадией дробления. Снижение крупности питания шаровых мельниц до 12—0 мм по-

вышает их производительность почти в два раза. Шаровое измельчение производится в замкнутом цикле со спиральными классификаторами или гидроциклонами.

Доизмельчение промпродуктов по всем схемам производится в мельницах, работающих в замкнутом цикле с гидроциклонами.

Обогащение магнетитовых кварцитов осуществляется магнитным методом в слабом магнитном поле в II—V стадий на барабанных магнитных сепараторах различных типов.

Характерным для обогащения магнетитовых кварцитов является применение разветвленных схем магнитной сепарации, что позволяет без переизмельчения вывести из процесса пустую породу по мере ее раскрытия.

На рис. 80 представлена типичная качественно-количественная схема обогащения магнетитовых кварцитов.

Дробленая руда поступает в корпус обогащения, где распределяется по бункерным ячейкам, откуда дозируется на отдельные секции производительностью 250 т/ч. Приведенные на схеме показатели: γ — выход продуктов разделения, β — содержание железа в отдельных продуктах и ϵ — извлечение металла в продукты, выражены в процентах.

При содержании железа в исходной руде 34,9% получают конечный концентрат и хвосты с содержанием железа 65,2 и 11,7% соответственно. Такие показатели достигают последовательным (стадиальным) уменьшением крупности измельченной руды, обесшламливанием и многоразовой перечисткой промпродуктов магнитной сепарации. Содержание готового класса крупности ($-0,074$ мм) для данной схемы составляет 20; 30; 50 и 95% соответственно для I—IV стадий измельчения.

Стадиальное удаление хвостов позволяет лучше раскрывать рудную фазу (последовательно уменьшать содержание сростков), без ее переизмельчения.

Гематито-магнетитовые руды в общем объеме перерабатываемого железорудного сырья занимают около 25%. Основными рудными минералами являются магнетит и гематит (мартит), соотношение которых изменяется в широких пределах. Обогащение гематито-магнетитовых руд в зависимости от вкрапленности рудных и нерудных минералов производится по различным комбинированным магнитно-гравитационным и магнитно-флотационным схемам.

Типичная магнитно-гравитационная схема переработки крупновкрапленных гематито-магнетитовых руд включает трех- или четырехстадиальное дробление до крупности 25—0 мм, двустадийное грубое измельчение до крупности 40—45% класса $-0,074$ мм, магнитную сепарацию измельченного материала в слабом поле с выделением готового магнетитового концентрата и гравитационное разделение слабомагнитного (гематита) и немагнитного (кварца) продуктов. Гравитационное разделение может осуществляться в отсадочных машинах или на винтовых сепараторах и концентрационных столах. При тонкой вкрапленности и для доводки концент-

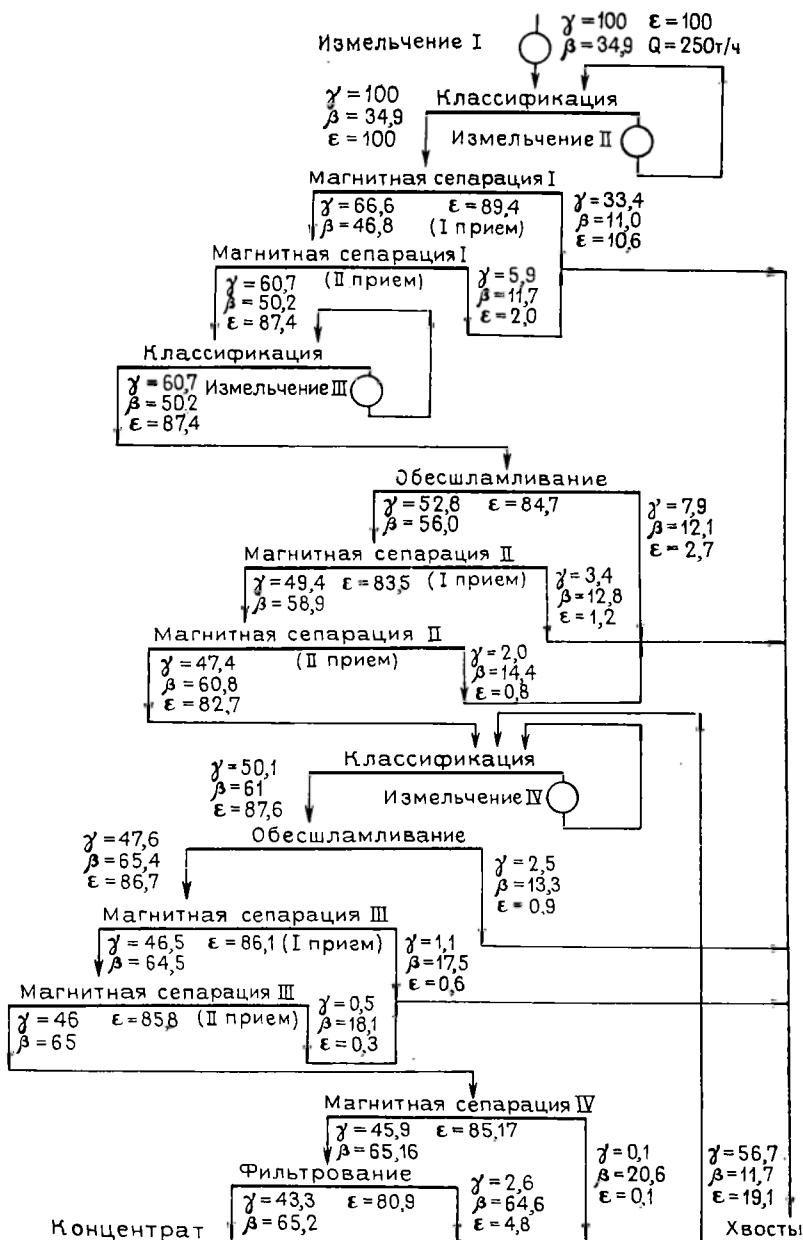


Рис. 80. Качественно-количественная схема обогащения магнетитовых кварцитов

ратов применяют тонкое грохочение, электрическую сепарацию и флотацию.

Гематитовые руды характеризуются преимущественным содержанием слабомагнитного гематита и довольно разнообразным составом вмещающих пород: от прочных кварцитов до глинистых веществ и гидроокислов, имеющих повышенную влажность.

Обогащение гематитовых руд производят промывкой, гравитационным, флотационным, магнитным и обжигмагнитным методами. В качестве доводочных операций можно использовать флотацию и электрическую сепарацию. Сочетание указанных методов в схемах обогатительных фабрик весьма разнообразно и определяется текстурно-структурной характеристикой руды.

При переработке разубоженных руд целесообразно применять предварительное обогащение в тяжелых суспензиях для выделения крупнозернистых и кусковых фракций пустой породы и повышения содержания металла в руде, направляемой на дальнейшее обогащение. Тяжелые суспензии могут также применяться для выделения кондиционных концентратов и отвальных хвостов.

Для мелковкрапленных руд основным обогатительным процессом является гравитационное обогащение на винтовых сепараторах или магнитная сепарация в полиградиентных сепараторах с высокими напряженностью и градиентом магнитного поля. Тонковкрапленные руды могут обогащаться флотационными или обжигмагнитными методами. Последние, однако, из-за дороговизны и вредного влияния на окружающую среду находят ограниченное применение. Перспективными методами являются селективная флокуляция и высокоградиентная сепарация.

Бурожелезняковые руды представляют собой комплекс слабопрочных гидрооксидов железа, среди которых наиболее часто встречаются лимонит, гетит ($\text{FeO} \cdot \text{OH}$) и гидрогематит [$\text{Fe}_2\text{O}_3 \times (0,01-0,8) \text{H}_2\text{O}$] с повышенным содержанием силикатов железа. Из пустых пород бурым железнякам сопутствуют глинистые разности, кварц и другие минералы.

Содержание железа в чистых разновидностях бурожелезняковых руд достигает 60%. Однако подавляющая доля бурожелезняковых руд представлена бедными рудами, которые не могут быть использованы в металлургическом переделе без предварительного обогащения. Концентраты бурожелезняковых руд содержат не более 50—55% Fe и значительно уступают по качеству железорудному сырью, полученному из других типов железных руд. Это обстоятельство в сочетании со значительным содержанием в рудах фосфора и других вредных примесей заметно ограничило потребление бурожелезняковых руд как в СССР, так и в других странах.

Обогащение бурожелезняковых руд осуществляется по гравитационным (промывка, отсадка и др.) и комбинированным гравитационно-магнитным схемам.

Гравитационная схема обогащения с промывкой применяется при переработке бурожелезняковых руд Керченского месторождения.

Исходная руда крупностью 400 мм поступает на зубчатые валковые дробилки, где дробится до крупности 80 мм. После дробления руда направляется на промывку в корытные двухшнековые промывочные машины. Мытая руда подается на вибрационные грохоты, где отсеивается класс +8 мм, поступающий на гладковалковые дробилки. Класс —8 мм вместе с дробленным продуктом направляется на повторную промывку в корытные шнековые машины.

После второй промывки руда поступает в речные классификаторы, где обесшламливается и направляется на обезвоживание. Сливы классификатора, промывки и обезвоживания подвергаются классификации в гидроциклонах с последующей доработкой продуктов повторной классификацией и отсадкой. При такой технологии обогащения из исходной руды, содержащей 39—40% железа, получают концентрат, содержащий 46—47% железа при выходе 60%, и хвосты с содержанием 32—33% Fe. Общее извлечение металла в концентрат составляет 68—70%.

Бурожелезняковые руды Лисаковского горно-обогатительного комбината перерабатывают по более сложной схеме. Исходная руда подвергается последовательному дроблению и измельчению до 2 мм. Затем осуществляются стадийное обесшламливание, отсадка и магнитная сепарация в сильном поле по развитой технологической схеме. При этом получают более высокие показатели, чем при обогащении руд Керченского месторождения, содержание составляет, %: железа в концентрате 47—48, в хвостах 30—31 при содержании в исходном — 43—44. Выход концентрата составляет 76—77%, извлечение металла 83—84%.

Сидеритовые руды содержат железорудный минерал — сидерит (FeCO_3). Пустая порода представлена в виде глин и доломитизированных известняков.

В СССР используют сидеритовые руды Бакальской группы месторождений (Южный Урал).

Технология обогащения сидеритов на Бакальском рудоподготовительном комбинате включает дробление и грохочение исходной руды на дробильно-сортировочной фабрике с разделением на два класса: —60 +10 и —10 мм. Затем класс —10 мм агломерируется без обогащения, а класс —60 +10 мм направляется в шахтные печи, где подвергается высокотемпературному (1000—1100 °C) окислительному обжигу природным газом. При этом вследствие удаления углекислоты и карбонатов в сидеритах повышается содержание железа с 30—34 до 45—47%.

Время обжига сидерита в шахтной печи составляет 4 ч, охлаждение обожженной руды до температуры 50—100 °C ведется в течение 3 ч.

После охлаждения обожженная руда разделяется на классы крупностью —60. +10 и —10 мм, которые используют в качестве товарного продукта. Исследования показали, что эти продукты целесообразно подвергать магнитной сепарации, при этом можно выделить концентрат с содержанием железа до 52—54%.

§ 61. ОБОГАЩЕНИЕ МАРГАНЦЕВЫХ РУД

Основные запасы марганцевых руд в нашей стране сосредоточены в Никопольском и Чиатурском бассейнах в виде пластовых залежей осадочного происхождения.

Руды указанных месторождений представлены в основном окисными, карбонатными и смешанными (карбонатно-окисными) разновидностями.

Окисные руды состоят из пиролюзита MnO_2 , манганита $MnO_2 \cdot Mn(OH)_2$, псиломелана $mMnO \cdot MnO_2 \cdot nH_2O$ и др., а нерудная часть — из кварца SiO_2 , глины (алюмосиликаты — $Al_2O_3 \cdot SiO_2 \times \times Fe_2O_3 \cdot MgO$ и др.) полевых шпатов, слюды, карбонатов и др.

Карбонатные руды представлены манганокальцитом (Ca, Mn) CO_3 , родохрозитом $MnCO_3$, окисными минералами марганца. Пустая порода состоит из гидрооксидов железа, кварца, полевых шпатов, глины и др.

Характерной особенностью марганцевых руд является наличие в их составе вредных примесей, в частности фосфора P.

Поскольку основным потребителем марганца является металлургическая промышленность, удаление фосфора из марганцевых концентратов является не менее важной задачей, чем удаление пустой породы.

В зависимости от назначения к марганцевым концентратам предъявляют различные требования. Концентраты и агломераты марганцевых руд применяют во многих отраслях народного хозяйства (черная и цветная металлургия, химическая, электрохимическая промышленность и т. д.). Марганцевые концентраты, применяемые для производства чугунов, сталей и ферросплавов, нормируют по содержанию Mn, вредных примесей (SiO_2 и P), а также по крупности.

Кондиции на марганцевые концентраты из руд Никопольского месторождения приведены в табл. 6.

Марганцевые руды обогащают по схемам, включающим промывку, обогащение в тяжелых суспензиях, отсадку и магнитную

Таблица 6. Кондиции на марганцевые концентраты

Сорт концентрата	Тип	Крупность, мм	Содержание, %		
			Mn, не менее	SiO_2 , не более	влага
Окисный	Кусковой I	+8 (90%)	43	17	16
	» II	+8 (90%)	34	28	17
	Агломерационный I	-8+0 (85%)	43	17	18
	» II	-8+0 (85%)	35	29	22
	Флотационный	-1+0 (90%)	34	24	28
Карбонатный	Карбонатный I	-10+0 (85%)	26	16	18
	» II	-10+0 (85%)	23	18	20
	Флотационный	-1+0 (85%)	24	16	28

сепарацию и флотацию. В перспективе могут получить развитие фотометрическая сепарация (для смешанных окисно-карбонатных руд), селективная флокуляция, высокоградиентная сепарация, гидрометаллургические и комплексные процессы для тонковкрапленных труднообогатимых руд и тонких шламов.

Типичная гравитационно-магнитная схема обогащения окисных марганцевых руд Никопольского бассейна представлена на рис. 81. Примерно по такой схеме работает ОФ Марганецкого ГОКа. На этой фабрике из исходной руды с содержанием 27—28% Мп получают концентраты I и II сортов с содержанием Мп 44—45 и 35—36% соответственно и хвосты с содержанием Мп 13—14%. Суммарный выход концентрата составляет около 50%, а извлечение Мп в пределах 75%.

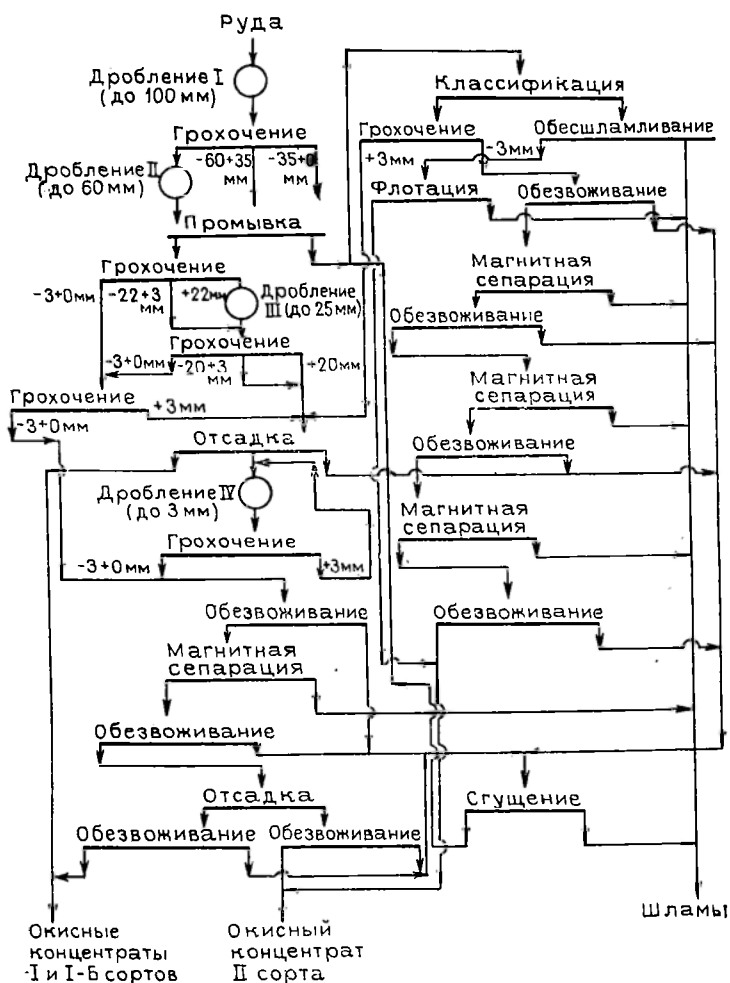


Рис. 81. Технологическая схема обогащения окисных марганцевых руд

Исходная руда подается на фабрику в ж.-д. думпкарах и затем направляется на предварительное грохочение и последующее дробление в две стадии до крупности 50—70 мм. Дробление осуществляется в зубчатых валковых или в молотковых дробилках. Дробленая руда после грохочения на три класса крупности направляется на промывку.

Промывка руды способствует освобождению марганцеворудных образований от вмещающих и сопутствующих песчано-глинистых пород, а также очищает рудные образования от нерудных примазок, чем обеспечивает в последующих разделительных операциях получение концентратов с большим содержанием марганца. Кварц, обычно сопровождающий сырую руду, также освобождается от вмещающих глинистых пород, что способствует более эффективному его удалению в хвосты.

Процессу промывки в промышленных условиях уделяется весьма серьезное внимание. Для уменьшения истирания рудных минералов применяется раздельная подача руды в ванны промывочных машин (крупные классы в начало ванн, а средние и мелкие — в середину и в конец их), способствующая также лучшему размыву глины. Кроме того, увеличивается число лопастей с башмаками промывочной машины, частично используется для промывки полоскательница, что приводит к увеличению времени промывки руды. При раздельной подаче руды в промывочную машину снижается расход электроэнергии, улучшается промывка руды и повышается извлечение марганца в мытую руду на 1,5—3%.

Необходимо стремиться к тому, чтобы в мытой руде меньше оставалось недомытой глины. Однако следует помнить, что при этом увеличиваются потери марганца со шламами в сливах промывки, особенно если в руде содержится трудноразмывающаяся глина боковых пород и безрудных глинистых прослоек.

В шламах, поступающих в слив промывочных машин, преобладают зерна крупностью менее 0,1 мм. С увеличением крупности зерен в шламах содержание марганца увеличивается.

Мытая руда после соответствующего дробления и грохочения с целью лучшего раскрытия рудной фазы, направляется на отсадку. Перед отсадкой руда разделяется на классы —25+10; —10+4; —4+1 и —1 мм, которые обогащаются в отдельных отсадочных машинах. Такая классификация руды по узкой шкале необходима, поскольку разница в плотностях марганецсодержащих минералов и кварца небольшая.

Отсадка крупных (+12 мм) и средних (—10+3 мм) классов обычно производится без искусственной постели. Отсадка мелких классов (—3 мм) производится с естественной или искусственной постелью.

Для отсадки крупнозернистых продуктов применяют отсадочные машины с подвижным решетом и воздушно-пульсационные МОБК-8, МБОМ-К-6. Для отсадки мелкого зерна применяют отсадочные машины ОТ-48 и модернизированные беспоршневые ОМТК-3.

Магнитная сепарация применяется для дообогащения измельченных промпродуктов отсадки крупностью — 3 мм, а также для обогащения пескового зернистого продукта классификации слива промывочных машин. Для сепарации используют валковые электромагнитные сепараторы с магнитным полем высокой напряженности.

В настоящее время наибольшее применение находят сепараторы ЭРМ-4, имеющие высокую производительность и лучше технико-экономические показатели.

Обогащение промпродуктов и шламов — является сложной задачей, поскольку они имеют незначительное содержание марганца и высокое фосфора. По принятым технологическим схемам эти продукты подвергают измельчению, многостадийному обесшламливанию и флотации. Применение флотации с тремя перечистками концентрата и контрольной флотацией хвостов позволяет из промпродуктов и шламов промывки получать концентрат с содержанием 37—44% Мп и 0,3—0,45% Р.

Для обогащения и обесфосфоривания бедных тонковкрапленных руд, не обогащенных физическими методами, для дообогащения измельченных промпродуктов, доводки и обесфосфоривания концентратов магнитной сепарации, коллективной и селективной флотации может применяться химическое обогащение.

Известно большое число химических способов обогащения марганцевых руд: азотнокислый (гаусманитовый), содовый, дитионатный, сульфатный и др.

Все эти способы являются сложными и дорогостоящими. В настоящее время действует опытно-промышленная секция обогащения марганцевых шламов дитионатным способом на Грушевской ЦОФ Марганецкого ГОКа.

§ 62. ОБОГАЩЕНИЕ ХРОМОВЫХ РУД

Хромовые руды в СССР представлены сплошными или массивными и вкрапленными рудами, сложенными хромшпинелидами, силикатами, хлоритами и др. Качество хромовых руд определяется количественным соотношением оксидов Cr_2O_3 , FeO , Fe_2O_3 , MgO , Al_2O_3 в хромосодержащих минералах — хромшпинелидах.

Ценность товарных хромовых руд зависит от их назначения: для производства ферросплавов, хромовых соединений, огнеупорных изделий и др. Так, например, для производства ферросплавов они нормируются по химическому составу, %: Cr_2O_3 47—50; SiO_2 7—10; $\text{Cr}_2\text{O}_3/\text{FeO}$ 3—3,5 и Р 0,008.

К балансовым запасам причисляют руды, содержащие 32—33% Cr_2O_3 при отношении $\text{Cr}_2\text{O}_3/\text{FeO}$ не менее 2,5.

В настоящее время в подавляющем большинстве случаев добывают и используют богатые хромовые руды с содержанием не менее 45% оксида хрома Cr_2O_3 . Их подвергают только дроблению и грохочению на отдельные товарные сорта по крупности. Однако, в связи с тем, что запасы богатых руд уменьшаются, а требования

к качеству товарных концентратов повышаются, разрабатываются и начинают использоваться более сложные технологические схемы глубокого обогащения хромовых руд.

Схема обогащения хромовых руд на обогатительной фабрике Донского ГОКа (рис. 82) включает двухстадийное дробление исходной руды до крупности 80 мм; грохочение на классы —80+25; —25+6 и —6+0 мм.

Класс —80+25 мм подвергается обогащению в тяжело-средних сепараторах в две стадии при плотностях разделения 2700 и 3500 кг/м³. При этом получают товарный концентрат, промежуточный продукт и хвосты с содержанием Cr_2O_3 соответственно 54—55; 44—45; 5—6%. Промпродукт додрабливают до 10 мм, смешивают с классом —6+0 мм и направляют на подготовительное мокрое грохочение перед отсадкой. Раздельной отсадке подвергают классы крупностью —10+3 и —3+0 мм. При этом получают товарные концентраты, промпродукты и хвосты. Промпродукты отсадки измельчают до крупности 0,5 мм и после обесшламмливания обогащают на винтовых сепараторах (или концентраторах).

Принятая технологическая схема позволяет получать несколько концентратов различной крупности с содержанием Cr_2O_3 от 54 до 57% и хвосты с содержанием Cr_2O_3 — от 6 до 26%. Суммарное извлечение Cr_2O_3 в концентраты при этом составляет 88—90%.

§ 63. КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ РУД ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

По своему минеральному составу руды черных металлов относятся к комплексным, поскольку они содержат попутные минералы и элементы.

Железные руды содержат более десяти сопутствующих полезных компонентов (ванадий, кобальт, медь, фосфор, серу, бор, тантал, ниобий, цирконий и др.).

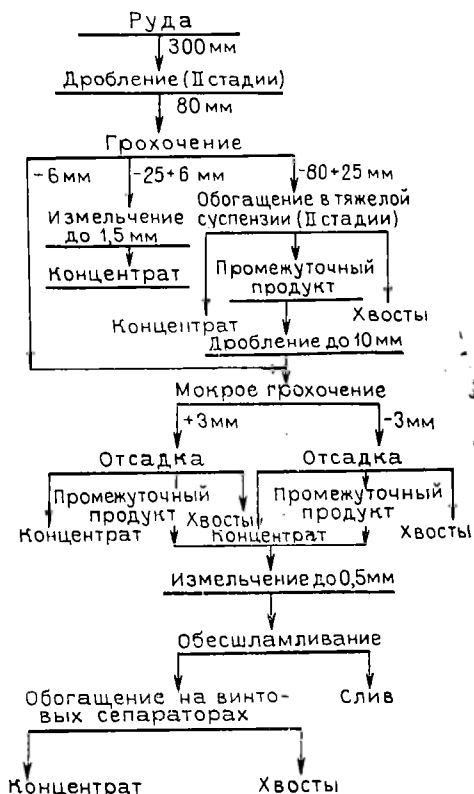


Рис. 82. Технологическая схема обогащения хромовых руд

Примером рационального комплексного использования руд черных металлов является технология переработки титаномагнетитовых руд Качканарского ГОКа. При плавке железосодержащих концентратов этих руд ванадий переходит в шлаки, которые затем перерабатываются для получения пятиоксида ванадия и феррованадия.

При производстве железорудных концентратов на Соколовско-Сарбайском ГОКе осуществляется в опытно-промышленном масштабе попутное извлечение серы, цветных и редких металлов.

Большие возможности расширения сырьевой базы строительной индустрии заключены в использовании скальных пород вскрыши железорудных карьеров и хвостов ГОКов.

Хвосты железорудных ГОКов можно использовать для получения щебня и песка.

Детально изучены хвосты сухой магнитной сепарации Полтавского ГОКа. Установлено, что по химическому составу они характеризуются содержанием кремнезема до 70% и железа 14—18%, обладают слабой магнитной восприимчивостью и устойчивостью в отношении железистого распада, неакционноспособны, имеют малую пористость (0,4—0,8%), предельное напряжение сжатия 110—120 МПа, относятся по износу к марке И-1, по сопротивлению удару — к марке 4-75, выдерживают 50—100 циклов на морозостойкость. Полученные данные свидетельствуют, что хвосты могут быть использованы в качестве щебня и заполнителя для бетонов.

Глава 14

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

§ 64. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Цветные металлы и их сплавы играют важную роль в развитии народного хозяйства.

Цветные металлы и сплавы — наиболее дефицитные и дорогостоящие материалы, природные запасы их рудного сырья не возобновляются. Это обязывает нас беречь цветные металлы, экономно и рационально расходовать их как в процессе добычи и производства, так и в потреблении.

Руды цветных металлов различаются по химическому и минеральному составу, по содержанию ценных компонентов, размеру и характеру вкрапленности, крепости, текстурным особенностям, степени окисленности, дробимости, обогатимости. Все эти свойства зависят от условий образования (генезиса) и залегания того или иного типа руд.

Руды, содержащие в своем составе один ценный металлический компонент, называются *монометаллическими*, а два и более *поли-*

металлическими. Комплексное использование сырья предусматривает извлечение всех ценных компонентов, содержащихся в добываемых рудах.

В зависимости от содержания ценных компонентов в отдельных месторождениях руды подразделяют на следующие типы: медно-пиритные, медно-цинковые, медно-никелевые, молибденовые, медно-молибденовые, свинцовые полиметаллические, вольфрамовые, молибдено-вольфрамовые и др.

По содержанию ценных компонентов руды делятся на богатые, бедные и забалансовые (непромышленные). Например, медная руда считается промышленной, если в ней содержится более 0,4% меди, а молибденовая — при содержании в ней сотых долей процента молибдена.

Во многих рудах цветных металлов кроме основных, в незначительных количествах присутствуют другие полезные компоненты в виде изоморфных примесей, химически связанные с ценным минералом. Эти компоненты называются сопутствующими, они обычно переходят при обогащении в основной концентрат. Например, платиновые металлы в медно-никелевых рудах, рений — в медно-молибденовых рудах, кадмий в цинковых рудах. Непрерывное снижение содержания цветных металлов в добываемых рудах при постоянном росте их потребления требует увеличения объема добываемой горной массы примерно в два раза каждые 10 лет.

Ценность минералов, как и руд, относительна. Так, в медно-пиритных рудах, наряду с медьсодержащими, основным минералом является пирит FeS_2 . Если пирит экономически выгодно использовать для производства железа или серной кислоты, то он считается ценным, а если его извлечение и переработка экономически невыгодны, то он не может в данном конкретном случае считаться ценным.

Только незначительная доля весьма богатых руд цветных металлов пригодна для непосредственной переработки на металлургических и химических заводах. Для промышленного использования вовлекаются все более бедные по содержанию полезных компонентов и сложные по составу полезные ископаемые.

Ниже приведены некоторые данные по содержанию металлов в рудах и концентратах для металлургической переработки, указывающие на необходимость обогащения.

Содержание различных металлов в рудах и концентратах

Металл	Cu	Pb	Zn	Sn	Mo	W
Содержание, %:						
в руде	0,4—2	1,3—3	2—4	0,3—1	0,1—0,5	0,05—0,3
требуемое содержание в концентрате	15—40	40—73	45—56	45—60	45—51	50—65

Видно, что содержание металла в концентрате, поступающем на металлургическую переработку, должно в десятки и даже сотни раз превышать содержание этого металла в добываемых рудах. От содержания металла в концентрате, поступающем на металлургическую переработку, зависят производительность металлургиче-

ского завода, расход топлива и материалов, потери металла и себестоимость готовой продукции.

Показатели выплавки свинца в зависимости от его содержания в концентрате

Содержание свинца в концентрате, %	50	30
Относительная производительность завода, %	100	53
Расход кокса на выплавку 1 т свинца, т	1	2,6
Извлечение свинца, %	96	91
Потери свинца, %	4	8,8

В последние годы в связи с интенсификацией горнодобывающих процессов происходит значительное разубоживание добываемой руды за счет попадания больших количеств пустой породы. Учитывая высокую стоимость измельчения и обогащения, целесообразно применять предварительную концентрацию рудного сырья, используя для этой цели тяжелосреднее обогащение, отсадку или радиометрическую и фотометрическую сортировку. Это позволяет сконцентрировать и усреднить руды по сортам, отделить из крупнодробленой руды до 50% пустой породы, снизить затраты на последующее измельчение и флотацию.

В связи с мелкой и тонкой вкрапленностью минералов в рудах цветных металлов, основным методом их обогащения является флотация. Широкое применение этого метода обусловлено различиями в физико-химических свойствах поверхностей разделяемых минералов, вызванными особенностями минерального и вещественного состава руд цветных металлов.

Конечная крупность измельчения руды должны удовлетворять следующим требованиям: полученные зерна должны иметь флотационную крупность, способствующую их эффективному закреплению на пузырьках воздуха; при этом основная масса флотируемых минеральных зерен должна быть освобождена из сростков с пустой породой перед коллективной флотацией и из сростков друг с другом перед селективной флотацией. Многочисленные исследования и данные практики показывают, что лучше всего флотируются зерна минералов, крупность которых находится в пределах 10—100 мкм.

Выбор рациональной схемы тонкого измельчения с последующими операциями классификации и обогащения определяется в основном крупностью и формой рудных и нерудных минералов, плотностью и крепостью, степенью окисляемости, способностью к шламообразованию, требованиями к продуктам обогащения.

§ 65. ОБОГАЩЕНИЕ МЕДНЫХ И МЕДНО-ПИРИТНЫХ РУД

Исключительные свойства меди — высокие электро-, теплопроводность и пластичность — обусловили ее широкое применение в технике. Около 40% производимой меди используется в виде различных сплавов и до 50% — в электротехнической промышленности для производства кабелей, проводов, шин. Медь используется также для приготовления минеральных пигментов, в качестве материала для художественного литья.

Ежегодное потребление меди в развивающихся странах составляет около 490 тыс. т; в Японии 800 тыс. т; Великобритании — более 550 тыс. т; ФРГ — 670 и во Франции 340 тыс. т. Предполагается, что потребление меди ежегодно будет увеличиваться на 4—6% и объем добываемых медных руд к 2000 г. возрастет в 4—5 раза по сравнению с 1970 г.

Самородная медь (97—99% меди) встречается крайне редко.

Основным источником получения меди являются медьсодержащие руды. Из известных в настоящее время 170 минералов, промышленное значение имеют около 17. В зависимости от состава рудных минералов различают сульфидные и окисленные медные руды, встречаются также руды смешанного состава. Основные сульфидные минералы меди перечислены ниже.

Борнит (Cu_5FeS_4) — вторичный сульфидный минерал меди, присутствует в основном в халькопирит-борнитовых рудах. Так же как и халькопирит, хорошо флотируется ксантогенатами. Подавляют борнит комплексными цианидами железа.

Халькопирит или медный колчедан (CuFeS_2) — встречается в месторождениях почти всех генетических типов. Хорошо флотируется при применении в качестве собирателей ксантогенатов и дитилофосфатов. Подавляющее действие на халькопирит оказывают цианиды.

Халькозин (CuS_2) — встречается в скарных, а также некоторых колчеданных месторождениях. Хорошо флотируется ксантогенатами и аминами. Подавляется цианидами при больших расходах в присутствии сульфата натрия Na_2SO_3 , гипосульфита $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$.

Ковеллин (CuS) — вторичный сульфидный минерал, присутствует в сплошных зернистых массах. Его флотационные свойства близки к свойствам халькозина.

Энаргит (Cu_3AsS_4) — встречается в гидротермальных медно-колчеданных и медно-порфиновых рудах. По флотуемости близок к борниту.

Кроме перечисленных минералов необходимо отметить также сульфидные минералы *кубанит* (CuFe_2S_3) и *талнахит* $\text{Cu}_9\text{Fe}_8\text{S}_{16}$, встречающиеся в месторождениях медно-никелевых руд. К окисленным минералам меди относятся: *куприт* — Cu_2O , встречается в зоне окисления медных месторождений; *малахит* $\text{Cu}_2(\text{CO}_3)(\text{OH})_2$ — основной промышленный минерал из окисленных медных руд, образуется при замещении известняков сульфатными растворами меди в зоне окисления сульфидных медных месторождений; *азурит* $\text{Cu}_3(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2$ — образуется при окислении первичных рудных минералов меди — халькопирита, борнита. Все окисленные минералы обладают слабой флотационной активностью, флотируются жирнокислотными собирателями и их мылами.

Практически во всех медьсодержащих рудах, так же как и полиметаллических, имеются сульфиды железа, основными из которых являются хорошо флотуемый пирит FeS_2 , пирротин Fe_{1-x}S , а также сопутствующие минералы и примеси, такие, например, как

молибден, серебро, золото, кобальт, цинк, никель, свинец, мышьяк, олово, селен, теллур и др.

К основным промышленно-генетическим типам медьсодержащих руд относятся: медно-порфировые, медистые песчаники, медно-колчеданные, медно-никелевые, скарновые, кварцево-сульфидные, медно-висмутовые, медно-свинцово-цинковые.

Медно-порфировые руды — основной источник получения меди. Рудными минералами этого типа руд являются малахит, азурит, куприт, халькозин, пирит. Содержание сульфидов в рудах составляет 3—4%. Иногда в рудах присутствуют сфалерит (ZnS), галенит (PbS), гематит (Fe_2O_3) и почти всегда присутствует молибден, который извлекается наряду с медью. Содержание меди в медно-порфировых рудах изменяется от 0,4 до 1,2%. В СССР к таким месторождениям относятся Коунрадское, Алмалыкское, Каджаранское.

Источником получения меди являются также месторождения *медистых песчаников*. В них сосредоточено около 30% всех запасов меди. Сульфидов в этих рудах не более 15%, в основном в виде халькозина, частично — борнита и халькопирита. В зоне окисления встречаются малахит, азурит, хризосола. В виде примесей присутствуют свинец, цинк, серебро, иногда кобальт. Месторождениями этого типа руд являются Джезказганское, Удоканское.

На долю медно-пиритных руд приходится около 20% запасов меди, представленной на 90% сульфидами. Такие руды сосредоточены в Красноуральском, Дегтярском, Карабашском, Гайском (Уральская группа), а также Урупском, Худесском, Маднеульском месторождениях (Кавказская группа). Главным рудным минералом месторождений является пирит, содержатся также халькопирит, борнит, халькозин.

К *скарновым* месторождениям в СССР относится Саякское (Казахстан). Здесь руды комплексные, в них наряду с халькопиритом присутствуют молибден, вольфрам, кобальт, магнетит и др.

Остальные генетические типы руд распространены незначительно. Нерудные минералы в месторождениях всех типов представлены кальцитом ($CaCO_3$), кварцем (SiO_2), серицитом, хромитом ($FeCr_2O_4$), баритом ($BaSO_4$), сидеритом ($FeCO_3$), полевыми шпатами.

По текстурным особенностям медьсодержащие руды делятся на сплошные и вкрапленные. Сплошные руды относятся к богатым и характеризуются высоким содержанием пирита (FeS_2) — до 42%. Вкрапленные руды являются более бедными.

В зависимости от содержания меди руды подразделяются на богатые (содержание меди более 2%), средние (0,8—2%), бедные (0,5—0,8%).

По минеральному и химическому составу месторождения руд делятся на сульфидные, в которых содержание сульфидных минералов составляет более 75%, смешанные — с содержанием сульфидных минералов от 25 до 75% и окисленные, в которых содержание сульфидов не превышает 25%.

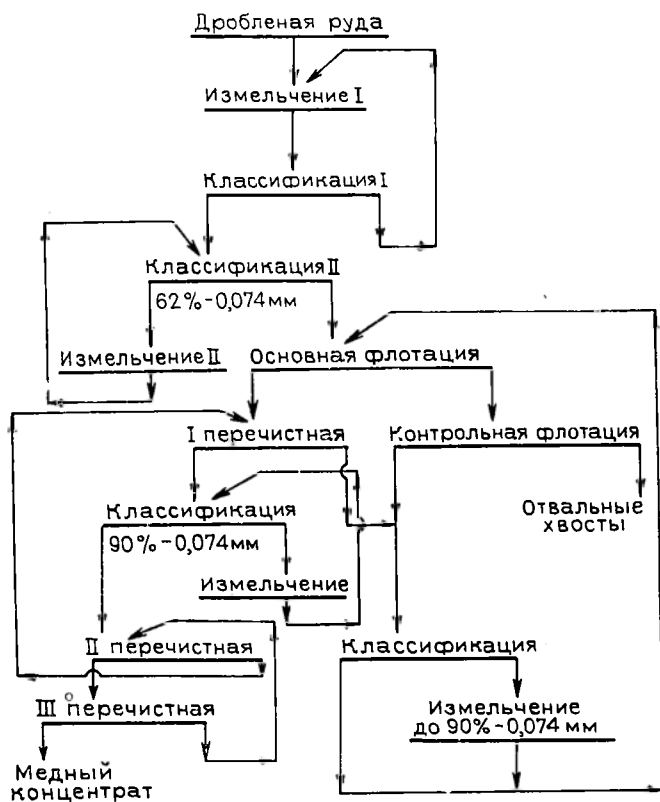


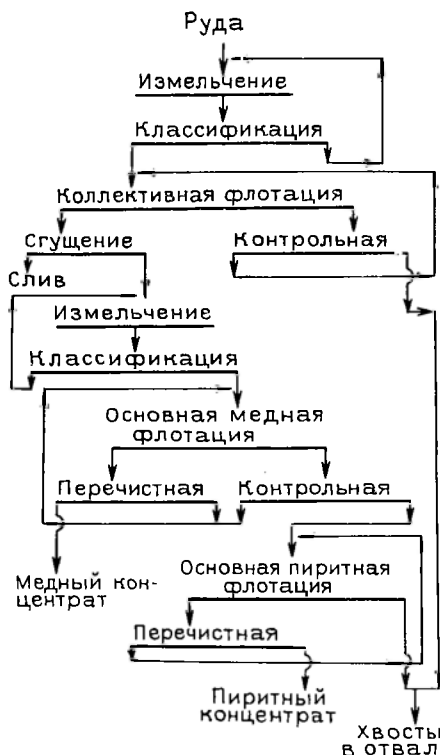
Рис. 83. Технологическая схема обогащения медных руд

Технологические схемы переработки медных руд зависят от их типа, характера вкрапленности и срастания медьсодержащих минералов и пирита между собой, а также с минералами пустой породы.

По наиболее простым схемам обогащают вкрапленные сульфиды медистых песчаников и медно-порфировых руд с невысоким содержанием пиритной серы.

Технологическая схема обогащения медных руд (рис. 83) включает операции дробления, измельчения и классификации, с помощью которых руда раскрывается до флотационной крупности, затем подвергается флотации в слабощелочной среде, создаваемой известью. В качестве собирателей сульфидных медных минералов применяются ксантогенаты (расход 10—30 г/т) и дитиофосфаты (10 г/т), в качестве вспенивателей — сосновое масло, Т-66. Концентрат основной флотации переотстиляют один—три раза, хвосты подвергают контрольной флотации. При флотации таких руд получают концентрат с содержанием меди 20—25%, извлечение меди в концентрат достигает 95%.

Рис. 84. Технологическая схема обогащения медно-пиритных руд



Если в руде кроме медных минералов имеется повышенное содержание сульфидов железа (FeS_2), то при обогащении получают два концентрата — медный и пиритный. В этом случае для обогащения применяется *коллективно-селективная* или *прямая селективная схема*.

При коллективно-селективной схеме обогащения медно-пиритных руд (рис. 84) после грубого измельчения сульфиды меди и пирита извлекаются в коллективный концентрат с последующими операциями перечистой и контрольной флотации. При этом получают хвосты с отвальным содержанием меди.

Коллективный концентрат доизмельчают до 90—95% класса —0,074 мм и направляют на селективную флотацию при pH 12 для отделения медных минералов от пирита. В медной флотации пирит подавляют цианидом. Хвосты контрольной медной флотации содержат 30—35% серы и направляются на пиритную флотацию, которая осуществляется при pH 5—7. В кислой среде пирит хорошо флотируется.

Если в руде присутствуют окисленные минералы, содержащие медь в виде малахита или азурита, пульпу вначале обрабатывают раствором сернистого натрия (Na_2S). В результате действия сернистого натрия окисленные минералы покрываются пленкой сульфида меди, после чего руда флотируется как обычные сульфиды.

Таблица 7.. Технические требования (состав, %) к медным концентратам, получаемым из медьсодержащих руд по ОСТ 48—77—74

Марка кон- центрата	Медь, не ме- нее	Примеси, не более		Марка кон- центрата	Медь, не ме- нее	Примеси, не более	
		Zn	Pb			Zn	Pb
КМ-0	40	2	2,5	КМ-4	23	10	7
КМ-1	35	2	3	КМ-5	20	10	8
КМ-2	30	3	4,5	КМ-6	18	11	9
КМ-3	25	3	4	КМ-7	15	11	9
				ППМ-8	12	11	9

При использовании *прямой селективной схемы* медно-пиритную руду сразу измельчают до 85% класса — 0,074 мм, затем проводят основную медную флотацию при pH 11—12, медный концентрат доизмельчают и перечищают. Хвосты медной флотации являются пиритным концентратом.

Руды рассматриваемых типов кроме основных минералов могут иметь незначительные содержания магнетита, свободного золота, серебра, сульфидов цинка и свинца. В этом случае магнетит извлекается из хвостов медной или пиритной флотации магнитной сепарацией при напряженности магнитного поля 65—85 кА/м; сульфиды свинца и цинка выделяются в концентрат. Содержащиеся в руде золото и серебро переходят в медные концентраты или извлекаются из продуктов обогащения гравитационными методами.

Требования к качеству концентратов, получаемых из руд цветных и редких металлов, определены ОСТами, ГОСТами и техническими условиями Министерства цветной металлургии СССР. В обозначении марок концентратов буквы указывают наименование концентратов, цифры после букв — степень чистоты по содержанию примесей.

Технические требования к медным концентратам по ОСТ 48—77—74 приведены в табл. 7.

Пиритные концентраты, получаемые при обогащении медных и других сульфидных руд, должны соответствовать требованиям ГОСТ 444—75 «Колчедан серный флотационный» (табл. 8).

Таблица 8. Технические требования (состав, %) к пиритным концентратам

Марка концентрата	Сера сульфидная, не менее	Свинец и цинк, не более (в сумме)	Влага
КСФ-0	50	Не нормируется	3
КСФ-1	48	1	3
КСФ-2	45	1	3
КСФ-3	42	1	3
КСФ-4	38	1	3

Цинк, как и медь, довольно широко применяется в промышленности. В холодном состоянии этот металл довольно хрупок, но при нагревании до 100—150 °С приобретает пластичность, допускающую прокат тончайших листов (до 50 мкм), при повышении температуры до 200 °С вновь становится хрупким.

Значительная часть цинка идет для нанесения покрытий на железные и стальные изделия, при этом цинк в течение многих лет хорошо защищает основной металл от коррозии. В промышленности широко применяются сплавы цинка с алюминием, медью и магнием. С медью цинк образует важную группу сплавов — латуни. Значительная доля цинка расходуется на изготовление гальванических элементов, полупроводников, люминофоров. Применяется цинк для рафинирования свинца от благородных металлов, служит восстановителем в химико-металлургических процессах.

Предполагается, что к 2000 г. потребление цинка в капиталистических и развивающихся странах возрастет до 8—9 млн. т в год при общих его запасах в различных рудах 350—400 млн. т.

Известно более 60 минералов, в состав которых входит цинк, из них промышленное значение имеют сфалерит (сульфидный минерал), смитсонит и каламин (окисленные).

Сфалерит (цинковая обманка) ZnS — сульфид цинка, серого цвета, обладает алмазным блеском, содержит в виде изоморфных примесей железо, марганец, кадмий, галлий, германий, индий, кобальт, ртуть.

Смитсонит ZnCO_3 — хрупкий, белого цвета с зеленоватым, бурым или сероватым оттенком, относится к карбонатам, содержит в виде примесей железо, марганец, кадмий, кобальт, магний, свинец.

Каламин $2\text{ZnO} \cdot \text{SiO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$ — беловато-зеленого цвета (при наличии железа), голубоватого (при наличии меди), образуется в зоне окисления свинцово-цинковых руд.

Медно-цинковые руды представлены двумя типами: вкрапленными, содержание сульфидов в которых не превышает 20—50%, и сплошными (колчеданные), содержание сульфидов в которых достигает 90% и более (особенно пирита и халькопирита).

Все колчеданные руды отличаются разнообразной структурой и сложным минеральным составом (в них обнаружено около 130 минералов). В СССР месторождения медно-цинковых руд расположены на Урале (Учалинское, Карабашское месторождения и др.) и являются в основном колчеданными. Вкрапленность цинковых минералов изменяется в пределах 0,001—0,5 мм, пирита — 0,001—30 мм. Наличие в рудах минералов меди и флотоактивного пирита создает значительные трудности при их селективном разделении. Медно-цинковые руды обогащаются по схемам прямой селективной или коллективно-селективной флотации с получением медного и цинкового концентратов.

На рис. 85 приведена коллективно-селективная схема обогащения медно-цинковых тонковкрапленных руд.

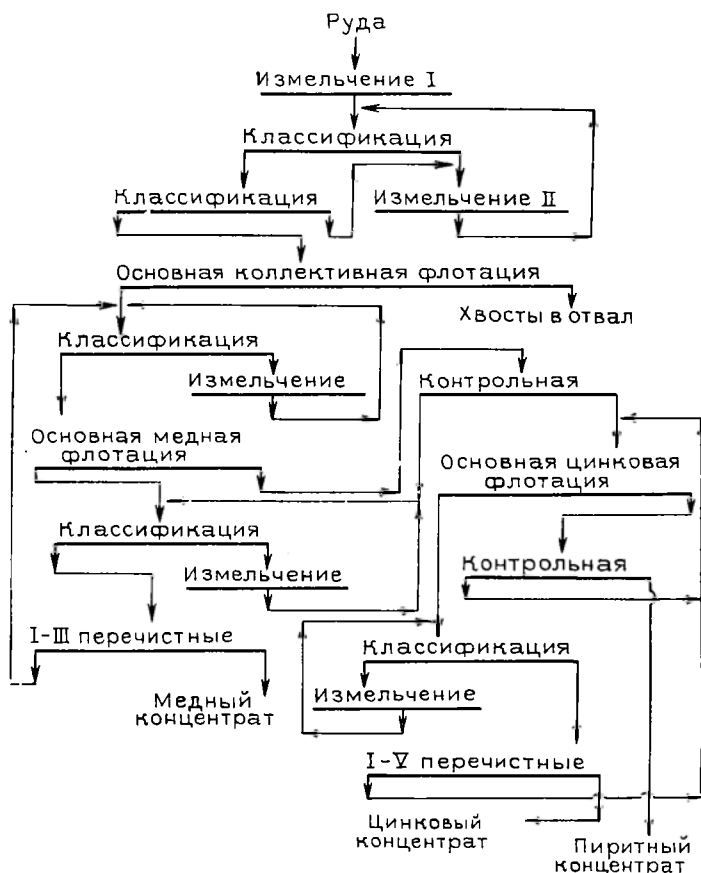


Рис. 85. Технологическая схема обогащения медно-цинковых руд

Технологическая схема включает следующие операции:

измельчение руды до 85—92% класса —0,074 мм; выделение коллективного медно-цинкового концентрата в известковой среде. В качестве собирателя используются бутиловый ксантогенат (расход 150 г/т) и аэрофлот (15 г/т), в качестве вспенивателя — Т-66, с последующим селективным разделением;

медную флотацию (собиратель — ксантогенат, рН 7,8—8,2), пирит и сфалерит подавляются сернистым натрием (расход 100—150 г/т), цинковым купоросом (600—700 г/т) в присутствии извести;

основная цинковая флотация выполняется при следующем реагентном режиме: бутиловый ксантогенат 35—45 г/т, медный купорос 300—350 г/т (для активации минералов цинка), среда щелочная.

При флотации пиритных медно-цинковых руд хвосты цинковой флотации являются готовым пиритным концентратом, при флота-

Таблица 9. Технические требования (состав, %) к цинковым концентратам, получаемым из цинксодержащих руд по ОСТ 48—31—81

Марка кон- центра	Цинк, не менее	Примеси, не более			
		Fe	SiO ₂	Cu	As
КЦ-0	59(60)	4(3,8)	2(1,8)	0,9(0,8)	0,05(0,05)
КЦ-1	56	5	2	1	0,05
КЦ-2	53	7	3,5	1,2	0,1
КЦ-3	50	9	4	1,5	0,1
КЦ-4	45	12	5	2,5	0,5
КЦ-5	40	13	6	3	0,5
КЦ-6	40	16	10	4	0,6

ции вкрапленных руд получают пиритсодержащие хвосты, которые подвергают перефлотации в слабокислой среде с получением пирита.

Цинковые концентраты, получаемые при обогащении цинксодержащих руд, должны удовлетворять техническим требованиям по ОСТ 48-31-81 (табл. 9).

В цинковые концентраты, получаемые из медно-цинковых руд, извлекаются и сопутствующие металлы: кадмий, теллур, серебро, индий, кобальт, золото, ценность которых составляет 8—10% ценности руды.

Редкие и рассеянные элементы из продуктов обогащения можно достаточно эффективно извлечь методами пиро- и гидрометаллургии.

§ 67. ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКИХ РУД

Свинец широко используется в технике. Из него изготавливают кабели и пластины аккумуляторов, антикоррозийную и стойкую в агрессивных средах аппаратуру и др. Свинец хорошо поглощает γ- и рентгеновское излучение, поэтому его применяют при изготовлении средств защиты при работе с радиоактивными веществами. Органическое соединение свинца — тетраэтилсвинец применяется в качестве антидетонационной добавки к моторному топливу.

Добыча и переработка свинца ежегодно возрастают. Предполагается, что в капиталистических и развивающихся странах к 2000 г. потребление свинца достигнет 6,5 млн. т.

Свинец входит в состав почти 150 минералов, промышленное значение имеют галенит, церуссит, англезит.

Галенит (свинцовый блеск) PbS — хрупкий сульфид свинца, свинцово-серого цвета, обладает металлическим блеском, содержит 86,6% свинца и 13,4% серы. Основными примесями в галените являются серебро, висмут, кадмий, сурьма, медь, олово, индий, железо, марганец, цинк, которые могут значительно влиять на процесс обогащения.

Церуссит $PbCO_3$ — буровато-серого цвета с желтоватым оттенком, алмазного блеска, минерал мягкий, весьма хрупок, с незначительным содержанием кальция, цинка, стронция, магния.

Англезит $PbSO_4$ — беловато-серого, желтого или бурого цвета, хрупкий, при измельчении легко шламуется, образуется в зонах окислений свинцово-цинковых месторождений.

Кроме перечисленных, в промышленных месторождениях встречаются *вульфенит* $PbMoO_4$, *пироморфит* $Pb_5(PO_4)_3Cl$.

Чистые свинцовые руды, не содержащие других тяжелых цветных металлов, встречаются относительно редко. Минералы свинца в природе чаще всего встречаются совместно с минералами цинка и меди в виде комплексных свинцово-цинковых или медно-свинцово-цинковых руд:

Месторождения свинецсодержащих руд подразделяются на следующие типы: *скарновые*, *колчеданные*, *стратиморфные*, *метасоматические* и *жилые*.

Скарновые содержат галенит, сфалерит и пирротин, пустая порода в них представлена минералами диопсид-гранатового состава (Алтын-Топканское, Кансайское и другие месторождения).

Сложным химическим составом и тонким взаимным проращением минералов характеризуются *колчеданные* руды. Они относятся к полиметаллическим, так как помимо свинца и цинка содержат медь, золото, серебро, олово, висмут, барий, флюорит и в значительном количестве пирит и пирротин (Холоднинское, Орловское, Озерное и другие месторождения).

Руды *стратиморфных* месторождений (Горевское, Миргалимсайское) характеризуются высоким содержанием свинца и цинка. Рудные минералы здесь представлены галенитом, сфалеритом, церусситом, англезитом, нерудные — кварцем, доломитом, баритом.

Запасы *метасоматических* руд в СССР незначительны. В месторождениях *жильного* типа (Згидское и др.) рудные минералы представлены галенитом, сфалеритом, нерудные — кварцем, кальцитом.

По степени окисленности свинецсодержащие руды делятся на сульфидные, смешанные и окисленные.

Комплексные полиметаллические руды являются наиболее труднообогатимыми, так как помимо основных металлов (свинца, меди, цинка, пирита) в них содержатся другие ценные компоненты, доля которых в суммарной стоимости металлов может достигать 40%. Серебро и висмут в рудах связаны с галенитом, золото находится в свободном состоянии или в виде примесей в пирите и халькопирите. Кадмий преимущественно содержится в сфалерите.

Все руды характеризуются непостоянством химического и минерального состава, даже в пределах одного месторождения. Колеблется также соотношение свинца, меди и цинка.

Выбор технологической схемы обогащения осуществляется с учетом вещественного состава руд, а также с учетом вкрапленности рудных минералов.

При обогащении руд с крупной вкрапленностью галенита применяются *комбинированные гравитационно-флотационные схемы*. Для предварительного гравитационного обогащения применяют метод разделения в тяжелых суспензиях, что позволяет удалить перед основным процессом обогащения 25—45% пустой породы, повысить на 20—30% содержание ценных компонентов в тяжелой фракции, направляемой на флотацию, увеличить производственную мощность фабрики. Применение технологических схем с предварительным обогащением позволяет комплексно использовать всю исходную руду, направляя выделенную в начале схемы крупнокусковую породу на строительные нужды.

Тяжелосреднее обогащение проводится в колесных и барабанных сепараторах, в ферросилициевой суспензии. Плотность суспензии зависит от плотности вмещающих пород, распределения минералов цветных металлов, granulометрической характеристики обогащаемого материала и находится в пределах 2600—2800 кг/м³.

Технологические схемы тяжелосреднего обогащения включают операции классификации руды перед обогащением, собственно обогащение, отделение суспензии от продуктов обогащения, регенерацию утяжелителя и приготовление суспензии.

Если в полиметаллических рудах присутствуют окислы железа, в схемы включаются операции магнитной сепарации.

После гравитационного разделения тяжелая фракция подвергается измельчению и флотационному обогащению.

При обогащении полиметаллических медно-свинцово-цинково-пиритных руд применяются технологические схемы трех разновидностей: прямая селективная, коллективно-селективная и частично коллективно-селективная.

По схеме прямой селективной флотации сначала флотируют медные минералы, подавляя сернистой кислотой галенит и сфалерит. Затем флотируют галенит, подавляя известью и цианидом сфалерит и пирит. Далее сфалерит активируется медным купоросом и подвергается цинковой флотации, из хвостов которой флотируется пирит. Такая схема применяется для обогащения неокисленных медно-свинцово-цинково-пиритных руд с равномерной вкрапленностью.

По коллективно-селективной схеме сначала получают коллективный концентрат, в который ксантогенатом извлекают галенит, сфалерит, халькопирит и пирит. Коллективный концентрат направляют на медно-свинцовую флотацию, подавляя сфалерит и пирит цианидом (расход 80 г/т) и цинковым купоросом (400 г/т).

Затем медно-свинцовый концентрат подвергают селекции, флотируя галенит при подавлении медных минералов, либо флотируя медные минералы при подавлении галенита. Хвосты медно-свинцовой флотации подвергают последовательно цинковой и пиритной флотации с получением одноименных концентратов.

При *частично коллективно-селективной* схеме в коллективный концентрат извлекаются только сульфиды меди и свинца с подавле-

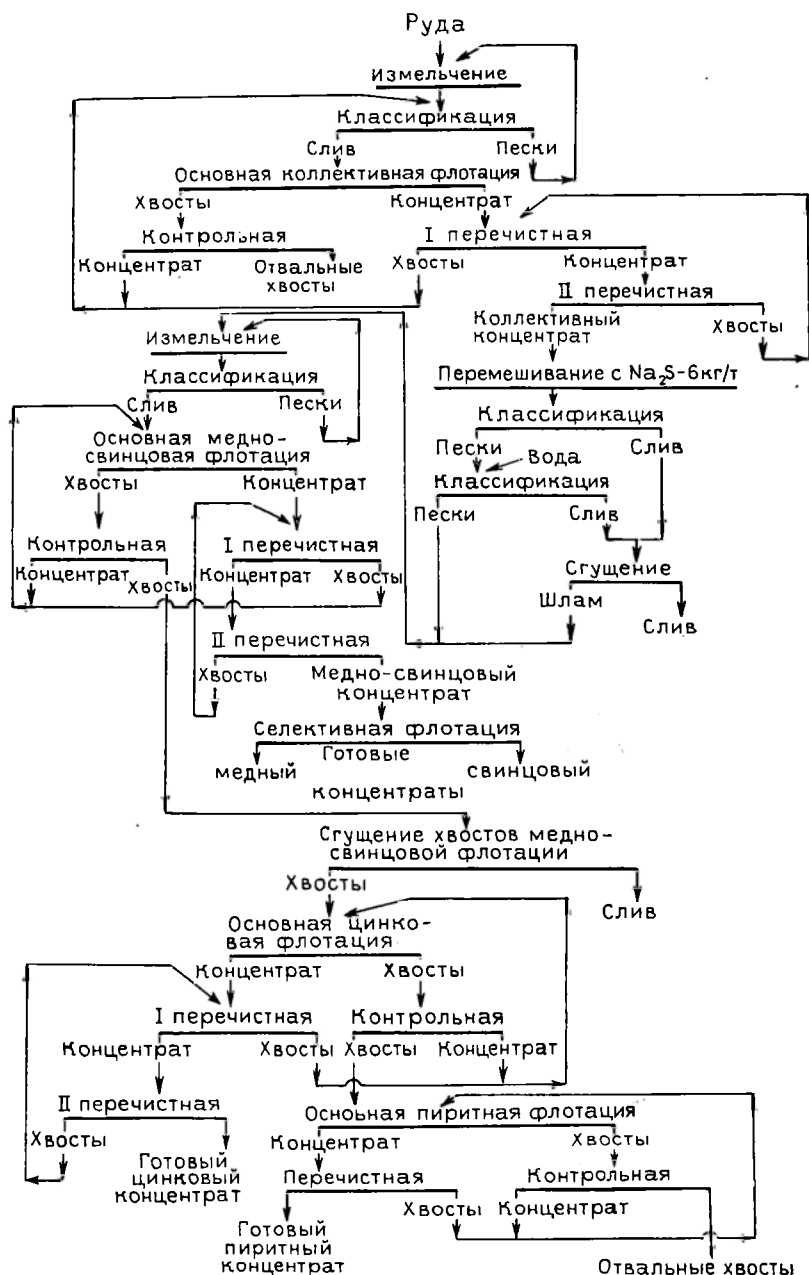


Рис. 86. Технологическая схема обогащения полиметаллических руд

нием сфалерита и пирита. Из хвостов медно-свинцовой флотации извлекается сфалерит при добавлении извести, медного купороса и вспенивателя, а затем пирит. Медно-свинцовый концентрат подвергается селективной флотации.

Коллективную флотацию медно-свинцовых минералов проводят с применением в качестве собирателей различных ксантогенатов, дитиофосфатов. Из вспенивателей наибольшее распространение получил реагент Т-66, применяют также циклогексанол, ИМ-72.

Для подавления галенита при флотации медных минералов применяют сульфит натрия и сульфат железа, бихромат калия, известь. Для подавления медных минералов при флотации галенита применяют цианид в сочетании с сернистым натрием.

Получает распространение бесцианидная технология разделения медно-свинцовых концентратов, по которой коллективный концентрат подвергается десорбции собирателя сернистым натрием и активированным углем. Затем концентрат перемешивается с сульфитом (тиосульфитом) натрия и железным купоросом. Медные минералы флотируются бутиловым ксантогенатом, а из хвостов медной флотации флотируют сфалерит и галенит. Пирит хорошо депрессируется известью.

На рис. 86 приведена технологическая схема обогащения полиметаллической руды с получением четырех концентратов.

Схема обогащения включает измельчение руды в одну стадию до крупности 48—52% класса —0,074 мм; коллективную флотацию сульфидов с применением в качестве собирателя бутилового ксантогената (120 г/т) и трансформаторного масла (50 г/т) при рН 8,5—9,5, пенообразователя—смеси эфиров полипропиленгликолей. Коллективный концентрат, содержащий до 95% всех сульфидов, дважды перечищается и поступает на операции десорбции в присутствии сернистого натрия (220 г/т), отмывку, классификацию и доизмельчение до крупности 95% класса —0,074 мм.

Выход коллективного концентрата составляет около 10% при содержании в нем до 8% меди, 40% свинца и 10% цинка. Из этого

Таблица 10. Технические требования (состав, %) к свинцовым концентратам, получаемым из свинецсодержащих руд по ОСТ 48—92—75

Марка свинцового концентрата	Свинца, не менее	Примесей, не более		Марка свинцового концентрата	Свинца, не менее	Примесей, не более	
		цинка	меди			цинка	меди
КС0-А	74	2,5	1,5	КС4-А	56	7	3,3
КС0	73	2,5	1,5	КС4	55	8	3,5
КС1-А	71	3	1,7	КС5	50	10	4
КС1	70	3	1,7	КС6	45	11	5
КС2-А	66	4	2	КС7	40	13	6
КС2	65	4	2	ППС	30	Не нормируется	
КС3-А	61	5,5	2,5	ПСМ	20		
КС3	60	6	2,5				

Примечание. Содержание серебра, золота и висмута в рудах не нормируется.

Таблица 11. Распределение (%) цветных, редких и рассеянных элементов по продуктам обогащения полиметаллических руд

Элемент	Концентрат				Отвальные хвосты
	Свинцовый	Цинковый	Медный	Пиритный	
Свинец	79,5—85	4,5—9,2	2,5—3,6	0,2—1,1	5,2—9,2
Цинк	4,5—6,2	81,2—83,4	1,7—4,2	1,3—3,1	7,1—10,2
Медь	5,8—11,3	6—8,2	71—75,2	0,3—7,2	6—11,2
Железо (пиритное)	1—2	3—13	1—2	33—75	17—50
Сера (пиритная)	1—2	3—13	1—2	33—75	17—50
Кадмий	5—7	70—72	3—6	5—8	7—17
Селен	22—30	8—13	3—5	5—21	41—52
Теллур	13—17	8—11	4—11	4—20	60—62
Таллий	15—23	6—11	4—12	12—20	34—62
Индий	1—3	20—33	3—8	11—20	36—76
Германий	2	3	1	—	94—96
Галлий	1—2	2—14	1—3	6—17	18—20

концентрата с помощью последующих селективных операций флотации можно получить свинцовый концентрат с содержанием свинца 46—47% при извлечении 77—83%, цинковый концентрат с содержанием цинка 55—66% при извлечении 76—81%; медный концентрат с содержанием меди 26—28%, извлечение меди в концентрат составляет 60—64%.

Технические требования к свинцовым концентратам, получаемым из свинецсодержащих руд, по ОСТ 48—92—75 приведены в табл. 10.

При обогащении полиметаллических руд ценные, редкие и рассеянные элементы распределяются по продуктам обогащения (табл. 11).

Редкие и рассеянные элементы извлекаются из концентратов при их последующей пиро- и гидрометаллургической переработке.

В настоящее время из полиметаллических руд попутно извлекается около 20 элементов, что дает около 30% прибыли, получаемой при переработке полиметаллических руд.

§ 68. БОГАЩЕНИЕ МОЛИБДЕНОВЫХ, МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ И ВОЛЬФРАМОВЫХ РУД

Молибден получил широкое распространение в металлургической промышленности. Он обладает высокой антикоррозийной способностью, эластичностью и применяется в качестве добавок при производстве легированных, нержавеющей, жаропрочных сталей и различных сплавов. Добавка молибдена повышает тугоплавкость, механические, антикоррозийные и другие свойства сталей. Сплавы молибдена с никелем, кобальтом и хромом отличаются высокой кислотоупорностью и используются для изготовления химической аппаратуры.

Производство молибдена год от года возрастает. Так, в настоящее время производство молибдена в капиталистических странах составляет 85 тыс. т в год, а к 1990 г. намечается увеличение производства молибдена до 115—120 тыс. т в год.

Молибден содержится во многих минералах, но промышленное значение имеют молибденит и повеллит.

Молибденит MoS_2 — свинцово-серого цвета, жирен на ощупь, мягкий (твердость 1—1,5), обладает природной гидрофобностью, не окисляется, молибденит является наиболее распространенным сульфидным молибденовым минералом, на его долю приходится 90% всего добываемого молибдена.

Повеллит CaMoO_4 — окисленный минерал бледно-желтого цвета, хрупкий, обогащается труднее молибденита. Блеск алмазный. Второстепенное значение имеют такие минералы, как молибдит и вульфенит.

Молибденовые руды подразделяются на собственно молибденовые, медно-молибденовые и медно-вольфрамовые.

По генетическому признаку месторождения молибдена разделяются на гидротермальные скарновые и пегматитовые. По промышленной классификации эти месторождения делятся на жильные, скарновые и штокервовые.

К *жильным* месторождениям относятся кварц-молибденовые, кварц-вольфрамит-молибденитовые и кварц-молибденит-серицитовые руды. В этих рудах содержится молибденит (MoS_2), кварц (SiO_2), вольфрамит $[(\text{Fe}, \text{Mn})\text{WO}_4]$, пирит (FeS_2), халькопирит (CuFeS_2).

К *скарновым* месторождениям относятся руды, содержащие молибден, вольфрам, олово, медь, цинк, висмут. Вольфрам в этих рудах представлен шеелитом (CaWO_4).

К *штокервовым* относятся молибденовые, медно-молибденовые и вольфрамо-молибденовые руды, содержащие пирит, халькопирит, молибденит, борнит, кварц.

Молибденсодержащие руды также имеют незначительное содержание железа, серы, олова, висмута, цинка, свинца, рения, серебра, золота и других ценных компонентов, которые извлекаются или в основные концентраты, или попутно с ними.

Нерудные минералы данных месторождений представлены кварцем, а также такими минералами, как серицит, хлорит, тальк, кальцит, флюорит, турмалин, пироксен, гранат, слюды и др.

Основным методом обогащения молибденсодержащих руд является флотация. Особенности обогащения этих руд определяют такие факторы, как необходимость тонкого измельчения для полного раскрытия минеральных зерен. Наиболее легкообогащаемыми являются кварцево-молибденовые сульфидные руды.

Собственно *молибденовые руды* с незначительным содержанием сульфидов тяжелых металлов обогащаются по простой флотационной схеме, включающей основную молибденовую флотацию в щелочной среде (рН 8—9, создается содой) с применением в качестве собирателя керосина (расход 100—300 г/т), несколько (до

шести) перерешеток концентрата и контрольную флотацию хвостов.

Добавка ксантогената (расход 5—30 г/т) повышает извлечение молибдена. Извлечение молибдена из руд, содержащих 0,1% молибдена, достигает 90—95%. При обогащении более бедных руд извлечение молибдена снижается. Наличие в руде небольших количеств сульфидов железа, меди и других тяжелых металлов значительно усложняет процесс флотации и реагентный режим. В этом случае для подавления флотации этих сульфидов необходимо добавлять сернистый натрий или цианиды.

Из окисленных молибденовых руд, содержащих повеллит, получают только бедные концентраты, направляемые на гидрометаллургическую доводку. Флотация окисленных молибденовых руд проводится в слабощелочной среде с применением жидкого стекла. В качестве собирателя применяют олеиновую кислоту, олеат натрия или их заменители, часто в сочетании с керосином.

Смешанные сульфидно-окисленные руды перерабатывают по схеме последовательной флотации молибденита и повеллита.

На рис. 87 приведена схема обогащения кварцево-молибденовой руды. Для получения грубого концентрата и удаления основной массы пустой породы в отвальные хвосты вначале схемы проводится грубое измельчение до 30—40% класса —0,074 мм. Грубый концентрат основной флотации сгущают и подвергают четырем перерешеткам с доизмельчением, позволяющим раскрыть рудные минеральные зерна.

Технические требования к молибденовым концентратам по ГОСТ 212—76 приведены в табл. 12.

В медно-молибденовых рудах медные минералы представлены халькопиритом и халькозином, молибден — молибденитом. Руды содержат 0,2—2% меди и 0,008—0,1% молибдена.

Медно-молибденовые руды обогащают флотацией с получением коллективного медно-молибденового концентрата с последующим его разделением на медный и молибденовый концентраты (рис. 88). При наличии в рудах свободного золота перед классификациями для его улавливания устанавливают отсадочные машины, концентрат которых поступает на золотодоводочную секцию. Коллективный концентрат содержит 10—30% меди и 0,1—1% молибдена. Исходную руду на большинстве фабрик перед основной флотацией измельчают до 50—60% класса —0,074 мм.

Таблица 12. Технические требования (состав, %) к флотационным молибденовым концентратам по ГОСТ 212—76

Марка концентрата	Молибден, не менее	Примеси, не более				
		SiO ₂	As	Sn	P	Cu
КМФ-1	51	5	0,04	0,03	0,03	0,4
КМФ-2	48	7	0,06	0,05	0,04	0,8
КМФ-3	47	9	0,07	0,07	0,05	1,5
КМФ-4	45	12	0,07	0,07	0,05	2,5

В основную флотацию в качестве собирателей подается керосин или веретенное масло и ксантогенаты или аэрофлоты, в качестве пенообразователя ОПСБ или Т-66.

Разделение медно-молибденового концентрата чаще всего осуществляют флотацией молибденита с подавлением медных минералов. Коллективный концентрат доизмельчают до 65—75% —0,074 мм, обрабатывают сернистым натрием и пропаривают.

Пропарка заключается в нагреве пульпы до температуры более 85 °С в присутствии едкого натра, соды или извести, что приводит

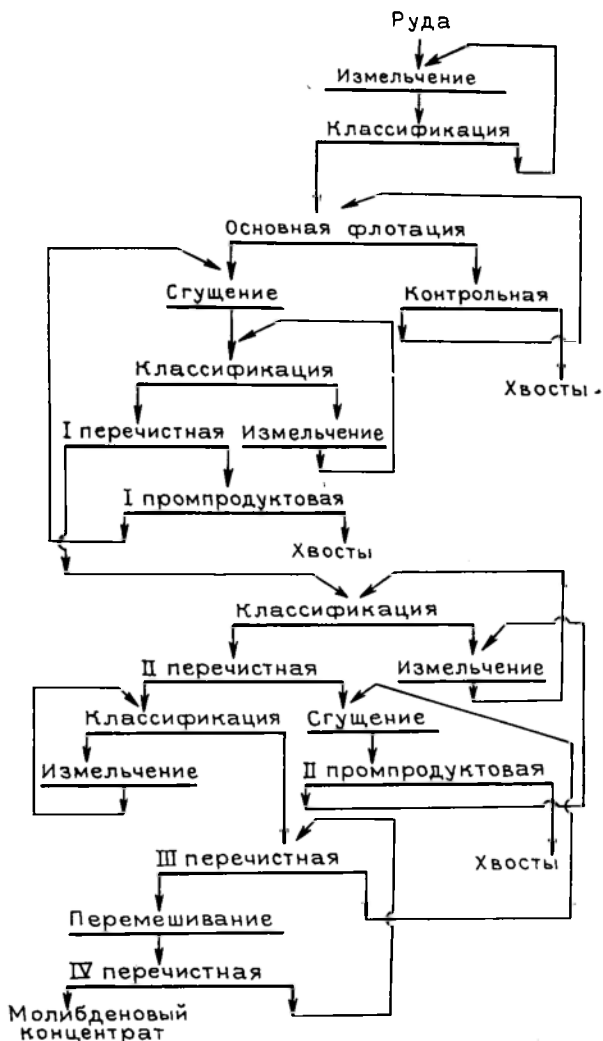


Рис. 87. Технологическая схема обогащения молибденовых руд

к вытеснению собирателя с поверхности сульфидов меди и железа и его разложению. В результате с поверхности медных минералов снимается пленка ксантогената и они подавляются. После этого материал поступает на молибденовую флотацию, где происходит отделение минералов меди от молибденовых. Извлечение молибденита в коллективном цикле колеблется от 50 до 90%.

Вольфрам — металл высокой твердости с высокой температурой плавления — 3400 °С. Наибольшее применение получил вольфрам в сталелитейной промышленности, при производстве твердых сплавов, электрохимической промышленности. Сплавы вольфрама (3—

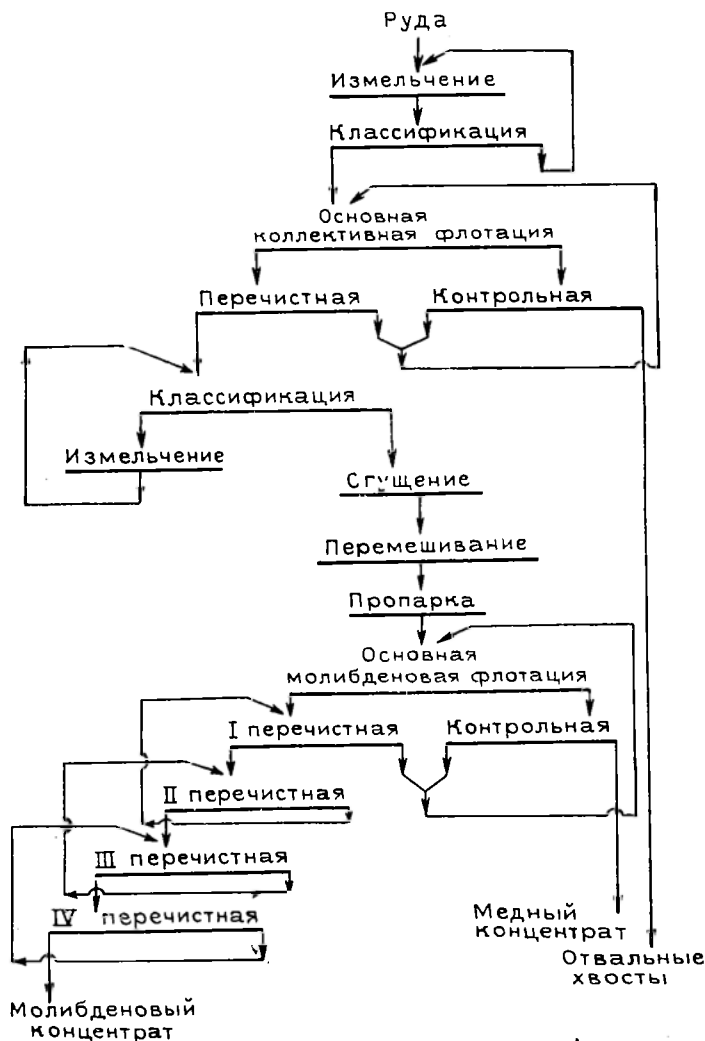


Рис. 88. Технологическая схема обогащения медно-молибденовых руд

15%) с кобальтом (45—65%) и хромом (25—35%) обладают жаропрочными и износостойкими свойствами и применяют для покрытия сильноизнашивающихся деталей машин.

Вольфрам применяют при производстве электроламп, в радиоэлектронике и рентгентехнике.

Ряд химических соединений вольфрама используют в текстильной промышленности для изготовления огнестойких и водостойких тканей.

В настоящее время известно более 20 вольфрамовых минералов, из них промышленное значение имеют шеелит, вольфрамит, ферберит, гюбнерит.

Шеелит (CaWO_4) представляет собой минерал беловато-серого цвета, немагнитен, часто в виде изоморфной примеси содержит повеллит CaMoO_4 .

Вольфрамит $[(\text{Fe}, \text{Mn})\text{WO}_4]$ — черно-бурого цвета, слабо магнитен.

Ферберит (FeWO_4) — слабо магнитен, содержит более 80% MnWO_4 и около 20% MnWO_4 .

Гюбнерит (MnWO_4) — слабо магнитен, содержит около 80% MnWO_4 и 20% FeWO_4 .

К промышленным типам вольфрамовых руд относятся жильные, штокерковые, скарные и россыпные.

В СССР основные запасы вольфрама сосредоточены в месторождениях скарнового типа (Тырныаузское, Чорух-Дайронское, Майхуринское и др.).

Вольфрамовые руды характеризуются низким содержанием металла, однако при современных методах обогащения кондиционные концентраты могут быть получены даже из бедных руд.

Методы обогащения и выбор технологических схем переработки вольфрамовых руд зависят от минерального состава и структуры руды, поэтому каждая обогатительная фабрика имеет свои особенности в технологических схемах, с учетом характера перерабатываемой руды и ее вещественного состава.

Для *вольфрамовых руд* (гюбнеритовые и ферберитовые) с высоким содержанием тяжелых цветных металлов на первой стадии применяют гравитационные методы и выделяют коллективные концентраты, содержащие от 5 до 20% WO_3 , а также касситерит (SnO_2), танталит $[(\text{Fe}, \text{Mn})\text{Ta}_2\text{O}_6]$, колумбит $[(\text{Fe}, \text{Mn})\text{Nb}_2\text{O}_6]$, магнетит (Fe_3O_4) и сульфиды (MoS , PbS , Cu_2S). При доводке коллективных концентратов получают мономинеральные концентраты с помощью флотации, флотогравитации сульфидов, магнитной сепарации магнетитов в слабом магнитном поле и вольфрамита в сильном поле.

При обогащении *шеелитовых руд* применяют комбинированные, гравитационно-флотационные схемы или только флотацию.

Тонковкрапленные шеелитовые руды обогащают по простой флотационной схеме. Шеелит легко флотируется в щелочной среде (создается содой) жирными кислотами и их мылами, кварц подавляется жидким стеклом.

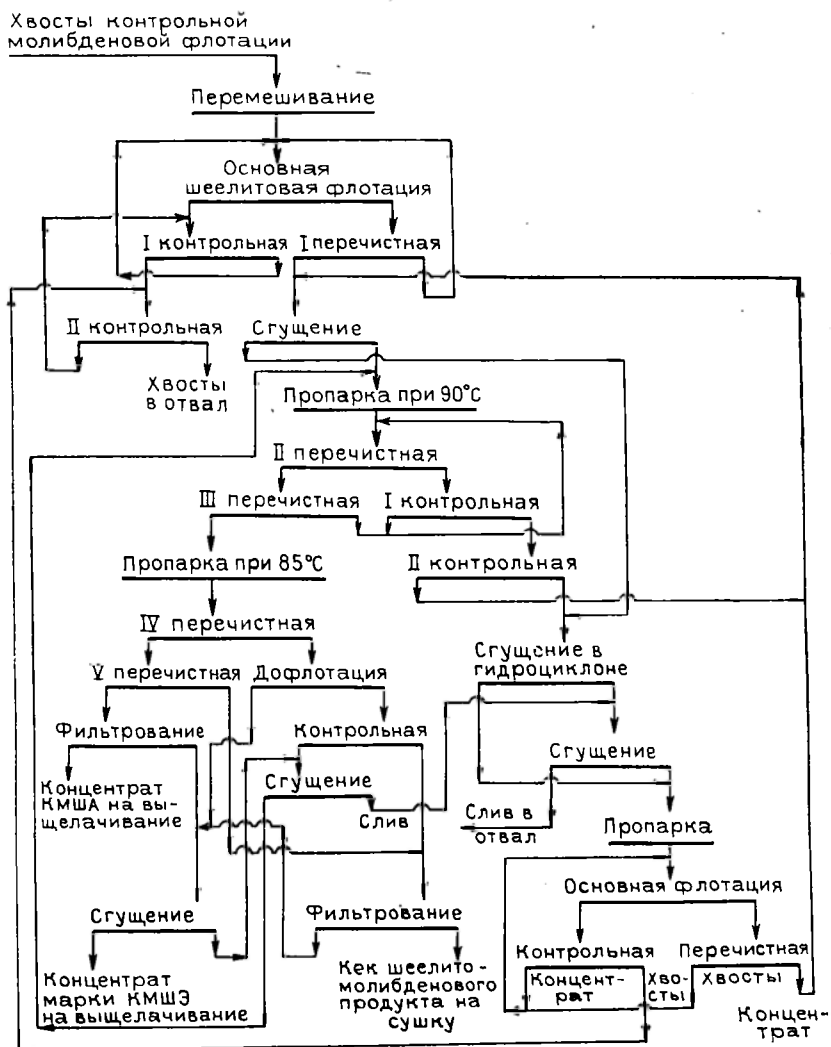


Рис. 89. Технологическая схема обогащения шеелитовых руд

Флотация шеелита значительно усложняется, если в рудах присутствуют другие легкофлотируемые минералы кальцит, апатит, флюорит, барит и др.

Для доводки шеелитовых концентратов до кондиционного содержания примесей MoO_3 ; SiO_2 ; P; S; As; Sn; Cu; CaO их подвергают различным химическим методам обработки.

На рис. 89 приведена комбинированная схема обогащения шеелитовых руд. В результате обогащения руды с содержанием WO_3

Т а б л и ц а 13. Технические требования (состав, %) к вольфрамовым концентратам, получаемым из вольфрамсодержащих руд по ГОСТ 213—83

Марка кон- центра- та	WO ₃ , не ме- нее	Примеси, не более								
		MnO	SiO ₂	P	S	As	Sn	Cu	Mo	CaO
КВГ-1	65	18	5	0,05	0,7	0,1	0,1	0,1	0,1	Не норми- руется
КВГ-2	60	15	5	0,05	0,8	0,1	0,2	0,15	0,2	То же
КШИ	65	1	1,5	0,02	0,45	0,1	0,1	0,05	0,5	«
КШ	60	2	10	0,04	0,6	0,05	0,08	0,1	1	«
КМШ-1	65	0,1	1,2	0,03	0,3	0,02	0,01	0,1	3	«
КМШ-2	60	0,1	5	0,04	0,3	0,04	0,02	0,1	3	«
КМШ-3	55	4	10	0,04	0,6	0,2	0,2	0,1	3	«
КВГ(Т)	60	Не норми- руется	5	0,1	1	0,1	1	0,1	0,06	2,5
КВГ(К)	65	То же	5	0,1	0,7	0,08	1	0,4	0,01	2
КВП(К)	67	15	3	0,05	0,05	0,07	0,9	0,05	0,01	1,7
КШ(Т)	55	Не нормируется		0,3	1,5	0,1	0,2	0,2	0,04	Не норми- руется

0,89% получены гравитационный концентрат с содержанием 63% WO₃ и флотационный с содержанием WO₃ 22%.

Качество вольфрамовых концентратов зависит от свойств обогащаемой руды и требований дальнейшего его использования в промышленности.

Для получения высокосортных концентратов наиболее благоприятны крупновкрапленные вольфрамитовые руды. Вредными примесями в вольфрамовых концентратах являются фосфор, сера, мышьяк, олово, медь и др.

Технические требования к вольфрамовым концентратам приведены в табл. 13.

Глава 15

ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ГОРНО-ХИМИЧЕСКОГО СЫРЬЯ

§ 69. ОБОГАЩЕНИЕ СЕРНЫХ РУД

Горно-химическое сырье является источником получения целого ряда минеральных удобрений. К горно-химическому сырью относятся в основном руды, содержащие фосфор, калий, серу, некоторые другие руды (барий-, борсодержащие и др.).

За последние 20 лет мировое производство серы из самородных руд возросло в несколько десятков раз и по ориентировочным данным составляет около 12 млн. т в год. Сера в основном используется для получения серной кислоты и производства минеральных удобрений и гербицидов для сельского хозяйства.

Месторождения серных руд в Советском Союзе в основном сосредоточены в Прикарпатье, Туркменской ССР и Средневожском районе.

Содержание серы в промышленных рудах колеблется от 15 до 30%.

Основными вмещающими породами в серных рудах являются кальцит, доломит, гипс, кварц, мергель и др. По структурным особенностям сера в рудах подразделяется на крупнокристаллическую с размером зерен от 0,1 до 15 мм, тонкокристаллическую с размером зерен мельче сотых долей миллиметра и скрытокристаллическую (аморфную), находящуюся в виде мельчайших зерен и прожилков, не имеющих четких граней. Все эти разновидности в рудах представлены различными текстурами: вкрапленной, полосчатой, брекчиевидной, прожилково-вкрапленной, гнездово-вкрапленной.

Технологические свойства серы различных структур и текстур неодинаковы. От структуры самородной серы и ее текстурных форм зависит технология подготовки руды к обогащению, а также методы обогащения и переработки серного концентрата.

Наиболее широко применяется метод флотации серных руд с последующей переработкой серных концентратов плавкой на так называемую комовую серу или возгонкой на «серный цвет».

Технологическая схема обогащения серных руд представлена на рис. 90.

Крупность исходной руды, поступающей на обогатительный передел с карьеров, может достигать 1000 мм. Крупное дробление руды (I стадия) до 300 мм осуществляется в щековых дробилках в открытом цикле, II стадия дробления до 50(20) мм — в конусных дробилках (для неналипающих руд) или в молотковых (для руд, склонных к налипанию). Перед дробилками устанавливают грохоты для выделения готового по крупности материала.

Дробленая руда из цеха дробления направляется на измельчение, которое осуществляется в шаровых, стержневых или мельницах самоизмельчения типа «Каскад», до крупности 0,25 мм, по

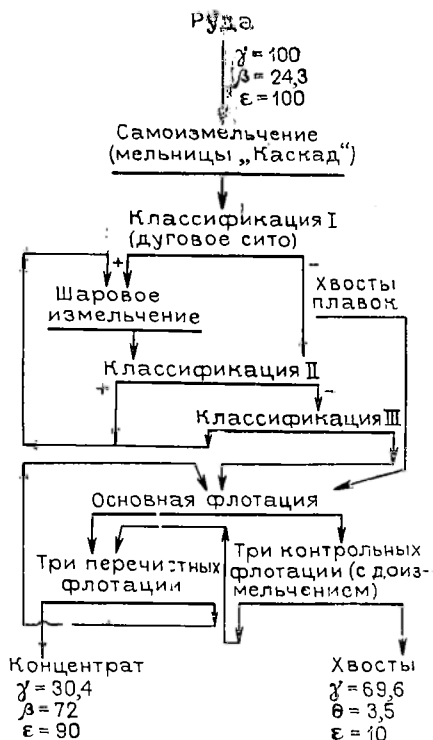


Рис. 90. Технологическая схема обогащения серных руд

Т а б л и ц а 14. Результаты ситового анализа продуктов дробления серных руд

Класс, мм	Выход, %	
	I стадия дробления	II стадия дробления
+300	3	—
—300+100	13,7	—
—100+50	8,1	2,2
—50+25	8,3	4,6
—25+12	9,4	7,3
—12+0,5	12,9	45,7
—0,5+0,074	22	15,2
—0,074+0	22,6	25
Исходный	100	100

Т а б л и ц а 15. Результаты ситового анализа продуктов измельчения серных руд

Класс, мм	Выход, %		
	Слив стержневых мельниц	Слив шаровых мельниц	Слив классификатора
+1	36,8	6,8	—
—1+0,5	10,2	15,1	—
—0,5+0,25	12,3	43,1	4,4
—0,25+0,16	5,8	11,0	11,4
0,16—0,074	6,2	6,4	13,9
—0,074+0	28,7	17,6	70,3
Исходный	100	100	100

одно- или двухстадиальным схемам. При двухстадиальном измельчении мельницы II стадии работают в замкнутом цикле с классификаторами.

В схемах с одностадиальным измельчением мельницы также работают в замкнутом цикле с классификаторами. Классификация пульпы по крупности может осуществляться в механических классификаторах, гидроциклонах или на дуговых ситах. Типичная гранулометрическая характеристика продуктов дробления и измельчения серных руд приведена в табл. 14—15.

Схема флотации предусматривает основную, три перечистные и контрольную операции. При этом получают серные концентраты с содержанием серы 70—80% и более при извлечении 90—95%.

Основная флотация, контрольная и перечистные операции проводятся при определенном соотношении жидкой и твердой фаз (табл. 16).

Таблица 16. Разжижение пульпы и время флотации серной руды

Флотация	Т : Ж	Время флотации, мин
Основная	1:3,7	4
Контрольная	1:4,5	3
I перечистная	1:4,5	7
II перечистная	1:5	5
III перечистная	1:5	5

Сера обладает природной гидрофобностью и относится к числу минералов с хорошей флотоактивностью. Однако за счет природной флотоактивности могут флотироваться только чистые тонкоизмельченные зерна серы. Для эффективной флотации серы необходима обработка серных руд реагентами-собирателями, подавителями и вспенивателями. Эти реагенты должны обладать высокой избирательностью по отношению к сере и минералам пустой породы, экономичностью и доступностью их получения.

В качестве собирателей используют малорастворимые в воде аполлярные реагенты (керосин, соляровое масло). Расход керосина составляет 0,5—1 кг/т руды. В качестве вспенивателей применяют различные ПАВ, состоящие из гетерополярных молекул и реагенты-пептизаторы (неорганические электролиты). Чаще всего в качестве пенообразователя применяют реагент Т-66 (смесь одноатомных спиртов пиранового и диоксанового ряда). Его расход составляет 0,05—0,23 кг/т руды.

Для подавления флотации кальцита, кварца, битумов применяют жидкое стекло, которое подают в процесс в виде 10%-ного раствора (расход до 1,5 кг/т руды). В качестве пептизатора тонкодисперсных глин подают полифосфат натрия.

Приведенная схема (см. рис. 90) переработки серных руд характерна для руд средней обогатимости. Для переработки руд с неравномерным и тонким вкраплением серы применяют более усложненные схемы: с доизмельчением черногового концентрата, продуктов контрольной флотации, с последующей классификацией и повторной флотацией. Концентраты серных руд перерабатывают для получения комовой или молотой серы. Комовая сера применяется в химической промышленности для производства серной кислоты и частично в резинотехнической промышленности. Молотая сера является эффективным препаратом для борьбы с сельскохозяйственными вредителями.

Плавка серных концентратов на комовую серу производится в автоклавах периодического действия, или методом фазового обмена.

Метод фазового обмена заключается в следующем: обезвоженный серный концентрат плавится в сероплавильниках, откуда расплав, содержащий 70—75% серы, поступает в разделители. Сюда

же при перемешивании подается раствор хлористого магния с температурой кипения, близкой к температуре расплава, который смачивает гидрофильные частицы пустой породы расплава и способствует их агрегации. Далее расплав направляется в аппараты, отделяющие гранулы пустой породы от жидкой серы.

Более широкое распространение получил *пароводяной метод* выплавки серы из флотационных концентратов в автоклавах. Концентрат с содержанием серы 70—75% в виде водной пульпы ($T:Ж=1:1,22$) загружается в автоклавы совместно с реагентами-гидрофиллизаторами пустой породы и флокуляторами частиц серы. В автоклав подается перегретый пар, под действием которого температура концентрата повышается до 130 °С, сера плавится и собирается в нижней части аппаратов, а хвосты, содержащие пустую породу, всплывают на поверхность.

Содержание серы в товарном продукте составляет не менее 99,5% (I сорт) и 98,6% (II сорт). Продукт высшего сорта должен содержать 99,9% серы. Во всех товарных продуктах допускается незначительное содержание примесей: золы — от 0,05 до 0,5% и органических веществ — 0,06—0,8%. Органические примеси вносятся в серу битумами, содержащимися в исходной руде, а также реагентами, применяемыми при флотации и плавке.

Хвосты автоклавной плавки направляются в основную флотацию.

В последние годы широкое распространение получает подземная выплавка серы (ПВС) — скважинный геотехнологический процесс, основанный на выплавке серы в месте ее залегания горячей водой и откачкой сероводяной смеси на поверхность. ПВС можно получать сразу готовую комовую серу с содержанием 99,5—99,9% из руд, которые по технико-экономическим показателям нельзя добывать обычным способом.

§ 70. ОБОГАЩЕНИЕ КАЛИЙНЫХ РУД

Добыча и обогащение калийных руд осуществляются с целью получения калия, который применяют в различных отраслях промышленности: текстильной, стекольной, химической, фармацевтической, целлюлозно-бумажной и др. Калийные соли применяют в качестве минеральных удобрений. В настоящее время в мире производится ежегодно около 30 млн. т калийных удобрений, и потребление их с каждым годом возрастает.

В Советском Союзе основные запасы калийных солей сосредоточены в Верхнекамском (Урал), Старобинском (Белоруссия) и Прикарпатском (Украина) месторождениях.

Руды этих месторождений и их технологические свойства весьма различны. Даже в пределах одного месторождения они могут быть представлены различными минералами.

Руды *Верхнекамского месторождения* представлены сильвинитом (KCl) и карналлитом ($KCl \cdot MgCl_2 \cdot 6H_2O$), пустая порода — галитом (NaCl) и так называемым нерастворимым остатком. Минер-

ральный состав нерастворимого остатка — хлориты, гидрослюды, карбонаты, ангидриты, полевой шпат и др. Содержание KCl в рудах этого типа составляет 23—30% или в пересчете на K_2O 15,5—23,5%.

Старобинское месторождение представлено сильвинитовыми рудами с содержанием K_2O 12,5—18%. Нерастворимый остаток в этих рудах (3,5—8,5%) включает алюмосиликатные минералы, хлорит, ангидрит, кальцит и доломит.

В рудах *Прикарпатского месторождения* преобладают следующие минералы: каинит ($KCl \cdot MgSO_4 \cdot 3H_2O$), лангбейнит $K_2SO_4 \cdot X \cdot 2MgSO_4$, полигалит ($2CaSO_4 \cdot K_2SO_4 \cdot MgSO_4 \cdot 2H_2O$), сильвин (KCl) с суммарным содержанием K_2O 9—10%. Нерастворимый остаток в этих рудах (13—16%) представлен глинами, алевролитами, силикатами, карбонатами.

Переработка калийных руд производится двумя способами: флотацией и галургическим (химический метод). Сущность галургического метода заключается в выщелачивании хлористого калия, например, из сильвинита горячим обратным щелоком с удалением нерастворившегося галита ($NaCl$) в отвал. Полученный горячий крепкий щелок отстаивается для выделения солевого и глинистого шламов. Затем из осветленного горячего щелока производят кристаллизацию хлористого калия. Кристаллы отделяют от маточного щелока, сушат и выпускают в виде готового продукта. Маточный щелок подогревают и возвращают в начальную стадию выщелачивания.

Галургический метод позволяет перерабатывать руды с высоким содержанием нерастворимого остатка, а также осуществлять их комплексное использование.

В зависимости от метода получения выпускают технический хлористый калий двух марок: K — получаемый кристаллизацией из растворов; Φ — получаемый флотационным обогащением калийных руд.

Хлористый калий марки Φ выпускается трех видов: мелко-, крупнозернистый и гранулированный.

Получаемые концентраты должны соответствовать техническим требованиям (табл. 17).

При обогащении руд, содержащих водорастворимые калийные соли, необходимо учитывать свойства минералов, как содержащихся в исходных рудах, так и образующихся в процессе обогащения таких, как леонит $K_2SO_4 \cdot 4H_2O$, шенит $K_2SO_4 \cdot MgSO_4 \cdot 6H_2O$. Обогащаемость калийных руд в значительной степени зависит и от содержания и состава присутствующих в них глинистых примесей. Повышенное их содержание затрудняет переработку руд.

Обогащение калийных минералов осуществляются в концентрированных (маточных) водных растворах, состав которых также влияет на процесс обогащения и зависит от физико-химических свойств растворяемых минералов и температуры. Ведение процессов обогащения в насыщенных растворах требует тщательного обезвоживания всех конечных продуктов.

Таблица 17. Технические требования к хлористому калию по ГОСТ 4568—83

Показатель	Мелкий			Гранулиро- ванный			Марка К		
	1-й сорт	2-й сорт	3-й сорт	1-й сорт	2-й сорт	3-й сорт	Выс- ший	1-й сорт	2-й сорт
Массовая доля хлористо- го калия, %, не менее:									
в пересчете на сухое вещество	95	92	90	95	92	90	99	98,3	95
в пересчете на K_2O	60	58	57	60	58	57	—	—	60
Массовая доля воды, %, не более	1	1	1	0,5	0,5	0,5	0,3	1	1
Гранулометрический со- став (массовая доля фракций), %:									
>7 мм	Отсутствие Не нормируется То же «			Отсутствие			Не нормируется		
от 4 до 7 мм, не более				15	15	15			
от 1 до 4 мм, не менее				80	80	80			
<1 мм, не более				5	5	5			

Технологические схемы обогащения калийных руд весьма разнообразны и зависят от минерального состава и размера вкрапленности минералов. При подготовке руды к обогащению применяют операции дробления, измельчения, грохочения.

Калийные руды относятся к легкодробимым, они имеют невысокую твердость и значительную хрупкость.

Технологическая схема обогащения калийных руд предусматривает двух-, трехстадийное дробление (I стадия — на руднике), одностадийное измельчение.

Для дробления применяют молотковые и роторные дробилки. Измельчение осуществляется в стержневых мельницах, работающих в замкнутом цикле с дугowymi ситами и гидроциклонами. Измельчение мелкозернистых руд ведут до крупности до 90% класса — 0,074 мм, крупнозернистых — до 95% класса — 3 мм. При этом обеспечивается раскрытие зерен сильвина на 94—95%. При подготовке крупнозернистых сильвинитовых руд, для сохранения зерен кристаллов, целесообразно применять более перспективные методы разрушения руд, такие как термический.

Необходимым условием успешной флотации минералов калия из руд является устранение влияния вредного действия глинистых шламов, нарушающих процесс и увеличивающих расход реагентов.

Отделение тонких шламов производят с помощью обширных схем классификаций в несколько стадий в классификаторах, гидроциклонах, гидросепараторах, которые обеспечивают максимальное удаление глинистых частиц при минимальных потерях в них калийных минералов. Вначале суспензия классифицируется в гидроциклонах с граничным зерном разделения 0,25 мм с выходом

песков 75—80%. Слив, содержащий основную массу глинистых шламов, подвергается вторичной классификации, осуществляемой в вихревых гидроциклонах, радиальных сгустителях или гидросепараторах с увеличенной высотой цилиндрической части. При обесшламливании применяют реагенты-пептизаторы (гексаметафосфат натрия, триполифосфат натрия). Для удаления глинисто-карбонатных минералов из пульпы применяют также предварительную шламовую флотацию (фабрика Первого Березниковского рудоуправления).

В качестве реагентов при шламовой флотации используют окисленный уайт-спирит, амины, полиакриламид, масло-Х, технический керосин. Пенный продукт после перечистки и сгущения с содержанием KCl до 7% направляется в шламохранилище, камерный — на основную флотацию сильвина. Время шламовой флотации составляет 10 мин.

Особенностью флотационного обогащения растворимых солей является ведение процесса в насыщенных солевых растворах. Так, например, при обогащении сильвинитовых руд с содержанием $MgCl_2$ не более 0,5% насыщенный раствор при температуре 20°C имеет плотность 1230 кг/м³ и состоит из 21% $NaCl$ и 10% KCl . Общее содержание солей в растворе может составлять 32%.

При повышении содержания $MgCl_2$ в исходной руде насыщенный раствор обогащается $MgCl_2$. При ведении процесса флотации необходимо учитывать, что в таких растворах сильно изменяются свойства многих реагентов и связанное с этим их действие при флотации.

При флотации можно извлекать крупные зерна солей до 3—4 мм. Для получения крупнозернистого флотационного концентрата из крупновкрапленных руд применяют усложненные схемы флотации с раздельной флотацией крупнозернистой и мелкозернистой фракции. Для минералов с тонким вкраплением зерен (до 0,5—1 мм) применяют схемы мелкозернистой флотации, включающие основную, две перечистные и контрольную флотации.

Если в руде находится несколько полезных компонентов, то их флотируют по прямой селективной схеме флотации. Например, при переработке сильвинито-карналлитовой руды вначале флотируют сильвинитовый, затем карналлитовый концентрат. Время основной флотации составляет 4—5 мин, перечистных — 10 мин.

При флотации калийных солей в качестве реагентов используются катионные, анионные и аполярные собиратели, регуляторы, пенообразователи. В качестве собирателя чаще всего применяют катионные собиратели — амины (октадециламин). Амины при флотации солей выполняют функции собирателя и пенообразователя. С повышением температуры пульпы до 36°C растворимость аминов в насыщенных растворах возрастает и их сорбция на сильвине увеличивается, эффективность флотации возрастает. Расход аминов составляет 50—80 г/т руды.

Для флотации калийно-магневых минералов (Стебниковское месторождение) применяют анионные собиратели — фракции син-

тетических жирных кислот $C_7 \sim C_9$, при этом максимальный выход ценных продуктов достигается при рН 7.

Для повышения верхнего предела крупности флотируемых минералов используют аполлярные реагенты (мазут при расходе 1000—1500 г/т, керосин), которые закрепляются на поверхности минералов с помощью физической сорбции. Эти реагенты целесообразно вводить в пульпу в виде эмульсий с аминами.

Для подавления глинистых шламов при флотации калийных солей применяют жидкое стекло, сернистый натрий, соли фосфорной кислоты, которые действуют избирательно при флотации того или иного минерала.

На рис. 91 приведена технологическая схема обогащения калийных руд.

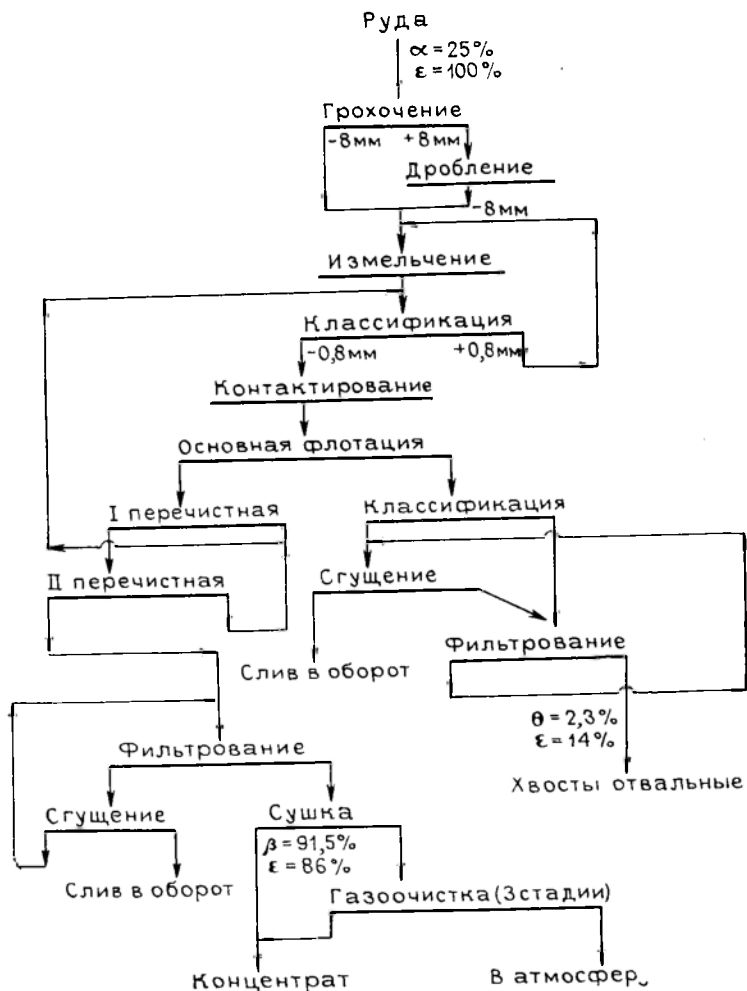


Рис. 91. Технологическая схема обогащения калийных руд

Галитовые хвосты обогащательных фабрик используют для получения поваренной соли и кальцинированной соды.

Кроме флотационного процесса для обогащения калийсодержащих руд применяют электрическую сепарацию с предварительной термической обработкой руд и тяжелосредное обогащение.

§ 71. ОБОГАЩЕНИЕ АПАТИТОВЫХ РУД

Апатитовые руды используют в основном для получения минеральных удобрений — суперфосфата.

В СССР промышленные месторождения апатит-нефелиновых руд расположены в Хибинском и Ошурковском массивах.

Апатит-нефелиновые руды имеют сложный минеральный состав и различаются количественным соотношением породообразующих минералов. Основные минералы в этих рудах следующие: *апатит* $[\text{Ca}_{10}(\text{PO}_4)_6 \cdot (\text{F}, \text{OH})_2]$ — плотность 3200 кг/м^3 , твердость 5 (по шкале Мооса), вкрапленность зерен $0,1\text{—}10 \text{ мм}$, содержание в рудах $42\text{—}44\%$; *нефелин* $[(\text{Na}, \text{K})\text{AlSiO}_4]$ — плотность 2650 кг/м^3 , размер зерен $0,005\text{—}10 \text{ мм}$, содержание в рудах $32\text{—}39\%$; *сфен* $[\text{CaTi}[\text{SiO}_4](\text{O}, \text{OH}, \text{F})]$ — плотность 3500 кг/м^3 , твердость $5\text{—}6$, содержание TiO_2 в минерале $38\text{—}41\%$, содержание в рудах до 2% ; *эгирин с авгитом* $(\text{Na}, \text{Fe})[\text{Si}_2\text{O}_6]\text{Ca}(\text{Mg}, \text{Fe}^{+2}, \text{Fe}^{+3}, \text{Al}) \times [\text{Si}, \text{Al}]_2\text{O}_6$ — плотность $3300\text{—}3700 \text{ кг/м}^3$, твердость 5, обладают магнитной восприимчивостью, содержание в рудах $6\text{—}8\%$; *титаномагнетит* $(\text{FeFe}_2\text{O}_4 \cdot \text{FeTiO}_2)$ — плотность 4800 кг/м^3 , содержание TiO_2 $15\text{—}18\%$, в руде $1,2\text{—}2,2\%$, полевой шпат до 4% .

Апатит-нефелиновые руды характеризуются достаточно высоким содержанием P_2O_5 ($16\text{—}18\%$), крупным вкраплением зерен и значительным различием физико-химических и флотационных свойств.

По обогатимости апатит-нефелиновые руды можно разделить на три группы: рядовые — легкообогащаемые, смешанные (смесь рядовых и окисленных) — требующие более совершенной технологии обогащения для получения высоких показателей, и так называемые «окисленные» с высоким содержанием тонкодисперсной глины и зерен апатита, покрытых пленкой оксидов железа, затрудняющих флотацию апатита.

Технологическая схема обогащения апатит-нефелиновых руд (рис. 92) предусматривает трехстадиальное дробление руды до $\text{—}20 \text{ мм}$ в открытом цикле с предварительным грохочением. Дробленая руда содержит 4% класса $+20 \text{ мм}$, 34% класса $\text{—}20+10 \text{ мм}$ и 62% класса $\text{—}10 \text{ мм}$. Одностадиальное измельчение руды до $50\text{—}55\%$ класса $\text{—}0,074 \text{ мм}$ осуществляется в замкнутом цикле с классификатором. Достаточная полнота раскрытия зерен апатита достигается уже при крупности измельчения $33\text{—}36\%$ класса $\text{—}0,074 \text{ мм}$.

Измельченная руда подвергается флотации. В качестве собирателя апатитового минерала применяется омыленная смесь ($0,15\text{—}0,2 \text{ кг/т}$), включающая дистиллированное талловое масло (15—

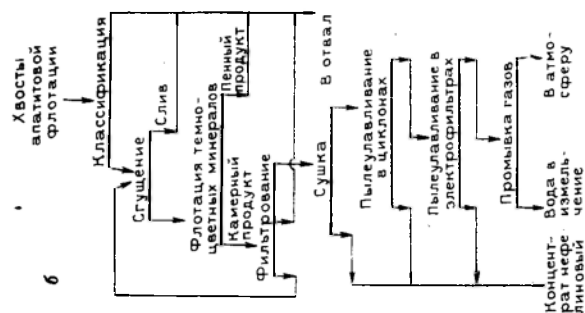
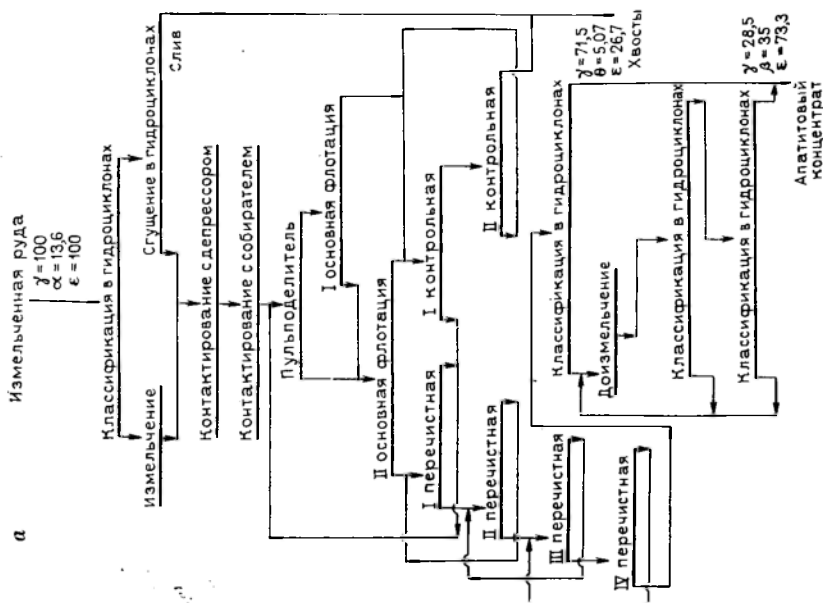


Рис. 92. Технологическая схема получения апатитового (а) и нефелинового (б) концентратов



20%); сырое таловое масло — (30%), вторичный масляный гудрон (15—25%), окисленный петролатум (5—10%) и технические жирные кислоты (20—30%). Эта смесь обладает собирательными и вспенивающими свойствами. Регулируя соотношения отдельных компонентов смеси в зависимости от минерального состава руд, обеспечивают высокую избирательность флотации апатита. При повышении содержания в исходном сырье окисленных руд к обычно применяемым реагентам добавляют поверхностно-активный реагент ОП-4.

Оптимальные условия флотации исходной руды достигаются при содержании твердого в пульпе 25—30%; pH 9,5—10; необходимую щелочность поддерживают подачей в начале флотации едкого натра.

В результате из руды, содержащей 16—18% P_2O_5 , при указанном режиме получают концентрат с содержанием 39,4—39,5% P_2O_5 при извлечении 94—95% и хвосты с содержанием P_2O_5 2—2,5%. Флотационный концентрат фильтруют в барабанных вакуум-фильтрах, сушат в сушильных барабанах и направляют на склад готовой продукции.

Технические требования к флотационному апатитовому концентрату из хибинских апатит-нефелиновых руд по ГОСТ 22275—76

Содержание, % (в пересчете на сухое вещество):

P_2O_5 , не менее	39,4
влаги	0,5—1,5
полуторных оксидов ($FeO+Fe_2O_3+Al_2O_3$), не более	3
Остаток на сите с сеткой № 016, не более	11,5

Большим затруднением при флотации апатитовых руд, содержащих кальцит, является отделение кальцита от апатита. Обладая одинаковым катионом Ca^{2+} , они флотируются почти одинаково. Для увеличения селективности этих минералов необходимо применять сложный подавитель, состоящий из смеси крахмала, карбоновых кислот с C_{17} — C_{20} , жидкого стекла, кальцинированной соды. Суммарный расход этих реагентов составляет 1700 кг/т.

Для руд с высоким содержанием железа («окисленные» руды, апатит-штаффелитовые руды) применяют схемы с предварительной магнитной сепарацией с извлечением в магнитный продукт магнетита и в немагнитный — продукта с содержанием 18—19% P_2O_5 , который доизмельчают до —0,3 мм и подвергают основной флотации, двум контрольным и двум перечистным флотациям. При этом в качестве реагентов применяется олеат натрия (расход 0,7 кг/т), терпинеол (0,03 кг/т), сода (1 кг/т), жидкое стекло (0,75 кг/т).

При переработке апатит-штаффелитовых руд получают следующие показатели (табл. 18).

С целью комплексного использования при переработке апатитовых руд извлекают нефелин, сфен, эгирин. Нефелиновый концентрат с содержанием 29—30% Al_2O_3 получают из хвостов апатитового производства, являющихся камерным продуктом при флотации темноцветных минералов — сфена, эгирина, титаномагнетита.

Т а б л и ц а 18. Показатели обогащения апатит-штаффелитовой руды, %

Продукт	Выход	Содержание		Извлечение	
		P ₂ O ₅	Fe	P ₂ O ₅	Fe
Апатитовый концентрат	33,2	35	1,5	65	6,8
Железный	5,6	0,4	65	0,13	50
Хвосты общие	61,2	5,1	10,2	34,87	43,2
Исходная руда	100	17,9	7,3	100	100

Технологическая схема получения нефелинового концентрата (рис. 92, б) включает предварительную классификацию и сгущение хвостов апатитовой флотации, флотацию сгущенного продукта, фильтрование и сушку нефелинового концентрата. При этом извлечение алюминия в концентрат составляет 70—75%.

Нефелиновый концентрат является ценнейшим сырьем для получения алюминия, производства стекла, цемента, кальцинированной соды.

Сфеновый концентрат используется для получения двуокиси титана, эгириновый концентрат для производства керамических изделий.

§ 72. ОБОГАЩЕНИЕ ФОСФОРИТОВЫХ РУД

К *фосфатному сырью* относятся:

apatитовые руды, содержащие кристаллический апатит $[\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3]_2(\text{Cl}, \text{F})$ и сопутствующие ему минералы: нефелин, пироксены, титаномagnetит, сфен, полевой шпат и др.;

фосфоритовые руды — осадочные горные породы, состоящие из известняка, глины, песчаника, и содержащие фосфатное вещество, зерна глауконита, водные оксиды железа. Фосфатное вещество фосфоритов состоит из тонкодисперсного апатита.

Фосфатное сырье используется для получения минеральных удобрений, фосфора, фосфорной кислоты, фосфорного ангидрида, хлористых, сернистых и других соединений фосфора. Потребность в фосфатном сырье постоянно растет, к 2000 г. мировое производство его достигнет 300 млн. т. при этом 93% фосфатов будет перерабатываться в минеральные удобрения.

Основная масса фосфатного сырья в нашей стране идет на производство удобрений — фосфоритной муки, суперфосфата, сложных фосфорных удобрений (аммофос, нитрофоска и т. д.) и желтого фосфора.

Для получения фосфоритной муки используются фосфориты, содержащие от 19 до 25% фосфорного ангидрида P₂O₅, фосфатное вещество которых представлено в основном лимонно-растворимой формой. Крупность измельчения должна быть не более 10% класса +0,18 мм, влажность не более 3%.

Для получения суперфосфата и сложных удобрений используют апатитовый концентрат с содержанием P_2O_5 39,4% и фосфоритовые концентраты с содержанием P_2O_5 более 28% и не более 2% MgO .

Для производства желтого фосфора применяют фосфоритовые концентраты с содержанием P_2O_5 не менее 23% при соотношении в нем $(CaO + MgO)/(SiO_2 + Al_2O_3) = 0,8$.

Основные запасы фосфоритных руд в СССР сосредоточены на Кольском полуострове (Хибинская группа апатитовых месторождений), в Казахстане (Каратауская группа), в центральном районе (Вятско-Камское, Егорьевское месторождения), в Прибалтике (Кингисеппское, Тоолсе месторождения).

Фосфоритовые руды отличаются условиями образования и большим разнообразием минерального состава. Они сильно разнятся как по содержанию ценного компонента P_2O_5 , так и по содержанию вредных примесей, что требует различных методов их эффективной переработки.

Среди фосфатов можно выделить следующие основные минералы: *фторапатит* $[Ca_{10}P_6O_{24}F_2]$, *фторкарбонатапатит* $[Ca_{10} \cdot (PO_4)_{6-n}(CO_3O)_n]$, *карбонатапатит* $[2Ca_3(PO_4)_2 \cdot CaCO_3 \cdot 0,5H_2O]$, *гидроксилатапатит* $[Ca_{10}P_6O_{24}(OH)_2]$, *франколит* $(C_{10}P_{5,2} \cdot C_{0,8}O_{23,2} \cdot F_{1,8}OH)$ (штаффелит), *курскит* $[Ca_{10}P_{4,8}C_{1,2} \cdot O_{22,8}(F_2OH)_{3,2}]$.

Использование фосфатного сырья в промышленности обуславливается рядом требований, определяемых содержанием P_2O_5 и примесей в виде оксидов железа Fe_2O_3 , алюминия Al_2O_3 , карбонатов (CO_2), оксида магния (MgO) и др.

Богатые фосфоритовые руды, содержащие более 20% P_2O_5 , используют без предварительного обогащения. После их измельчения получают фосфоритную муку, в зависимости от содержания P_2O_5 трех сортов.

Примеси в фосфоритах не препятствуют использованию их для производства фосфоритной муки. Для ее производства используют фосфориты платформенные, желваковые и ракушечные Егорьевского, Вятско-Камского, Кингисеппского и других аналогичных месторождений. Технические требования к концентратам, выпускаемым фосфоритовыми обогатительными фабриками, приведены в табл. 19.

Фосфоритные концентраты также используют для получения фосфора, фосфорной кислоты и ее солей. Для этого применяют три основных способа разложения фосфатов: термическое восстановление, термическую переработку и разложение.

Термическое восстановление фосфора из фосфатов производится нагреванием в электропечах до 1400—1600 °С коксом и двуокисью кремния. Так получают *желтый фосфор*, используемый для производства фосфорной кислоты, красного фосфора и других соединений.

Термическая обработка фосфатов без восстановления применяется для получения *термических фосфатов* — продуктов спеканий природных фосфатов со щелочными соединениями.

Таблица 19. Технические требования к концентратам, выпускаемым фосфоритовыми обогатительными фабриками

Показатель	Фосфоритная мука	Для кислотной переработки		Для производства желтого фосфора
		Концентрат Кингисеппского месторождения	продукция месторождения Каратау	
Содержание, %:				
P_2O_5	28—30 (I сорт) 22—24 (II сорт) 19—21 (III сорт)	≤ 28	$\leq 24,5$	21
CO_2	—	5,5—6,5	≤ 8	—
MgO	—	≤ 2	$\leq 3,5$	—
Fe_2O_3	—	—	—	≤ 3
P_2O_3	—	≤ 3	—	≤ 3
Нерастворимый остаток	—	—	—	15—18
Остаток (% , не более) на сите с размерами отверстий, мм:				
0,18	10	20	—	—
0,16	—	—	14	14

При азотнокислом разложении фосфатов получают сложные удобрения, называемые нитрофосфатами (нитрофоска). При разложении фосфоритных концентратов кислотами следует учитывать наличие в них вредных примесей. Так, фосфаты с высоким содержанием оксидов железа и алюминия непригодны для сернокислотной экстракции фосфорной кислоты, которая загрязняется фосфатами железа и алюминия; особенно вредна примесь железа.

Фосфоритовые руды отличаются непостоянством состава, но в ряде случаев их фосфатное вещество близко к фторапатиту $[Ca_{10}(PO_4)_6F_2]$.

В фосфоритах кроме фосфатного вещества содержатся многие другие минералы. Из них наиболее встречающимися являются кварц, глауконит $(Fe^{3+}, Fe^{2+}, Al, Mg)_{2-3}[Si_3(Si, Al)O_{10}][OH_2] \times nH_2O$, кальцит $(CaCO_3)$, доломит $(MgCO_3)$, халцедон SiO_2 , органическое вещество, содержащее до 1% углерода, которое придает фосфатам черный или темно-коричневый цвет. Часто, но в небольших количествах в фосфоритных рудах присутствуют пирит FeS_2 сидерит $FeCO_3$, шамозит $(Fe^{2+}, Al)[Si_3AlO_{10}(OH)_6] \cdot nH_2O$.

У ракушечных и зернистых фосфоритов фосфатное вещество сцементировано глинисто-железистыми или карбонатными минералами. У желваковых и плитообразных — фосфат играет роль цемента, скрепляющего кварц, глауконит, известняк, глинистые минералы.

Фосфорные руды характеризуются сложным минеральным и петрографическим составом, высокой дисперсностью вкрапления, отличаются условиями образования и технологическими свойствами. В связи с этим схемы и режимы их обогащения, а также ка-

чественно-количественные показатели переработки могут быть разными.

Для подготовки фосфоритовых руд к обогащению применяют операции дробления до крупности 10—15 мм, грохочение, измельчение до крупности — 0,1; 0,15 мм; классификацию, обесшламливание. Обогащение фосфоритов крупностью +0,5 мм в основном осуществляется промывкой, обжигом и тяжелосредной сепарацией; класс — 0,5 мм обогащается флотацией и магнитной сепарацией.

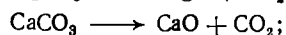
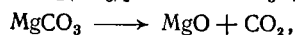
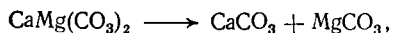
Промывка — обязательная операция обогащения руд платформенных фосфоритных месторождений. Задача промывки — достаточно полно отделить в воде глинистый и глауконитовый дисперсный материал от плит и желваков фосфорита с одновременным выделением этого материала. Промывка фосфоритных руд осложняется тем, что поверхность крупных зерен имеет много впадин, заполняемых отмываемым материалом.

Эффективность промывки зависит от пластичности и липкости дисперсного материала. Если он представлен вмещающими породами, имеющими высокую пластичность, отмывка происходит неэффективно. Осуществляется промывка в несколько последовательных операций.

На обогатительных фабриках используют различные сочетания промывочных аппаратов: бутары и скрубберы, корытные мойки и классификаторы.

Фосфоритные руды некоторых разновидностей (карбонатные, желваковые) могут обогащаться по схемам, включающим термический метод (обжиг дробленной руды класса — 25 мм при температуре 950 °С). При обжиге протекают следующие процессы, положительно влияющие на обогащение и технологические качества концентратов:

снижение содержания CO_2 за счет термического разложения карбонатов (доломита и кальцита) с выделением углекислоты и образованием твердых продуктов в виде извести (CaO) и периклаза (MgO)



повышение на 2—3% содержания P_2O_5 ;

изменение химического свойства вредных примесей (происходит пассивация окислов железа);

удаление органического вещества, затрудняющего химическую переработку фосфоритовых концентратов;

разрушение молекул фосфата и собирательная перекристаллизация новой твердой фазы с улучшенными флотационными свойствами.

Все эти процессы протекают в комплексе и зависят от вещественного состава материала, подвергаемого обжигу. Так, при обжиге карбонатизированных фосфоритных руд месторождения Каратау основное назначение обжига заключается в декарбонизации.

При обжиге желваковых фосфоритных руд важны изменения флотационных свойств минералов, удаление органических веществ, пассивация железа.

Обжиг может применяться в качестве самостоятельного процесса (температура обжига 950—1000°C) с получением конечного концентрата и в сочетании с флотацией (температура обжига 800—850°C).

Фосфориты являются полярными солеобразными минералами, в состав кристаллической решетки которых входит катион кальция.

Фосфориты имеют очень развитую поверхность за счет наличия трещин и большого числа микропор. Это способствует адсорбции собирателей при флотации фторкарбонатапатитов. Установлено, что по степени адсорбции карбоксильного собирателя минералы можно расположить в следующем убывающем порядке: фторкарбонатапатиты желваковых, ракушечных, пластовых фосфоритов, хибинский фторапатит. Однако флотационная активность указанных минералов изменяется в обратном порядке.

Флотация фосфоритов, в которых минералы породы представлены в основном кварцем, осуществляется анионными и катионными собирателями. При прямой анионной флотации, осуществляемой в щелочной среде, в пенный продукт переходит фосфат, при обратной катионной — кварц и примеси. Катионная флотация фосфоритных руд проводится с использованием в качестве собирателя длинноцепочечных аминов типа АНП-2. При анионной флотации применяют собиратели с карбоксильной и сульфатной солидофильны-

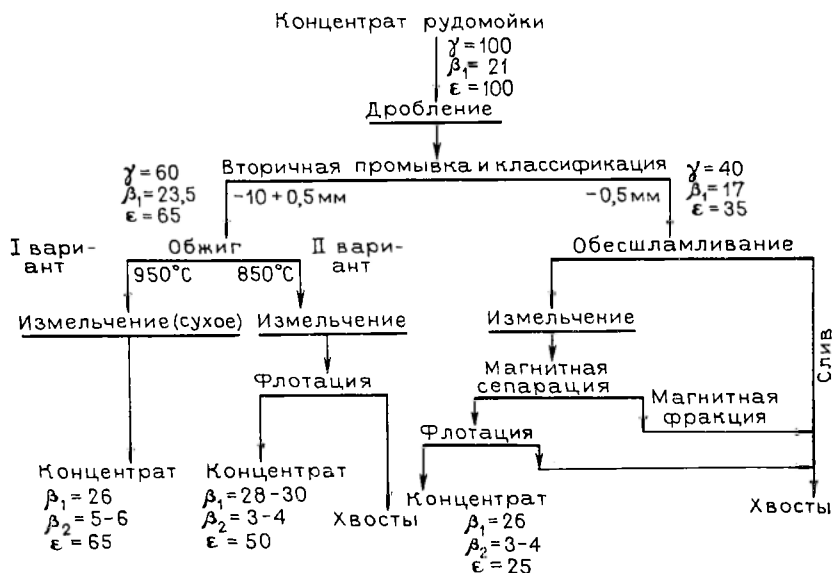


Рис. 93. Технологическая схема обогащения фосфоритной руды Егорьевского месторождения:

β_1 — содержание P_2O_5 , %; β_2 — содержание Fe_2O_3 , %; ϵ — извлечение P_2O_5 , %; γ — выход продукта, %

ми группами, жирные кислоты в сочетании с углеводородами. Флотация проводится при pH 8—10, создаваемом содой NaOH. В качестве подавителя кварца используется жидкое стекло, которое подают в операцию измельчения.

Наибольшую трудность при обогащении фосфоритов представляет отделение карбонатов (кальцита и доломита) от фторкарбонатапатита и кальцита от фторapatита. Такие руды перерабатывают по двум схемам: последовательная селективная флотация карбонатов и фосфата и коллективная флотация с последующей селекцией карбонатов с использованием жирнокислотного собирателя при pH 4,5—5.

Для получения кондиционных концентратов применение только флотационного метода недостаточно. Из вмещающих минералов в концентратах в основном содержится глауконит, обладающий слабыми магнитными свойствами. Для выделения этого минерала в схемах некоторых фабрик применяется магнитная сепарация в поле высокой напряженности (800 кА/м).

На рис. 93 показана технологическая схема обогащения фосфоритной руды Егорьевского месторождения при двух вариантах обжига. Экономичность выбранного варианта обогащения зависит от метода дальнейшей химической переработки концентратов.

Глава 16

ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ

§ 73. ПОКАЗАТЕЛИ КАЧЕСТВА И ТРЕБОВАНИЯ К ПРОДУКТАМ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ

Угли в промышленности используют как топливо и техническое сырье для переработки в различные продукты. Непрерывный рост объемов перерабатываемых углей в СССР обусловлен требованиями повышения их качества, предопределяющего экономическую эффективность использования угольных концентратов в различных отраслях народного хозяйства.

Потребительская ценность углей, используемых для энергетических и технологических нужд, определяется показателями его качества: зольностью, влажностью, сернистостью, удельной теплотой сгорания, выходом летучих веществ, пластометрическими показателями, плотностью, механической прочностью, гранулометрическим составом и др.

Зольность угля связана с наличием в нем минеральных примесей, в состав которых входят: силикаты, алюмосиликаты, карбонаты, сульфиды, сульфаты, фосфаты, галогениды и др. При механических способах обогащения удаляются лишь минеральные примеси, попавшие в уголь из вмещающих пород и породных прослоев угольных пластов при их выемке.

Методика определения зольности в лаборатории (ГОСТ 11020

75) состоит в сжигании в муфеле двух навесок угля, взятых из проб крупностью 0—0,2 мм, и прокаливании зольного остатка при температуре 800—825 °С.

Зольность является основным показателем качества угля, определяющим его потребительскую и товарную ценность.

При увеличении зольности добываемых коксующихся углей происходит повышение затрат на их подготовку к коксованию, увеличивается расход кокса и флюсов при производстве чугуна и снижается производительность доменных печей.

Повышенная зольность энергетического топлива снижает КПД топливоиспользующих агрегатов, вызывает преждевременное изнашивание отдельных узлов оборудования, способствует загрязнению дымовыми газами окружающей среды.

Влажность углей определяется водоносностью добычных участков, условиями складирования и транспортирования. Содержащаяся в углях влага снижает теплотенность топлива и экономическую эффективность его использования. При повышенном содержании внешней влаги ухудшаются условия и результаты рассортировки углей по крупности, снижаются сроки хранения их на складах, так как они становятся более склонными к самовозгоранию.

Метод определения содержания влаги (ГОСТ 11014—81) основан на высушивании навесок в сушильном шкафу при температуре 105—110 °С в течение 60 мин (каменные угли и горючие сланцы) или 90 мин (бурые угли и продукты обогащения) и вычислении потерь их в массе (%).

Сернистость углей определяется наличием серосодержащих соединений четырех модификаций: колчеданной (зерна пирита и марказита различной крупности); сульфатной (сульфаты железа и кальция); органической (содержащейся в органической массе угля) и элементарной.

Сера является исключительно вредной примесью; ее присутствие в углях наносит большой вред технологическим процессам, связанным с использованием кокса в металлургической промышленности. Одна десятая доля процента серы в коксе увеличивает его расход и расход флюсов на производство чугуна на 2—2,5%. При этом снижаются производительность и коэффициент использования полезного объема доменной печи. Попадая из металлургического кокса в чугун и затем в сталь, сера значительно ухудшает их механические свойства.

Удельная теплота сгорания является одним из важнейших показателей качества угля. Значение этого показателя определяет затраты потребителей, связанные с расходом, транспортированием и хранением угля. Теплота сгорания определяется в джоулях или килокалориях, выделившихся при сгорании 1 кг угля.

Выход летучих веществ является основным показателем при определении марочной принадлежности углей. С увеличением степени углефикации выход летучих уменьшается. Определение выхода летучих заключается в нагревании навески в закрытом тигле при температуре 850 °С в течение 7 мин. Выход летучих (в про-

центах) определяется по разности между общей потерей массы и потерей ее за счет испарения влаги.

После определения выхода летучих в тигле остается нелетучий остаток, который в зависимости от внешнего вида и прочности характеризует спекаемость угля, т. е. пригодность его для коксования.

Наибольшей спекаемостью обладают угли марок Ж и К, а бурые, длиннопламенные, тощие угли и антрацит не спекаются.

Пластометрические показатели характеризуют свойства углей в пластическом состоянии. Эти свойства определяются толщиной пластического слоя y (мм) и пластометрической усадкой x (мм) (конечное уменьшение высоты столбика угольной загрузки при ее нагревании в определенном режиме).

Действительная плотность угля δ (в дальнейшем плотность) представляет собой количественное выражение массы единицы объема углей без пор и трещин. Плотность каменных углей, антрацита, горючих сланцев и природных прослоек определяют по ГОСТ 2160—75.

Плотность органической массы (плотность сухого беззольного вещества δ_o) угля зависит от его природы, петрографического состава и степени метаморфизма. Так, плотность органической массы каменных углей возрастает от длиннопламенных к тощим и антрациту; для углей Донецкого бассейна — от 1160 до 1530 кг/м³.

Кажущаяся плотность представляет собой количественное выражение массы единицы объема пористого (натурального) тела. Кажущаяся плотность δ_k всегда меньше действительной и для каменных углей находится в пределах 1200—1350 кг/м³.

Насыпная плотность углей — отношение массы к объему, заполненному свободной или уплотненной насыпкой, т. е. в штабеле, вагоне, бункере или в других емкостях. Она изменяется в довольно широких пределах и зависит от плотности, размера кусков, гранулометрического состава и влажности углей.

Многочисленными исследованиями установлена тесная корреляционная связь между плотностью углей и их зольностью: с повышением плотности увеличивается зольность.

Механическая прочность (крепость) углей характеризуется дробимостью, хрупкостью, твердостью, временным сопротивлением сжатию, а также термической стойкостью (для антрацитов). Наиболее общим показателем прочности углей является *индекс механической прочности*. Методика определения индекса механической прочности заключается в разрушении пробы угля крупностью от 13 до 100 мм во вращающемся закрытом барабане. По истечении заданного времени измельчения определяется оставшаяся неразрушенной масса кусков крупностью более нижнего предела испытываемого класса. Выход кусков крупностью более нижнего предела для соответствующих классов исходного угля, выраженный в процентах от массы загруженного в барабан угля, принимают за показатель механической прочности (индекс механической прочности) угля.

Т а б л и ц а 20. Классификация углей по крупности
(ГОСТ 19242—73)

Наименование класса	Обозначение	Размер кусков, мм
Плитный	П	100—200 (300)
Крупный	К	50—100
Орех	О	25—50
Мелкий	М	13—25
Семечко	С	6—13
Штыб	Ш	0—6
Рядовой	Р	0—200 (300)

Механическая прочность обуславливает гранулометрический состав добываемых углей, его изменение и шламообразование в процессах транспортирования, складирования и обогащения. Она является одним из факторов, влияющих на выбор процессов и схем обогащения угля.

Гранулометрический состав углей характеризует количественное соотношение зерен (частиц) по крупности в сыпучей массе. Он определяется ситовым анализом — путем рассева пробы угля на стандартных решетках и ситах в соответствии с ГОСТ 2093—82. Гранулометрический состав зависит от механической прочности углей и способов их добычи.

Гранулометрический состав углей предопределяет выхода отдельных сортов при грохочении товарных углей.

Классификация углей по крупности производится в зависимости от размера кусков. В нашей стране для антрацитов, каменных углей принята следующая классификация по крупности (табл. 20).

Допускаются классы с заменой соответственно верхнего и нижнего пределов крупности: 100 на 80 мм, 50 на 40 мм, 25 на 20 мм, 13 на 10 мм и 6 на 5(8) мм, а также совмещенные классы ПО, КО, ОМ, МС (при условии соотношения между нижним и верхним пределами не более 1:4) и классы ОМСШ, МСШ, СШ. Для наименования классов углей различных марок к условному обозначению класса добавляют наименование марки, например: ГР (0—200) — газовый, рядовой, класс 0—200 мм; АК (50—100) — антрацит, крупный, класс 50—100 мм; ГМСШ (0—25) — газовый, мелкий с семечком и штыбом, класс 0—25 мм.

Классификация углей по маркам и группам производится в зависимости от их физико-химических свойств и возможностей использования для энергетических или технологических целей. Основные классификационные параметры для углей Советского Союза — выход летучих веществ на беззольное состояние V^{daf} (%), толщина пластического слоя y (мм) и влага общая W_t^r (%). Дополнительными параметрами являются: характеристика тигельного коксового остатка, объемный выход летучих веществ на сухое беззольное состояние V_c^{daf} (м³/кг), удельная теплота сгорания Q_s^{daf}

Таблица 21. Технологическая классификация каменных углей

Марка	Обозначение		$V^{daf}, \%$	$y, \text{мм}$
	марки	группы		
Донецкий бассейн, ГОСТ 8180—75				
Длиннопламенный	Д	—	≥ 35	< 6
Газовый	Г	Г6	≥ 35	6—10
		Г11	≥ 35	11—25
Газовый жирный	ГЖ	ГЖ6	27—35	6—10
		ГЖ11	27—35	11—16
Жирный	Ж	Ж17	27—35	17—20
		Ж21	27—35	≥ 21
Коксовый	К	К21	18—27	≥ 21
		К14	18—27	14—20
Отощенный спекающийся	ОС	ОС6	14—22	6—13
		ОС	14—22	< 6
Тощий	Т	—	8—17	—
Антрацит	А	—	< 8	—

Кузнецкий бассейн, ГОСТ 8162—79

Длиннопламенный	Д	—	≥ 37	—
Газовый	Г	Г6	≥ 37	6—16
		Г17	≥ 37	17—25
Газовый жирный	ГЖ	—	Более 31 до 37 вкл.	6—25
Жирный	Ж	Ж26	≥ 33	≥ 26
		Ж26	≥ 33	≥ 26
Коксовый жирный	КЖ	КЖ14	25—31	14—25
		КЖ6	25—31	6—13
Коксовый	К	К13	< 35	13—25
		К10	17—25	10—12
Коксовый второй	К2	—	17—25	6—9
Отощенный спекающийся	ОС	—	< 17	6—9
Слабоспекающийся	СС	СС	Более 25 до 37 вкл.	—
		СС	17—25	—
Тощий	Т	—	< 17	—

Примечания. 1. R_I для марки ОС составляет 13 и более; марки Т — менее 13;
2. Q_g^{daf} для марки Т составляет 35 112 кДж/кг; марки А — менее 35 112 кДж/кг.

(кДж/кг), показатель Рога (R_I) и выход смолы полукоксования на сухое беззольное состояние T_k^{daf} .

Технологическая классификация углей Донецкого и Кузнецкого бассейнов приведена в табл. 21.

При пользовании табл. 21 следует учесть следующее: цифры, входящие в условные обозначения групп, указывают нижний предел спекаемости углей, выраженный толщиной пластического слоя;

при выходе летучих веществ 35% и более и толщине пластического слоя более 25 мм донецкий уголь относят к группе Ж21;

при выходе летучих веществ от 22 до 27% и толщине пластического слоя менее 14 мм донецкий уголь относят к марке ОС;

уголь Донецкого бассейна с выходом летучих веществ менее 8% и удельной теплотой сгорания 35 112 кДж/кг и более относят к марке Т;

классификация углей Кузнецкого бассейна по маркам и группам не распространяется на окисленные угли, добываемые открытым способом;

при толщине пластического слоя менее 6 мм и спекшемся нелетучем остатке кузнецкий уголь относят соответственно к маркам Г (Г6), ГЖ, КЖ (КЖ6), К2, ОС.

Требования к качеству потребляемых углей. В СССР действуют ГОСТы на угли 14 угольных бассейнов, используемых для коксования, полукоксования, газификации, пылевидного и слоевого сжигания, коммунально-бытовых нужд, производства цемента, кирпича, извести, карбида кальция, абразивных материалов, термоантрациты и т. д.

На основе требований стандартов для предприятий с учетом их технических возможностей устанавливаются технические условия на поставку продукции. Нормативы предельных показателей качества в технических условиях не должны превышать норм, установленных в стандартах, по которым ведется поставка.

Для коксохимического производства используют угли марок Ж, К, ОС, Г, КЖ, К2, ГЖ, СС. Требования к углям для этого вида потребления обусловлены требованиями к металлургическому коксу, который должен быть малозольным, малосернистым, механически прочным и термически стойким.

Основные требования к обогащенным и необогащенным углям для коксования

Бассейн	Донецкий (ГОСТ 537—85)	Кузнецкий (ГОСТ 8163—78)
Марка угля	Г, Ж, К, ОС, Т	К, КЖ, Г, Ж, ГЖ, ОС
Предельная зольность углей A^d , %:		
обогащенных	7,5—8,8	Не более 9,6
необогащенных	31—35	Не более 25
Предельное содержание влаги W_t в углях, %:		
обогащенных:		
в зимний период	Не более 9	Не более 7,5
в летний период	Не более 12	Не более 9
необогащенных	6—8,5	Не более 9,5
Предельное содержание серы в углях S_t^d , %:		
обогащенных	1,4—2,6	Не более 1
необогащенных	1,4—2,9	—
Предельное содержание минеральных примесей в рядовых углях, %	—	1,3—2,5

Для пылевидного сжигания используют рядовые угли, отсеvy, промпродукт и шламы углеобогащительных фабрик. Требования к углям дифференцированы в зависимости от видов топок.

Крупные энергоблоки с автоматической системой регулирования и сверхкритическими параметрами пара могут высокоэффек-

тивно работать лишь при высоком и стабильном качестве энергетического топлива.

Основные требования к углям для пылевидного сжигания

Бассейн	Донецкий (ГОСТ 8184—70)	Кузнецкий (ГОСТ 8167—73)
Марка угля	Г, Ж, К, ОС, Д, Т, А, ПА	Д, Г, ГЖ, КЖ, ОС, ОС, Т, А
Крупность рядовых углей, мм . . .	0—3; 0—13; 0—6; 0—25	0—6; 0—25; 0—13; 0—50
Предельная зольность A^d , %:		
рядового угля	37,5	25(30)
промпродукта	45	35/45
шлама	40	25
отсева	—	25
Предельное содержание влаги W_t , %:		
рядового угля	6—16	(8—13)/(15—27)
промпродукта	10/10	7,5/14
отсева	—/(8—9)	
Предельное содержание минеральных примесей, %	2,5	2—2,5

Примечания. 1. Предельная зольность промпродукта приведена в числителе сухого, в знаменателе мокрого. 2. Предельное содержание влаги в рядовых углях приведено в числителе для неокисленных, в знаменателе — окисленных; в промпродукте и отсевах — в числителе в летний период, в знаменателе в зимний период.

Слоевой способ сжигания применяется в котельных малой и средней мощности, топочные устройства которых могут работать на углях разных марок и сортов.

Эффективность слоевого сжигания топлива существенно зависит от соотношения в топливе крупных и мелких кусков, что определяет газопроницаемость и полноту сгорания угля. Для обеспечения оптимальной газопроницаемости предпочитают применять топливо с размером кусков не менее 13 и не более 50 мм.

Для производства извести в шахтных и кольцевых печах применяют сортовые угли и антрациты с соотношением верхнего и нижнего пределов крупности не более 2,5, а также отсева (для кольцевых печей).

При производстве цемента во вращающихся печах с пылеугольным отоплением используют рядовые угли с небольшим выходом летучих веществ.

При производстве кирпича и обжиге его в кольцевых печах используется низкосортное топливо — отсева, шламы, промпродукт, рядовые угли. Для туннельных печей с выносными топками применяют сортовое топливо, концентраты и рядовые угли.

§ 74. ОЦЕНКА ОБОГАТИМОСТИ УГЛЕЙ

Обогащаемость характеризует способность углей к разделению на соответствующие продукты.

Классификация углей по обогащаемости может производиться графическими и аналитическими методами.

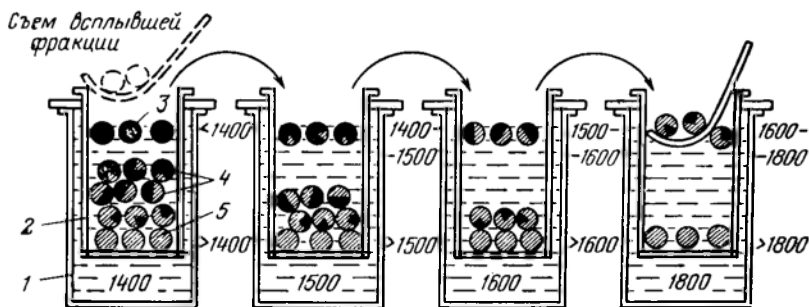


Рис. 94. Схема проведения фракционного анализа угля

Все графические методы оценки обогатимости основаны на использовании кривых обогатимости, которые строятся по результатам фракционного анализа угля, проводимого по ГОСТ 4790—80.

Сущность фракционного анализа заключается в последовательном расслоении представительной пробы угля на фракции в жидкостях различной плотности, определении выхода и зольности полученных фракций.

Расчет полного фракционного состава проводится по методике УкрНИИУглеобогащения. Схема проведения фракционного анализа показана на рис. 94.

Емкости 1 заполняют тяжелой жидкостью (ZnCl_2) различной плотности (соответственно 1400; 1500; 1600 и 1800 кг/м^3). Подготовленную для анализа пробу помещают в бак 2 с сетчатым дном. Этот бак вначале опускают в емкость с жидкостью минимальной плотности (1400 кг/м^3). Жидкость через сетчатое дно поступает в бак 2, пробу перемешивают, после чего она расслаивается. Фракция 3, плотность которой меньше 1400 кг/м^3 , всплывает; фракция 4, плотность которой близка к плотности раствора, займет промежуточное положение. На дне останется фракция 5, плотность которой больше плотности раствора. Всплывшую фракцию снимают. Оставшуюся часть пробы в баке 2 вынимают из первой емкости и последовательно переносят в последующие емкости с повторением операции разделения. В последней емкости получают самую тяжелую фракцию плотностью более 1800 кг/м^3 . После отделения тяжелой жидкости всплывшие фракции тщательно промывают в холодной и горячей воде, высушивают и разделяют до аналитического порошка для определения зольности.

Расслоение углей крупностью более 1 мм производится в статических условиях, а мелких классов менее 1 мм — в центробежном поле в растворах органических жидкостей, обладающих повышенной вязкостью.

В качестве тяжелых жидкостей для фракционного анализа применяют растворы хлористого цинка (ZnCl_2) в воде, четыреххлористого углерода (CCl_4) в бензоле (C_6H_6) и бромформа (CHBr_3) в четыреххлористом углероде (или бензоле, бензине, ацетоне). В за-

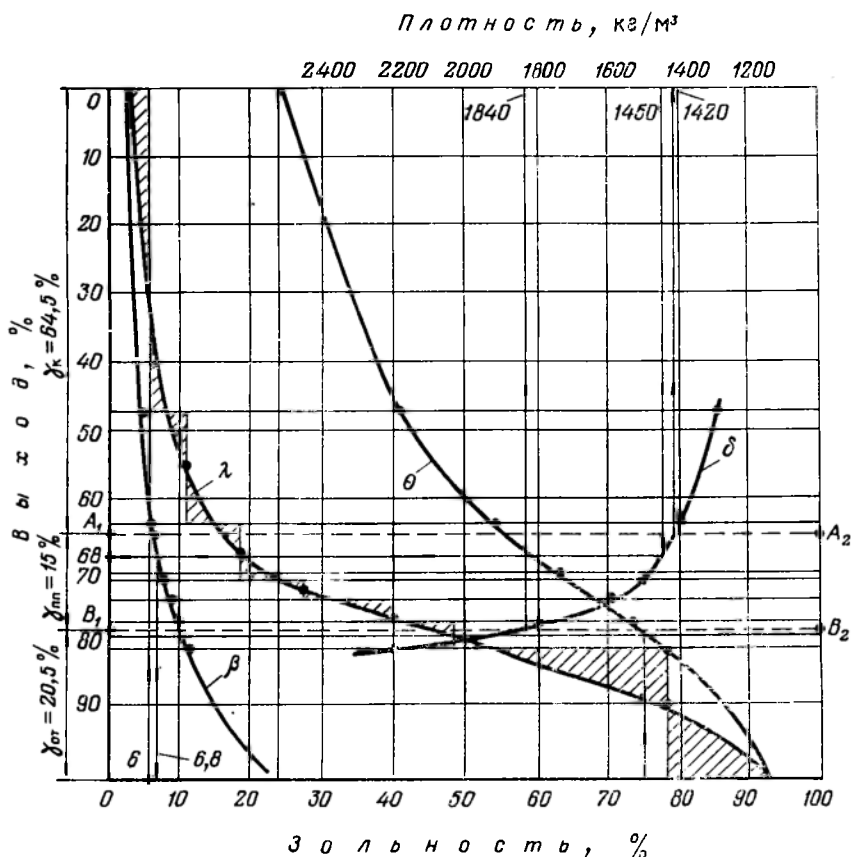


Рис. 95. Кривые обогатимости угля

зависимости от требуемой плотности фракций (от 1300 до 2000 кг/м³) используют жидкости с интервалом 100 кг/м³ между плотностями отдельных растворов.

Результаты фракционного анализа для построения кривых обогатимости, показанных на рис. 95, приведены в табл. 22.

К кривым обогатимости относятся:

λ — кривая элементарных зольностей, показывающая зависимость между выходом и зольностью элементарных слоев;

β — кривая средних зольностей концентрата, показывающая зависимость между выходом всплывших фракций (концентрата) и их зольностью;

θ — кривая средних зольностей хвостов (отходов), показывающая зависимость между выходом потонувших фракций (отходов) и их зольностью;

δ — кривая плотностей, показывающая зависимость между выходом отдельных фракций и их плотностью.

Таблица 22. Результаты фракционного анализа

Плотность фракций, кг/м ³	Масса фракций, г	Выход γ, %	Зольность A ^d , %	γ·A ^d	Суммарные показатели, %			
					Легкая (всплывшая) фракция		Тяжелая (потонувшая) фракция	
					γ	A ^d	γ	A ^d
<1300	7460	46,1	4,58	211,1	46,1	4,58	100	24
1300—1400	2790	17,2	10,46	180,0	63,3	6,18	53,9	40,60
1400—1500	1170	7,2	17,6	126,7	70,5	7,34	36,7	54,76
1500—1600	590	3,6	26,7	96,1	74,1	8,27	29,5	63,33
1600—1800	610	3,8	38,12	144,8	77,9	9,75	25,9	69
1800—2000	240	1,5	46,5	69,8	79,4	10,44	22,1	74,32
2000—2200	400	2,5	52	130	81,9	11,71	20,6	76,33
>2200	2930	18,1	79,8	1444,4	100	24	18,1	79,8
Абсцисса для кривой δ			Абсцисса для кривой λ		Ордината для кривых δ, β, λ	Абсцисса для кривой β	Ордината для кривой θ	Абсцисса для кривой θ

Для построения кривой λ на линиях, соответствующих выходам фракций, откладывают соответствующее им значение зольности (см. табл. 22) и из этих точек проводят в пределах выходов фракции линии, параллельные оси ординат.

Через середины этих линий проводят плавную кривую так, чтобы площади отсекаемых треугольников в пределах фракций были равны. Конечная точка кривой β и начальная точка кривой θ должны лежать на линии, соответствующей зольности исходной пробы.

Для построения кривой δ на линиях, проведенных по данным выходов легкой (всплывшей) фракции параллельно оси абсцисс, откладывают последовательно граничные плотности фракций и соединяют их плавной кривой.

Кривые обогатимости позволяют определить теоретически возможные показатели обогащения: выходы продуктов обогащения и их зольности в зависимости от плотности разделения. По кривым обогатимости также определяют теоретические условия раздельного обогащения угля нескольких классов с целью достижения максимального выхода общего концентрата и др.

Пример. Определим теоретически возможные показатели обогащения для плотности разделения 1450 кг/м³ с помощью рис. 95. При этом выход концентрата составляет 68%, а его зольность 6,8%.

Необходимо также определить выхода продуктов обогащения угля при заданных зольности концентрата 6% и отходов — 75%.

Из точки абсциссы, соответствующей A^d=6%, восстанавливают перпендикуляр до пересечения с кривой β и проводят горизонтальную разделительную линию A₁A₂. Из абсциссы A^d=75% восстанавливают перпендикуляр до пересечения с кривой θ. Через точку пересечения проводят вторую разделительную линию B₁B₂. Точки пересечения разделительных линий с кривой плотности разделения показывают плотности разделения (δ₁=1420 кг/м³, δ₂=1840 кг/м³), а со-

ответствующие отрезки на оси ординат определяют выход концентрата, пром-продукта и отходов: $\gamma_k=64,5\%$; $\gamma_{пп}=15\%$; $\gamma_{от}=20,5\%$.

Предложено множество аналитических методов оценки обога-тимости угля. Например, методы оценки категорий обогатимости по отношению теоретического выхода концентрата плотностью ме-нее 1400 или 1500 кг/м³ к его зольности и др.

В настоящее время оценку обогатимости углей и классифи-кацию по этому признаку регламентирует ГОСТ 10100—84.

По этому стандарту показатель обогатимости T представляет собой отношение суммарного выхода промежуточных фракций (1400—1800 кг/м³ для каменных углей и 1800—2000 кг/м³ для ан-трацитов) к выходу беспородной массы. В зависимости от значе-ния T каменные угли и антрациты относят к следующим катего-риям обогатимости:

Категория обогатимости	1	2	3	4
T , %	До 4 вкл.	4—10	10—17	17
Степень обогатимости	Легкая	Средняя	Трудная	Очень трудная

Следует отметить, что уголь как объект обогащения характе-ризуется большим объемом разнородной по составу информации. В связи с этим УкрНИИУглеобогащение рекомендует метод цифро-вого кодирования категорий обогатимости с учетом содержания серы в легких фракциях, содержания тяжелых фракций, содержа-ния крупных классов и шламов.

§ 75. ОСНОВНЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ УГЛЕЙ

К основным методам обогащения углей относятся гравитационный, флотационный и магнитный (регенерация суспензии). Каждый из этих методов можно подразделить на ряд процессов, основанных на общих принципах, но отличающихся конструктивным исполне-нием машин и аппаратов.

Применение тех или иных процессов обогащения углей обус-ловливается качественной характеристикой исходного сырья, сло-жившимися тенденциями развития техники и технологии обогаще-ния и технико-экономическими показателями.

Тяжелосреднее обогащение углей в настоящее время занимает одно из ведущих мест в угольной промышленности. Объем углей, сбогащаемых в тяжелых средах, неуклонно возрастает во многих странах, что обусловлено ухудшающимся качеством добываемых углей и высокими технико-экономическими показателями этого процесса. В настоящее время все более широкое распространение получает процесс переработки труднообогатимых углей мелких классов и дробленого промпродукта отсадки в тяжелосредних гидроциклонах.

Основным преимуществом тяжелосредней сепарации является высокая технологическая эффективность, особенно при обогаще-нии крупных классов углей: показатели обогащения близки к тео-ретическим.

В качестве тяжелых сред при мокром обогащении углей, как правило, применяют магнетитовые суспензии. Их плотность определяет граничную плотность разделения δ_p . С увеличением объемного содержания утяжелителя и его плотности плотность суспензии увеличивается. Поскольку с повышением объемного содержания утяжелителя в суспензии увеличивается ее вязкость, предпочтение отдают утяжелителям с высокой плотностью.

Технологическую эффективность обогащения углей в тяжелых суспензиях оценивают по среднему вероятному отклонению E_p , которое зависит от крупности обогащаемого угля и плотности его разделения.

В каждом конкретном случае на углеобогащительных фабриках устанавливают нормы засорения продуктов обогащения путем расчета ожидаемых показателей обогащения по заданным величинам E_p и δ_p . Окончательные производственные нормы устанавливаются при отработке технологических режимов и заносятся в режимную карту каждой тяжелосредной установки.

Гидравлическая отсадка угля — процесс разделения исходной смеси зерен на отдельные, близкие по плотности зерен слои в вертикальном пульсирующем потоке воды знакопеременной скорости. Отсадка является одним из наиболее распространенных процессов обогащения углей. Она применяется для обогащения крупных (более 10—13 мм), мелких (менее 13 мм) и неклассифицированных углей.

Широкое применение процесса отсадки, особенно при обогащении мелких углей, объясняется универсальностью, производственной простотой, технологической эффективностью и экономичностью процесса.

Универсальность процесса характеризуется широким диапазоном крупности обогащаемого угля. Отсадкой может обогащаться уголь крупностью от 0,5 до 250 мм. Материал более широкого диапазона крупностей может обогащаться только в тяжелых суспензиях.

Технологическая эффективность отсадки характеризуется сравнительно высокой ее удельной производительностью и низкими значениями показателей эффективности разделения E_p и погрешности разделения J , которые составляют 0,08—0,1 кг/дм³ и 0,15—0,18 соответственно.

Показатели работы отсадочных машин зависят от качественной характеристики обогащаемого угля, удельной производительности машины и режимных параметров.

На отсадочных машинах типа ОМ достигнуты хорошие качественно-количественные показатели, особенно при обогащении мелких углей класса 0,5—13 мм. Засорение концентрата породными фракциями составляет 0,2—0,3% при обогащении углей класса 6—80 мм и не превышает 0,5—0,7% при обогащении углей класса 0,5—13 мм. Для этих же классов крупности потери легких фракций в отходах находятся на уровне соответственно 0,3—0,4 и 0,4—0,5% при благоприятном фракционном составе промпродукта.

Флотация углей применяется не только с целью повышения извлечения горючей массы в концентрат, но и как эффективный процесс очистки оборотной воды от шламов. Последнее позволяет на углеобогачительных фабриках применять технологические схемы с замкнутым водооборотом.

Хотя угольное вещество и является гидрофобным материалом, однако практически при флотации углей используют различные флотационные реагенты.

При флотации углей, как правило, воздействуют только на фло-тируемый компонент, вызывая усиление его гидрофобности реагентами-собирателями.

Почти на всех отечественных углеобогачительных фабриках в качестве собирателей применяют реагенты: АФ-2, ААР-2 (ароматизированный аполярный реагент) и различные керосины (осветительный, тракторный, отсульфированный).

В качестве вспенивателей для флотации углей применяют различные температурные фракции высших спиртов, масло-Х, Т-66, пенореагент, кубовые остатки производства бутилового спирта и др.

Средний расход собирателей при флотации углей составляет 1—1,5 кг/т, расход вспенивателей 50—300 г/т.

§ 76. ОБОГАЩЕНИЕ КОКСУЮЩИХСЯ УГЛЕЙ

На выбор технологической схемы обогащения коксующихся углей влияют следующие факторы: свойства обогащаемого угля, требования к качеству получаемых продуктов обогащения, производительность и эффективность технологического оборудования, экономика отдельных процессов обогащения, экологические требования охраны окружающей среды.

Разнообразие сырьевой базы и другие факторы предопределяют значительные различия в технологических схемах действующих углеобогачительных фабрик. Тем не менее можно считать, что для обогащения коксующихся углей вполне приемлемой является типовая схема, характерными особенностями которой являются тщательная подготовка (аккумулирование, дозировка) углей перед обогащением; мокрое механическое грохочение исходных углей на машинные классы; применение неподвижных щелевых сит (дугowych или плоских) или гидравлических классификаторов для обесшламливания материала перед обогащением; применение высокоэффективных процессов обогащения: тяжелых суспензий для крупного угля, отсадки для мелкого угля и флотации для шламов; применение эффективных устройств для отделения и классификации тонких шламов и илов; развитый фронт флотации для обогащения всех шламов и вывод из цикла тонких илов с целью осветления оборотной воды до содержания твердого менее 50 г/л; осветление отходов флотации с помощью флокулянтов, получение практически чистой воды, направляемой в оборот, и полное замыкание водно-шламового цикла.

На рис. 96 представлена технологическая схема переработки коксующихся углей.

Рядовой уголь поступает на обогатительную фабрику в ж.-д. вагонах. Для приема углей установлен роторный вагонопрокидыватель. Уголь ленточным конвейером подается в дробильное отделение, где поступает на колосниковый грохот с шириной щели

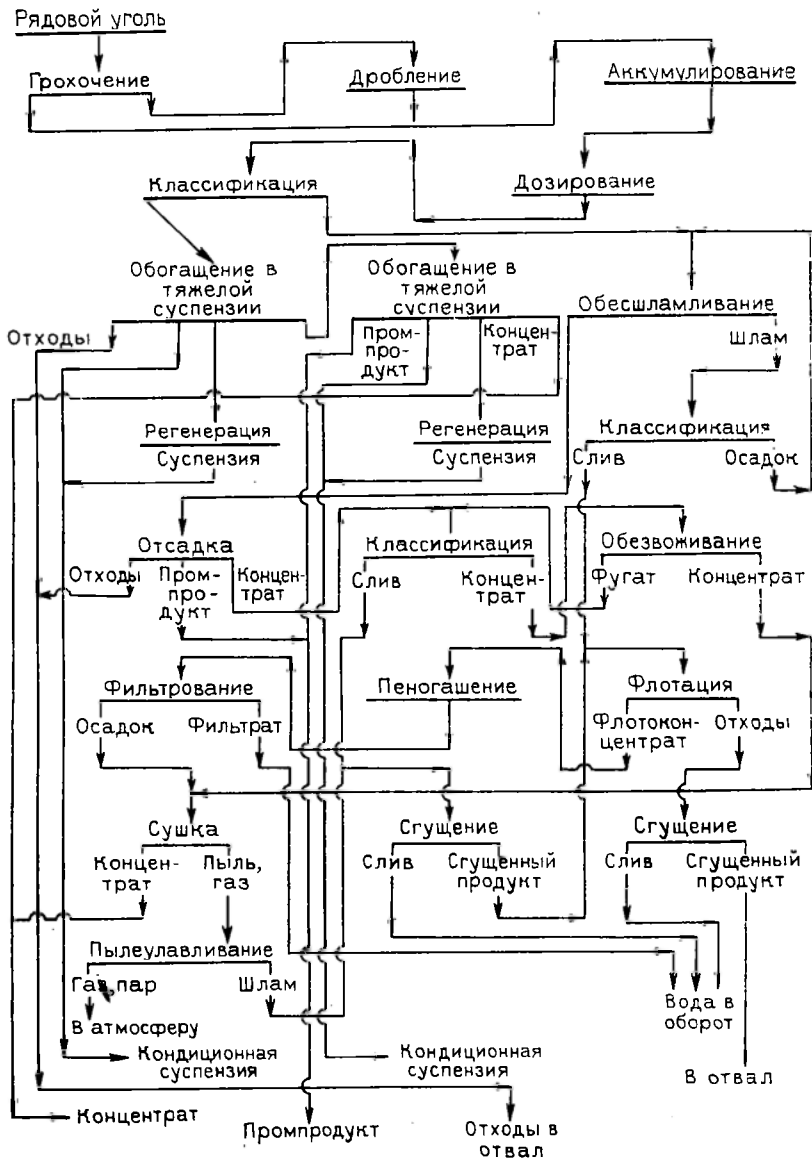


Рис. 96. Технологическая схема переработки коксующихся углей

125 мм. Класс +125 мм подвергается дроблению в двухвалковой зубчатой дробилке до крупности —125 мм. Дробленый продукт смешивается с классом 0—125 мм и ленточным конвейером подается в дозирочно-аккумулирующие бункера. Из дозирочных бункеров уголь выгружается вибропитателями с автоматическими дозаторами и подается ленточным конвейером в главный корпус.

Шихта рядовых углей, поступающая в главный корпус, подвергается классификации на машинные классы 13—125 и 0—13 мм. Машинный класс 13—125 мм обогащается в тяжелосреднем сепараторе первой стадии с выделением двух продуктов: отходов и всплывшего перемывочного продукта (плотность разделения в данном случае 1800 кг/м^3). Перемывочный продукт поступает во второй тяжелосредний сепаратор, где выделяется концентрат и промпродукт. Во второй стадии плотность разделения составляет 1400 кг/м^3 .

Концентрат после обезвоживания на грохотах направляется в погрузочные бункера. Промпродукт элеваторным колесом транспортируется для обезвоживания на грохот, затем в молотковую дробилку, где дробится до крупности менее 13 мм, а затем элеватором доставляется на переобогащение в отсадочные машины.

Машинный класс 13—0 мм обогащается в беспоршневых отсадочной тяжелосредний сепаратор, где выделяется концентрат и промпродукта и отходов; концентрат с отсадочных машин поступает на обезвоживающие грохоты, а затем на фильтрующие центрифуги для окончательного обезвоживания. После центрифугирования концентрат системой конвейеров подается в погрузочные бункера. Первичное обезвоживание промпродукта контрольной отсадочной машины осуществляется обезвоживающим элеватором, вторичное и окончательное — на фильтрующей центрифуге. Обезвоженный промпродукт системой конвейеров подается в погрузочные бункера.

Шламовые воды обезвоживающих грохотов концентрата, стационарных щелевидных сит перед грохотами и также воды дуговых сит перед отсадочными машинами поступают в гидравлический классификатор. Крупный шлам, осевший в классификаторах, поступает в сборники, из которых шламовыми насосами подается на отсадочные машины. Слив классификаторов поступает в радиальный сгуститель. Сгущенный шлам радиального сгустителя насосами перекачивается для обогащения во флотационное отделение, где установлены флотационные машины механического типа. Подготовка пульпы перед флотацией осуществляется в аппарате для кондиционирования пульпы. Флотационные машины работают с выделением двух конечных продуктов — концентрата и хвостов. Обезвоживание флотационного концентрата осуществляется на дисковых вакуум-фильтрах.

Обезвоженный концентрат ленточным конвейером направляется на сушку. Хвосты флотации направляются для сгущения в радиальные сгустители диаметром 30 м и оттуда — в хвостохранилище.

Для обогащения энергетических углей применяют те же методы и процессы, что и для коксующихся углей. Требования к качеству получаемых продуктов обогащения в данном случае несколько ниже, чем для коксующихся углей.

Энергетические угли различных марок в большинстве случаев обогащают до крупности 6 (13) мм. Мелкие классы углей (отсев) без обогащения отправляют потребителям. Однако современные тенденции в развитии обогащения энергетических углей свидетельствуют об экономической целесообразности их обогащения до глубины 0,5 мм и до 0.

При обогащении антрацитов товарной продукцией углеобогатительной фабрики может быть как крупный, так и мелкий концентраты. Крупный концентрат рассортировывается по видам на товарные сорта: АКО (класс 25—100 мм), АМ (13—25 мм) и АС (6—13 мм). Концентрат АШ (класс 0—6 мм) используют для энергетических целей и в металлургической промышленности для агломерации железных руд.

Схема цепи аппаратов обогащения антрацитов показана на рис. 97. Исходный продукт системой ленточных конвейеров подается на грохот 1 с размером отверстия сита 200—300 мм. Надрешетный продукт подвергается дроблению в валковой зубчатой дробилке 2 до крупности 200—300 мм, после чего он объединяется с подрешетным и направляется на грохот 3 для разделения на классы +13 и —13 мм.

Класс +13 мм обогащается в тяжелосреднем сепараторе 4, плотность магнетитовой суспензии в котором может составлять 1950—2000 кг/м³.

Тяжелая фракция (хвосты) после обезвоживания и отмывки суспензии на грохоте 5 направляется в отвал. Легкая фракция (концентрат) также обезвоживается, промывается от суспензии и рассортировывается на грохоте 6 с размером отверстий 25 мм на товарные сорта.

Подрешетный продукт грохота 3 крупностью —13 мм отгружается потребителю в необогащенном виде.

Кондиционная суспензия с грохотов 5 и 6 направляется в емкость 7 и далее в сепаратор 4, а некондиционная (разбавленная водой при отмывке магнетита) поступает в емкость 8. Эта су-

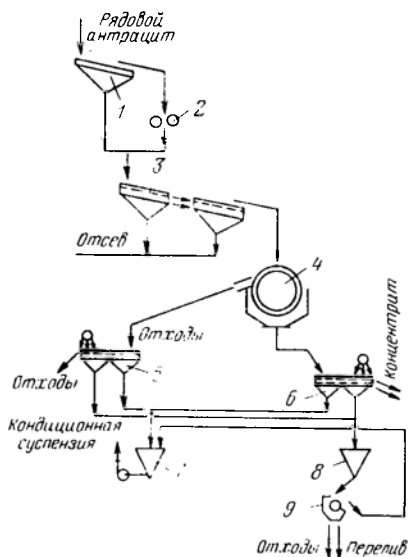


Рис. 97. Схема цепи аппаратов обогащения антрацитов

пензия подвергается регенерации на магнитном сепараторе 9, в результате чего из нее извлекаются магнетит, направляемый в емкость 7 кондиционной суспензии, и хвосты (шламовая вода), направляемые на сгущение и сброс.

§ 78. КОМПЛЕКСНОЕ ИСПОЛЬЗОВАНИЕ УГЛЕЙ

Исследования минерального состава добываемых углей и сопровождающих пород подтвердили наличие в них значительного содержания различных элементов, извлечение которых может быть осуществлено с экономической выгодой.

В неорганической части твердых топлив количественно преобладают глинистый сланец ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), песчанистый сланец (кварц SiO_2), пирит (FeS_2), сульфаты (CaSO_4), карбонаты (MgCO_3 , FeCO_3) и др. Кроме макроскопических примесей в углях имеется определенное содержание микроскопических соединений и элементов: цветных и благородных металлов, редких, редкоземельных, радиоактивных, легирующих и др. (свинец, цинк, олово, ртуть, серебро, золото, германий, галлий, бериллий, рений, уран, иттрий, скандий, лантан, бор, титан, циркон, ванадий, ниобий, молибден, вольфрам, кобальт, никель, хром, марганец и др.).

Перечисленные микрокомпоненты и элементы в промышленных условиях пока не извлекаются. Извлечение некоторых может быть целесообразным только при решении вопросов комплексной переработки сырья.

Освоено лишь извлечение германия из легких (низкозольных) фракций угля, в которых может содержаться до 10 г/т этого ценного элемента. При сжигании таких углей концентрация германия повышается до 1 кг/т золы. На примере извлечения германия, как в методическом, так и в прикладном отношении, могут быть успешно решены задачи исследования и использования других ценных неорганических компонентов твердых топлив.

Зольные остатки и отходы углеобогащения (продукты с высокой зольностью) в основном содержат окислы Al_2O_3 и SiO_2 . Эти продукты можно использовать при изготовлении шлакоблочных изделий, заполнителей бетонов, производстве красного кирпича, строительстве и ремонте ж.-д. путей, автодорог, засыпке оврагов и др. Зола, получаемая при пылеугольном сжигании и санитарной очистке дымовых газов, в отдельных случаях используется для получения цемента.

Шлаки от сжигания углей в тепловых установках ГРЭС и ТЭЦ могут эффективно применяться в качестве теплоизоляционного материала для утепления чердачных и междуэтажных перекрытий, стен, тепловых и водопроводных магистралей, а также в качестве заполнителей для легких бетонов и кирпича. Установлена целесообразность производства зольного гравия, минеральной ваты, а также литых изделий из некоторых углистых сланцев и их шлаков. Каменное литье из расплава на основе углистых сланцев превосходит базальтовое каменное литье по механической прочности

и практически не уступает ему по кислотостойкости. Посредством измельчения затвердевшего расплава получают высококачественный кислотоупорный порошок для футеровки химической аппаратуры.

В последние годы проведены работы по использованию отходов углеобогачительных фабрик в кирпичной промышленности. При ежегодном выходе отходов углеобогащения около 150 млн. т содержание в них горючей части примерно в два раза превышает ежегодное потребление полноценного топлива всей кирпичной промышленностью, а минеральная часть по массе почти в полтора раза превышает потребности этой отрасли в сырье.

Большое практическое применение могут найти отходы углеобогачительных фабрик в производстве заполнителей для легких бетонов. В частности при производстве аглопорита, который наряду с керамзитом, перлитом и другими заполнителями в последние годы находит все более широкое применение.

Аглопорит, являющийся легким пористым материалом, получают при контактном спекании на решетках агломерационных машин различного глинистого сырья, отходов от добычи, обогащения и сжигания угля. При этом под действием раскаленных газов в шихте происходит испарение влаги, подогрев, горение топлива, спекание и вспучивание.

В зависимости от метода подготовки шихты и условий ее термической обработки конечным продуктом могут быть либо пористые глыбы, подвергаемые дроблению на щебень и песок (аглопорит), либо отдельные не спекающиеся между собой округлые гранулы (аглопоритовый щебень).

Зольная часть углей кроме SiO_2 имеет значительное содержание оксидов алюминия и железа. В настоящее время изучаются возможности производства глинозема из некондиционных бокситов, каолинов и каолинизированных силлиманитов, дистеновых и дистен-хлоритоидных сланцев, а также других алюмосиликатных пород, содержащих 22—24% оксида алюминия.

Эффективным является способ получения глинозема из нефелинового концентрата при спекании его с золой и известняком. Введение в шихту на 100 частей нефелинового концентрата 25,7 части золы позволило резко увеличить выход щелочи и глинозема. Установлена целесообразность производства глинозема из породы углеобогачительных фабрик. В отходах обогащения ряда углей содержание оксида алюминия значительно выше, чем в золе, получаемой при их сжигании на электростанциях.

Примером комплексного использования углей с получением ценных органических продуктов нетопливного назначения является применение концентратов липтобиолитовых углей, содержащих ископаемые смолы (резинит), в качестве сырья для химической промышленности.

Смоляные концентраты липтобиолитовых углей могут использоваться в производстве пластических масс как заменители дорогостоящих и дефицитных фенолоформальдегидных смол.

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ПРИРОДНЫХ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

§ 79. НАЗНАЧЕНИЕ И КЛАССИФИКАЦИЯ ПРИРОДНЫХ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Горные породы месторождений природных строительных материалов подразделяются в зависимости от условий образования на три класса:

изверженные (магматические) — продукты затвердевания в недрах или на поверхности земли силикатных расплавов сложного состава (магм): граниты, сиениты, диориты, габбро, диабазы, перидотиты, базальты, андезиты, обсидианы, туфы, пемзы и др.;

осадочные — продукты механического разрушения и отложения изверженных пород, а также отложения жизнедеятельности растительных и животных организмов: карбонаты (известняки, доломиты и переходные формы), песчаники и др.;

метаморфические — продукты перекристаллизации и глубокого изменения изверженных и осадочных пород в результате воздействия высоких температур, давления и других факторов: гнейсы, кристаллические сланцы, кварциты, мраморы и др.

Нерудные полезные ископаемые являются источником получения строительных материалов: бутового камня, щебня, гравия и песка, облицовочных деталей и изделий, пыльного камня и др. Кроме того, эти полезные ископаемые также являются основой цементного, керамического и стекольного производства (табл. 23).

При переработке нерудных строительных материалов их агрегатное состояние, физические свойства и химический состав не изменяются. Получаемые при переработке товарные продукты по своим качественным показателям должны удовлетворять определенным требованиям, регламентируемым государственными стандартами.

Свойства исходных горных пород: их минеральный и петрографический состав, структура и текстура, прочность, плотность, насыпная плотность, пористость, водопоглощение определяют качественную характеристику получаемых строительных материалов: бутового камня, щебня, гравия и песка, облицовочных деталей и изделий, пыльного камня и др.

Бутовый камень, а также брусчатка — куски размером 150—300 мм, используемые в основном для дорожного строительства.

Щебень — продукт механического дробления природных каменных материалов. В зависимости от размеров зерен щебень разделяется на четыре основные фракции (классы крупности): +5—10; +10—20; +20—40 и +40—70 мм. Используется щебень в основном в качестве заполнителя бетона, железобетона и для дорожных покрытий.

Гравий и песок — обломки горных пород, в разной степени ока-

Т а б л и ц а 23. Область применения нерудных полезных ископаемых

Горная порода	Вид материала и изделий из природного камня	Область применения
Все виды горных пород	Бутовый камень, камни пиленные и колотые	Фундаменты зданий, сооружений
Гранит, диорит, базальт, диабаз, известняк плотный, доломит, песчаник	Камни рваные, колотые и тесаные, валуны, щебень	Гидротехнические сооружения
Все виды известняков, доломит, песчаник, туф вулканический, гипсовый камень	Стеновые камни, крупные блоки, тесаный камень	Стены зданий и сооружений
Гранит, сиенит, диорит, лабрадорит, габбро, базальт, туф, кварцит, мрамор, известняк, песчаник	Облицовочные плиты и камни, профильные элементы	Облицовка стен наружная
Мрамор, мраморовидный известняк, травертин, гипсовый камень, брекчия и конгломераты, туф	Облицовочные плиты, профильные элементы	Облицовка стен внутренняя
Гранит, сиенит, диорит, габбро, базальт, мрамор, лабрадорит	Ступени, плиты, блоки для парапетов, столбов и стенок	Наружные и внутренние лестницы и площадки, полы, парапеты и ограждения
Гранит, диорит, базальт, песчаник вулканический, туф, известняк плотный	Камни бутовые, брусчатка, камень колотый и булыжник, щебень, песок и минеральный молотый порошок	Дорожные покрытия автомобильных дорог
Базальт, диабаз, туф, тальковый камень	Плиты, блоки, фасонные изделия, щебень, песок	Жаростойкие облицовка, футеровка и кладка
Гранит, диорит, кварцит, андезит, базальт, диабаз	То же	Кислотоупорные облицовка, футеровка и кладка
Плотный известняк, доломит, магнезит, песчаник известковый	Плиты, блоки, фасонные изделия, щебень, песок	Щелочестойкие облицовки, футеровка и кладка
Известняковые, глинистые породы и их мергели	Дробленый, измельченный материал	Производство цемента
Гипс	Дробленый, измельченный материал	Производство извести
Кварцевый песок, мел, известняк, доломит	То же	Производство стекловых изделий
Алюмосиликаты, каолин	» »	Производство керамических и фарфоровых изделий

таные, образовавшиеся в процессе разрушения природными силами изверженных, метаморфических и осадочных пород.

Переработка гравийно-песчаных смесей позволяет получать отдельные фракции гравия, по крупности аналогичные фракциям щебня, и строительные пески крупностью от 0,05 до 3—4 мм, которые подразделяются на четыре группы: очень мелкий, мелкий, средний и крупный.

Гравий и строительные пески используют в качестве заполнителей бетона, балластного слоя железнодорожного пути, в строительстве автодорог. Наряду с этим строительные пески используют для производства силикатного кирпича, приготовления штукатурных и кладочных растворов.

Облицовочные материалы — детали и изделия, изготовленные из природного камня путем механической или термической обработки.

Пильный камень — стеновые блоки из пород, которые легко поддаются механическому распиливанию и обработке режущим инструментом. В некоторых республиках страны (Армянская ССР, Азербайджанская ССР) до 60% зданий и сооружений строится с использованием пильного камня в качестве основного стенового материала.

§ 80. ОСНОВНЫЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

Требования к качественным показателям продукции заводов по производству природных строительных материалов предопределяются минеральным составом исходных пород, их физическими и технологическими свойствами, основными из которых являются следующие.

Прочность — способность горных пород сопротивляться механическим нагрузкам на сжатие и растяжение — основной показатель их механических свойств. Предел прочности при сжатии плотных певыветрившихся изверженных и метаморфических пород обычно превышает 100 МПа и достигает для особо прочных пород, например базальтов, 500 МПа.

Прочность осадочных пород, особенно карбонатных, существенно зависит от их структуры и пористости и может изменяться в широких пределах — от 5 до 200 МПа.

Важным показателем технологических свойств исходных пород является содержание в них слабых разностей с пределом прочности на сжатие до 20 МПа, наличие таких слабых разностей — существенная особенность осадочных пород, но они могут также содержаться в изверженных и метаморфических породах.

Плотность горных пород изменяется в относительно узких пределах: от 2500 до 3000 кг/м³. В связи с этим плотность имеет ограниченное применение для оценки строительных свойств горных пород и используется преимущественно для определения их пористости.

Объемная масса — отношение массы материала в сухом состоянии к его объему. Объемная масса изверженных пород изменяется в пределах от 2500 до 3100 кг/м³; осадочных — от 1700 до 2500 кг/м³, метаморфических — от 2000 до 2600 кг/м³. Этот физический параметр горных пород определенного минерального состава и структуры может служить косвенной характеристикой их прочности.

Пористость — отношение суммарного объема пор в материале

к общему его объему; обычно выражается в процентах, на основе предварительно установленных значений плотности и объемной массы. Пористость изверженных пород, используемых для изготовления щебня, обычно находится в пределах от 1 до 1,5%; осадочных, особенно карбонатных, от 1 до 40%.

Увеличение пористости, при прочих равных условиях, снижает механическую прочность породы и увеличивает ее водопоглощение.

Водопоглощение связано с числом открытых и сообщающихся пор, а также их размерами. Водопоглощение изверженных пород, не подвергавшихся процессам выветривания, не превышает 0,3—0,7%; для осадочных пород эта величина достигает 10—15%.

Морозостойкость горных пород определяется их сопротивлением разрушению, вызываемому давлением льда, образующегося в порах. Степень разрушения при этом будет зависеть от пористости породы, степени насыщения пор, температуры и скорости ее понижения, длительности и цикличности температурных воздействий. Оценивают морозостойкость по числу циклов попеременного замораживания и оттаивания образцов породы, которое они выдерживают без снижения прочности или потери в массе выше установленных пределов.

Прочность сцепления с цементным камнем в бетоне относится к специальным строительным свойствам горных пород. Она характеризует совместную работу компонентов бетона и определяет его прочность, деформативность, водонепроницаемость и морозостойкость. Прочность сцепления зависит от поверхностных свойств минералов: их смачиваемости, шероховатости, пористости.

Оценку ожидаемой прочности сцепления производится опытным путем по величине требуемых усилий для отрыва цементного камня возрастом 28 сут от поверхности образца породы.

§ 81. ТРЕБОВАНИЯ К СТРОИТЕЛЬНЫМ МАТЕРИАЛАМ

Технические требования к основным видам нерудных строительных материалов определяются свойствами исходных горных пород и назначением продукции.

Бутовый камень в соответствии с ГОСТ 22132—76 оценивается следующими показателями: крупностью кусков, содержанием кусков менее наименьшей и более наибольшей крупности, содержанием глины в комках, маркой по прочности, морозостойкостью и петрографическим составом.

Размер кусков бутового камня должен находиться в пределах от 150 до 500 мм. По соглашению поставщика и потребителя допускается производство бутового камня с размером кусков от 70 до 1000 мм. Содержание кусков с размерами меньше и больше указанных пределов не должно превышать 15% по массе.

Бутовый камень должен содержать не более 2% (по массе) глины в комках. Различают следующие марки бутового камня по

прочности: 1400; 1200; 1000; 800; 600; 400; 300; 200. При этом бутовый камень из изверженных пород должен иметь марку не ниже 600, а из метаморфических — не ниже 400. Отдельные куски не должны иметь прослоек глины, мергеля, а также видимых расслоений.

По морозостойкости бутовый камень подразделяется на следующие марки: Мрз15; Мрз25; Мрз50; Мрз100; Мрз150; Мрз200; Мрз300.

Отдельные марки характеризуются определенным числом циклов попеременного замораживания и оттаивания, выдержанных образцами при испытаниях, с учетом потерь массы образцов.

Предприятие-изготовитель бутового камня обязано по требованию потребителя представить ему минералогическую и петрографическую характеристику исходной горной породы, а также данные о трещиноватости и физико-механических свойствах: пределе прочности на сжатие, плотности, объемной массе, пористости.

Щебень и гравий (ГОСТ 8267—82, ГОСТ 8268—82, ГОСТ 10260—82) характеризуются следующими качественными показателями: зерновым составом; содержанием зерен пластинчатой и игловатой форм (только для щебня); прочностью; содержанием зерен слабых пород; содержанием пылевидных, глинистых и илистых частиц; морозостойкостью; петрографическим составом.

Зерновой состав щебня и гравия регламентирует четыре основные фракции (классы крупности): +5—10; +10—20; +20—40; +40—70 мм. Наряду с этим стандарты допускают поставку щебня и гравия в виде смеси двух смежных фракций, а по соглашению поставщика и потребителя щебень и гравий могут поставляться в виде смеси и большего числа фракций, а также фракций: +3—10, +10—15; +15—20 мм и крупнее 70 мм.

Стандарт также регламентирует зерновой состав отдельных узких фракций и содержание в них зерен смежных (мельче и крупнее) фракций.

Форма зерен заполнителей бетона влияет на их пустотность, укладываемость и, следовательно, на расход песка и цемента.

Форма зерен щебня бывает кубообразной, остроугольной, пластинчатой (лещадной) и игольчатой, а гравия — преимущественно округлой, окатанной.

К зернам пластинчатой (лещадной) и игловатой форм относят такие зерна, длина которых более чем в три раза превышает их толщину или ширину.

В зависимости от содержания зерен пластинчатой и игловатой форм щебень подразделяется на кубовидный (содержание зерен пластинчатой и игловатой форм не более 15% по массе); улучшенный (содержание зерен пластинчатой и игловатой форм не более 25%) и обычный (содержание зерен пластинчатой и игловатой форм не более 35%).

По соглашению производителя и потребителей допускается выпуск щебня с содержанием более 35% зерен пластинчатой и игольчатой форм.

Т а б л и ц а 24. Характеристика прочности щебня

Марка щебня по прочности	Потеря в массе при определении дробимости щебня, %	
	в сухом состоянии	в насыщенном во- дой состоянии
<i>Изверженные породы</i>		
1400	≤12	≤9
1200	12—16	9—11
1000	16—20	11—13
800	20—25	13—15
600	25—34	15—20
<i>Осадочные и метаморфические породы</i>		
1200	≤11	≤11
1000	11—13	11—13
800	13—15	13—15
600	15—19	15—20
400	19—24	20—28
300	24—28	28—38
200	28—35	38—54

Щебень обычный может использоваться без ограничений в качестве заполнителя для всех видов тяжелого бетона. Для бетона дорожных и аэродромных (однослойных и двухслойных) покрытий, а также для безнапорных бетонных и железобетонных труб используется щебень улучшенный и кубовидный. Для бетонов, предназначенных для изготовления напорных железобетонных труб, опор линий электропередач, контактной сети, линий связи и автоблокировки, применяется только кубовидный щебень.

Гравий по форме зерен не регламентируется, однако потребитель должен иметь данные ее оценки.

Прочность щебня и гравия в зависимости от их назначения характеризуется следующими прочностными показателями: щебень и гравий для бетона — маркой по прочности (табл. 24), соответствующей пределу прочности исходной горной породы при ее сжатии (раздавливании) в цилиндре; щебень и гравий для строительства автомобильных дорог — марками по прочности, определяемыми по дробимости в цилиндре и истираемости в полочном барабане (табл. 25); щебень для балластного железнодорожного пути — маркой, определяемой по сопротивлению удару на копье ПМ.

Указанные прочностные показатели отвечают тем основным воздействиям, которым подвергаются щебень и гравий в соответствующих конструкциях зданий и сооружений. Дробимость в цилиндре, отражающая сопротивление зерен щебня и гравия растяжению под влиянием раскалывающих усилий, передаваемых смежными зернами в точках их касания, характеризует пригодность заполнителей для бетонов определенных марок. Это объясняется тем,

что зерна заполнителей в бетоне разрушаются от разрыва в направлении наибольшей деформации.

Истираемость щебня и гравия в полочном барабане характеризует пригодность их для дорожных покрытий автомобильных дорог различных категорий, так как истирание в данном случае является основным видом воздействия.

Сопротивление щебня и гравия удару на копре ПМ характеризует пригодность их для использования в балластном слое ж.-д. пути, при этом учитывают, что ударная нагрузка является основной для материалов балластного слоя.

Содержание зерен слабых разностей в щебне и гравии влияет на их прочностные характеристики при сжатии в насыщенном водной состоянии менее 20 МПа.

Согласно ГОСТ 8267—82, щебень из естественного камня для строительных работ марок по прочности 1400 и 1200 должен содержать зерен слабых пород не более 5% (по массе); щебень марок 1000; 800; 600 и 400 — не более 10%; щебень марок 300 и 200 — не более 15%.

Для бетонов сборных и монолитных конструкций, изделий и деталей используются щебень и гравий с содержанием зерен слабых пород не более 10%, а для бетона гидротехнических сооружений и железобетонных труб — содержание не более 5% по массе.

Содержание пылевидных, глинистых и илистых частиц (крупностью менее 0,05 мм) в щебне и гравии зависит от способа добычи горных пород и технологии производства этих материалов.

Загрязненность щебня и гравия пылевидными и глинистыми частицами ухудшает сцепление цемента с зернами заполнителя, снижает укладываемость бетонной смеси и тем самым отрицательно влияет на прочность и морозостойкость бетона.

Пылевидные и глинистые частицы ухудшают также дренажные свойства щебня.

В щебне из осадочных пород марок 600, 800, 1000 и 1200 суммарное содержание пылевидных, глинистых и илистых частиц не должно превышать 2%, а для щебня марок 200; 300; 400 — 3%. Содержание этих продуктов в щебне из изверженных и метаморфических пород не должно превышать 1%.

Таблица 25. Характеристика щебня и гравия по износу в полочном барабане

Марка щебня и гравия по истираемости	Потери в массе при испытании в полочном барабане, %	
	щебня	гравия
И — I	≤ 25	≤ 20
И — II	25—35	20—30
И — III	35—45	30—40
И — IV	45—60	40—50

Таблица 26. Характеристика щебня и гравия по морозостойкости

Вид испытаний	Марка по морозостойкости						
	Мрз-15	Мрз-25	Мрз-50	Мрз-100	Мрз-150	Мрз-200	Мрз-300
Непосредственное замораживание:							
число циклов	15	25	50	100	150	200	300
потеря в массе после испытания, %, не более	10	10	5	5	5	5	5
В растворе сернокислого натрия:							
число циклов	3	5	10	10	15	15	15
потеря в массе после испытания, %, не более	10	10	10	5	5	3	2

Морозостойкость щебня и гравия характеризует возможности их применения в качестве заполнителей для бетонов, подвергающихся воздействию отрицательных температур. Долговечность бетона в конструкциях зданий и сооружений в значительной степени зависит именно от морозостойкости заполнителей.

По степени морозостойкости щебень и гравий подразделяют на те же марки, что и бутовый камень. Эти марки соответствуют числу циклов попеременного замораживания и оттаивания с определением потерь массы образца при его разрушении (табл. 26).

Для предварительной оценки морозостойкости щебня и гравия разрешается проводить испытания разрушаемости образцов в растворе сернокислого натрия. Сущность испытаний заключается в разрушении поверхности зерен образца, возникающем под влиянием объемных изменений гидратирующих кристаллов сернокислого натрия, что может быть равносильно давлению льда в порах породы.

Петрографический состав щебня и гравия не нормируется стандартами.

Строительные пески (ГОСТ 8736—77) подразделяют на следующие виды:

природный, природный обогащенный и фракционированный;
дробленый, дробленый обогащенный и фракционированный;
дробленый из отсеков и обогащенный дробленый из отсеков.

Природный песок добывают при разработке песчаных и песчано-гравийных месторождений, образовавшихся в результате естественного разрушения скальных горных пород.

Дробленый песок изготавливают из скальных горных пород и гравия путем их дробления и измельчения.

Дробленый песок из отсеков получают при дроблении горных пород для получения из них щебня.

Обогащенные и фракционированные пески отличаются улучшенным зерновым составом: меньшим содержанием предельных классов крупности, пылевидных, глинистых и илистых частиц.

Песок для строительных работ характеризуется следующими показателями качества:

зерновым составом и модулем крупности; содержанием пылевидных, глинистых и илистых частиц; петрографическим составом.

Пески дробленые и из отсевов дробления, кроме того, характеризуются пределом прочности исходной горной породы.

Зерновой состав песков характеризуется двумя показателями: модулем крупности M_k и полным остатком на сите № 063 (выходом надрешетного продукта в процентах при просеивании материала на сите с отверстием 0,63 мм). Эти показатели определяются после отсева из песка материала крупностью более 5 мм, т. е. щебня или гравия.

Модуль крупности песка M_k определяется по формуле

$$M_k = 0,01(A_{2,5} + A_{1,25} + A_{0,63} + A_{0,315} + A_{0,14}),$$

где $A_{2,5}$; $A_{1,25}$; $A_{0,63}$; $A_{0,315}$; $A_{0,14}$ — полные остатки, полученные при расसेве пробы на ситах с отверстиями размером соответственно 2,5; 1,25; 0,63; 0,315; 0,14 мм.

Классификация строительного песка в зависимости от модуля крупности

Песок	Крупный	Средний	Мелкий	Очень мелкий
Модуль крупности . . .	>2,5	2—2,5	1,5—2	1—1,5
Полный остаток на сите № 063, %	>45	30—45	10—30	До 10

Фракционированные пески выпускают в виде двух отдельно поставляемых фракций — крупной и мелкой, получаемых гидравлической классификацией по граничному зерну разделения 1,25 и 0,63 мм. При поставке должны обеспечиваться требуемое соотношение фракций и их заданный состав по крупности (табл. 27).

В строительных песках всех видов ограничивается содержание зерен крупностью менее 0,14 мм и зерен гравия или щебня размером более 5 мм.

Таблица 27. Требования к зерновому составу фракционированных песков

Показатель	Размер граничного зерна, мм			
	1,25		0,63	
	Крупная фракция	Мелкая фракция	Крупная фракция	Мелкая фракция
Полный остаток (%) на сите с размером отверстий, мм:				
2,5	20—50	—	15—40	—
1,25	85—100	0—15	50—70	—
0,63	—	30—50	85—100	15
0,315	—	50—80	—	40—60
0,14	—	90—100	—	90—100
Соотношение крупной и мелкой фракций, %	20—50	80—50	30—70	70—30

Т а б л и ц а 28. Требования к чистоте строительного песка

Песок	Допустимое содержание (%) пылевидных глинистых и илистых частиц в песке по категориям		Допустимое содержание (%) комков глины в песке по категориям	
	Первая	Высшая	Первая	Высшая
Природный	3	—	0,5	—
Обогащенный	2	—	0,25	—
Фракционированный:				
крупная фракция	0,5	0,4	0,1	0,1
мелкая фракция	1,5	1	0,2	0,15
Дробленый	4	3	0,35	0,25
Дробленый обогащенный	2,5	2	0,25	0,15
Дробленый фракционированный:				
крупная фракция	1	0,5	0,1	0,1
мелкая фракция	2	1,5	0,2	0,15
Дробленый из отсевов	5	—	0,5	—
Дробленый обогащенный из отсевов	3	—	0,35	—

Требования к чистоте строительного песка приведены в табл. 28.

В целях более широкого использования в дорожном строительстве песков из отсевов дробления горных пород стандарт допускает содержание в таких песках тонких пылевидных, глинистых и илистых частиц до 7%.

Петрографический состав строительного песка не нормируется, но так же, как и при производстве щебня и гравия, предприятие-изготовитель должен иметь его характеристику: петрографический состав, описание формы и характера поверхности зерен песка, физико-механические свойства (плотность, пустотность, морозостойкость, удельная поверхность).

§ 82. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СХЕМЫ ПЕРЕРАБОТКИ ПРИРОДНЫХ СТРОИТЕЛЬНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Схемы получения нерудных строительных материалов включают ряд технологических процессов: дробление, грохочение, промывку, гидравлическую классификацию и др. Выбор отдельных процессов и их сочетание в технологической схеме переработки горной массы определяются гранулометрическим составом исходного сырья, его физико-механическими свойствами и требованиями к качеству конечной товарной продукции. Технологические схемы получения нерудных строительных материалов должны быть надежными и гибкими для обеспечения выхода и номенклатуры выпускаемой продукции заданного качества при минимально возможных капитальных и эксплуатационных затратах.

При разработке и совершенствовании технологии получения природных строительных материалов должно предусматриваться

комплексное использование как исходного нерудного сырья, так и пород попутной добычи — вскрыши при ведении горных работ на горно-обогатительных комбинатах руд черных, цветных металлов и горно-химического сырья.

В зависимости от исходного сырья и основного вида выпускаемой продукции заводы по производству нерудных разделяются на щебеночные, строительных материалов подгравийно-песчаные и песчаные.

Щебеночные заводы имеют различные технологические схемы в зависимости от характерных признаков исходной породы: однородности, прочности, абразивности, промываемости и др. Эти свойства определяют технологические

схемы и аппаратное оформление щебеночных заводов трех основных типов: для однородных, прочных, абразивных пород; для однородных, прочных, малоабразивных пород, незначительно загрязненных среднепромывистыми включениями; для неоднородных, средней и малой прочности, малоабразивных пород, загрязненных средне- и труднопромывистыми включениями.

Типичная технологическая схема получения щебня из однородных, прочных, абразивных пород представлена на рис. 98. Схема предусматривает трехстадиальное дробление в замкнутом цикле в последней стадии. В первой стадии устанавливают щековые или конусные дробилки крупного дробления, во второй — конусные среднего дробления, в третьей — конусные дробилки мелкого дробления. Возможность осуществления замкнутого цикла в последней стадии дробления позволяет регулировать выход и зерновой состав отдельных фракций щебня.

Приведенная на рис. 98 схема в силу своей малооперационности является простой и надежной в эксплуатации. В других случаях (при более сложной характеристике исходной породы) применяют более сложные технологические схемы, включающие не только операции дробления, грохочения и промывки, но и операции гидравлической классификации, обогащения по плотности в тяжелых суспензиях и др.

Гравийно-песчаные заводы перерабатывают довольно сложное по составу исходное сырье, содержащее гравий, песок, глинистые соединения, иногда в цементированном состоянии.

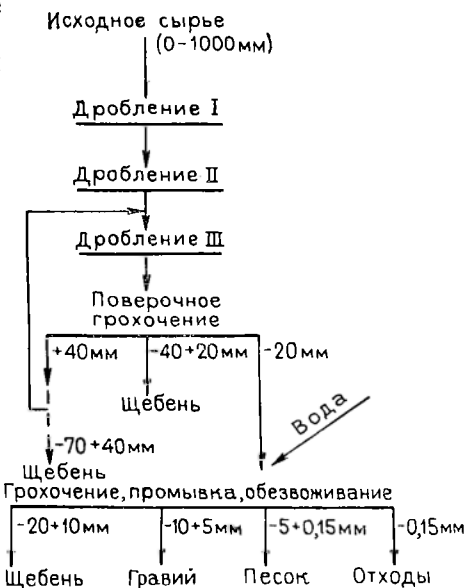
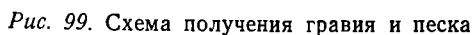


Рис. 98. Схема получения щебня



Исходным сырьем служит гравийно-песчаная смесь месторождения «Ризгоние», содержащая легкопромывистые включения загрязняющих примесей.

Технологическая схема получения гравия и песка (рис. 99) предусматривает выпуск мелких фракций щебня и гравия крупностью +5—10 и +10—20 мм и обогащенного песка +0,15—5 мм в соответствии с требованиями стандартов на эту продукцию.

Процесс переработки гравийно-песчаной смеси включает следующие операции: трехстадиальное дробление в замкнутом цикле в третьей стадии в дробилках ШДС; КСД-1750Гр и КМДТ-1750; предварительное грохочение исходной массы на грохотах ГИЛ-52 с разделением на гравийно-песчаный и щебеночный потоки; поворочное грохочение на щебеночном потоке после дробления во II и III стадиях на грохотах ГИЛ-52; промывку и сортировку на грохотах ГИЛ-52 гравийно-песчаного продукта фракции 0—20 мм с выделением гравия фракций +5—10 и +10—20 мм; промывку и сортировку на грохотах ГИЛ-52 щебеночного продукта крупностью 0—20 мм с выделением щебня фракций +5—10 и +10—20 мм; обезвоживание щебня и гравия на грохотах ГИЛ-52, установленных после классифицирующих; промывку и обезвоживание природного песка и песка из отсевов дробления в односпиральных классификаторах 1КСН-20.

Гравийно-песчаный завод работает по гибкой технологической схеме. Процесс регулируется путем применения промежуточного склада для горной массы вместимостью на 8—10 ч работы завода, установки технологического оборудования по линейной схеме, состоящей из четырех независимых каскадов грохотов на гравийном потоке и таких же четырех на щебеночном.

Хранение готовой продукции осуществляется на открытых конусно-штабельных складах. В зимний период влажный обогащенный песок поступает на специально предусмотренные резервные площадки.

Песчаный завод обычно имеет простейшую технологическую схему. Если разработка месторождения ведется средствами гидромеханизации и доставка исходной песчаной смеси на завод осуществляется пульпопроводом, технология обогащения может быть следующей: сгущение песковой пульпы осуществляется в сгустительных воронках, последующая промывка и гидроклассификация производится на промывочных машинах и гидравлических классификаторах, например гидроциклонах, с разделением исходного продукта по граничному зерну 0,6 или 1,2 мм.

Глава 18

ОХРАНА ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

§ 83. ИСТОЧНИКИ ЗАГРЯЗНЕНИЯ ВОДНОГО И ВОЗДУШНОГО БАССЕЙНОВ НА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ

Переработка полезных ископаемых, начиная с подготовительных процессов и кончая выпуском товарной продукции, органически связана с окружающей средой. Дробление, измельчение, транспортирование сухого материала, сушка, обжиг продуктов, операции

при окусковании концентратов вызывают выделение пыли и газов в воздушный бассейн. Мокрые процессы обогащения и гидротранспорт расходуют огромные запасы свежей воды из природных ресурсов.

Неочищенные сточные воды, содержащие взвешенные примеси и реагенты, являются причиной нарушения экологической системы со всеми отрицательными последствиями. Твердые отходы производства — хвосты обогащения при нерациональном складировании наносят вред природной среде и бытовым условиям жизни населения, загрязняя воздух пылью и грунтовые воды примесями.

На обогатительных фабриках, перерабатывающих руды цветных металлов, источниками загрязнения окружающей среды являются, кроме хвостов, флотационные реагенты, большинство из которых являются токсичными. Поступая с хвостами в хвостохранилища, реагенты затем попадают в сточные воды и далее в водоемы, поскольку полный водооборот при сложных технологических схемах обогащения полиметаллических руд флотацией осуществить практически очень трудно. При этом требуется глубокая очистка сточных вод хвостохранилищ от загрязняющих компонентов и возвращения их в технологический процесс. Употребление сточных вод фабрики в качестве оборотной воды без изменения реагентного режима флотации зачастую может привести к резкому снижению технологических показателей как в результате депрессии флотируемых минералов, так и нарушения селективности. Поэтому сточные воды, направляемые в оборот, должны подвергаться кондиционированию (в данном случае под кондиционированием понимают комплекс мер, обеспечивающих очистку от вредных примесей, изменение концентрации отдельных компонентов, физических и физико-химических характеристик воды).

Очистка сточных вод обогатительных фабрик предусматривает удаление из них твердых частиц, а также удаление и нейтрализацию вредных и ядовитых примесей. Очистка сточных вод устраняет загрязнение водоемов, в которые сбрасываются воды, и позволяет вторично использовать отработанные воды.

Следует отметить, что иногда очистка сточных вод флотационных фабрик может сопровождаться извлечением ценных компонентов, безвозвратно теряемых.

При переработке руд черных металлов источником загрязнения окружающей среды являются сбрасываемые в хвостохранилища хвосты обогатительных фабрик, а также выпускаемые в атмосферу дымовые газы окомковательно-обжиговых и агломерационных установок.

Углеобогатительные фабрики, как правило, имеют замкнутые водно-шламовые схемы, практически исключающие сбрасывание сточных вод в реки, озера и другие водоемы. Однако и здесь не исключена возможность попадания оборотных вод в природные водоемы вследствие частичного размыва дамб хвостохранилищ (в весеннее паводковое время) или постоянной фильтрации вод через дамбы и грунтовое ложе хвостохранилища.

Отвалы вскрышных пород и хвосты флотации углеобогажительных фабрик, особенно в летнее время при сухой ветреной погоде, являются источником значительного пылеобразования. Наряду с этим, источником загрязнения атмосферы являются сушильные установки углеобогажительных фабрик, которые выбрасывают отработанные дымовые газы с относительно высокой запыленностью и большим содержанием продуктов сжигания топлива.

Охрана окружающей среды при добыче и переработке полезных ископаемых должна гарантироваться надежными системами рациональной организации обеспыливания, водоснабжения, отвального и хвостового хозяйства.

Выбор способов и схем очистки сточных вод, а также системы пылеулавливания на обогажительных фабриках зависит от характера обогащаемого полезного ископаемого, применяемых методов обогащения, реагентов и т. д.

Наиболее важные положения природоохранительного законодательства закреплены в Конституции СССР (статьи 18, 67, 73, 147).

§ 84. ОЧИСТКА СТОЧНЫХ И ОБОРОТНЫХ ВОД ОТ ТВЕРДЫХ ВЗВЕСЕЙ

Сточными водами обогажительных фабрик называют удаляемые за пределы фабрик воды, загрязненные отходами и вредными примесями.

Сточные воды для очистки от посторонних и вредных примесей подвергаются механическому, химическому, физико-химическому и биохимическому способам очистки.

Очистка оборотных вод от твердых взвесей (механический способ) на рудообогажительных фабриках осуществляется в гидроциклонах, радиальных сгустителях и хвостохранилищах. Очистке подвергают в основном хвосты, твердая часть которых представлена пустой породой обогащаемой руды. В хвостах обогащения наряду с пустой породой всегда содержится и некоторая часть недоизвлеченных ценных компонентов. Состав твердых взвесей зависит от типа перерабатываемой руды и принятой технологии ее обогащения.

Улавливание грубодисперсных твердых частиц достаточно эффективно происходит в отстойниках, гидроциклонах, радиальных сгустителях, вакуум-фильтрах и других аппаратах.

Естественная очистка оборотных вод железорудных ГОКов заключается в отстаивании хвостовой пульпы в хвостохранилищах. Этот способ широко применяют для очистки сточных вод от взвешенных частиц. Содержание последних в воде снижается до 20—30 г/м³. Естественная очистка на современных ГОКах требует больших площадей для отстаивания (до 1000 га) и не позволяет очистить сточные воды флотационных фабрик.

При очистке большого объема сточных вод, исчисляемых на крупных предприятиях десятками тысяч кубических метров в сут-

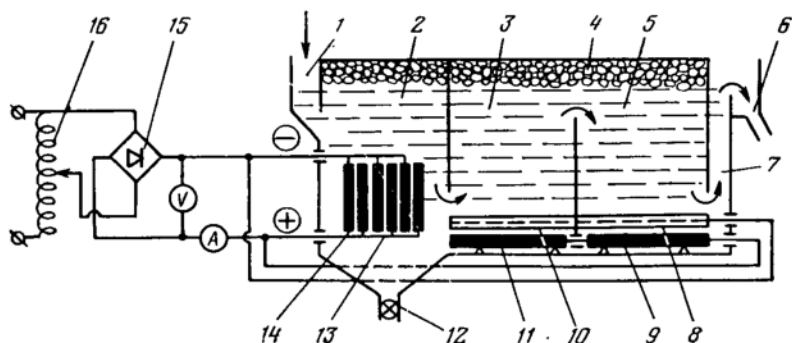


Рис. 100. Схема электрофлотационной установки

ки, несмотря на применение флокулянтов, улавливание тонких частиц сопряжено с большими трудностями и значительными капитальными и эксплуатационными затратами.

Для предварительного сгущения пульпы в системах оборотного водоснабжения обогатительных фабрик получают распространение пластинчатые сгустители (см. § 53), для улавливания тонких взвесей твердых веществ — флотационное обогащение.

Для извлечения ценных компонентов из минеральных пульп, растворов и производственных сточных вод применяют электрофлотацию.

Электрофлотация — процесс разделения тонкодиспергированных в жидкости компонентов твердой фазы с использованием в качестве разделительной фазы мелких пузырьков электролизных газов: водорода, кислорода (иногда хлора и других газов) без смеси, а в некоторых случаях и в смеси с пузырьками воздуха.

Аэрация пульпы в электрофлотационных машинах осуществляется пузырьками газов, образующихся при электролизе воды. Крупность образующихся газовых пузырьков зависит от плотности тока, формы электродов, шероховатости их поверхности, температуры жидкости, поверхностного натяжения на границе раздела фаз жидкость — газ и обычно колеблется в пределах 0,04—0,2 мм.

Применение электрофлотации эффективно не только при извлечении очень тонких гидрофобных взвесей, но и при флотации гидрофильных хлопьев, выносимых в пену пузырьками, механически захватываемыми внутри рыхлых флоккул.

Электрофлотационная установка для очистки сточных вод (рис. 100) 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 — проволоч-

ные 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 флоккул 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.

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.

Наряду с синтетическими флокулянтами для этих же целей может применяться электрокоагуляция (по типу камеры 2, см. рис. 100). Обрабатываемую воду пропускают через электролизеры.

Преимуществом электрокоагуляции является то, что в пульпу вводится незначительное количество дополнительных ионов. Это является важным при использовании обрабатываемых сточных вод в оборотном водоснабжении. Однако высокая стоимость электрокоагуляции (из-за значительного расхода электроэнергии, металла) ограничивает применение этого метода для общей очистки сточных вод обогатительных фабрик большой производительности. Этот метод может быть успешно использован на небольших потоках пульпы для улавливания ценных компонентов, например на сливах сгустителей концентратов цветных и редких металлов.

На рудообогатительных фабриках цветных металлов, где основным методом обогащения является флотация, естественной очисткой оборотных и сточных вод в хвостохранилищах ограничиваться не представляется возможным. Для извлечения флотационных реагентов и других компонентов из сточных и оборотных вод применяют экстракционные, физико-химические, ионообменные и биохимические методы.

§ 85. ОЧИСТКА СТОЧНЫХ ВОД ЭКСТРАКЦИЕЙ И АДсорбцией

При относительно высоком содержании в сточных водах растворенных органических веществ (например, флотационных реагентов) и особенно продуктов, представляющих техническую ценность, эффективным методом очистки сточных вод во многих случаях может быть *экстракция* органическими растворителями.

Сущность метода заключается в том, что извлечение из растворов веществ осуществляют при помощи другого растворителя (экстрагента). После достижения равновесия при удачно подобранном органическом растворителе концентрация извлекаемого вещества в органической фазе во много раз превышает концентрацию его в водной фазе. Сконцентрированное, таким образом, в органическом растворителе вещество далее отделяется от растворителя и может быть утилизировано в технологическом процессе производства либо является дополнительным товарным продуктом. Экстрагент после отделения от извлеченного вещества вновь используется для экстракционной очистки сточной воды.

Так, например, при очистке сточных вод, содержащих $6,75 \text{ кг/м}^3$ фенола, экстракцией бутилацетатом (в объемных отношениях 10:1) получают следующие концентрации фенола: в очищенной воде — $1,11 \text{ кг/м}^3$, в экстрагенте (бутилацетате) — $56,4 \text{ кг/м}^3$. Экстрагент легко отделяется от воды отстаиванием.

Более экономичным является метод адсорбции на твердых пористых материалах.

Для *адсорбции* органических веществ из водных растворов наиболее часто применяют углеродистые пористые материалы (различные типы активированных углей) либо органические синтетические сорбенты. Полярные гидрофильные материалы — глины, силикагели, алюмогель и гидраты оксидов для адсорбции веществ из водных растворов практически непригодны, так как энергия взаимодействия их с молекулами воды почти равна или превышает энергию адсорбции молекул органических соединений.

Применение сульфо- или активированного угля позволяет практически полностью (до «следов») очистить сточные воды от нефтепродуктов, однако использование этих высокоэффективных адсорбентов в промышленных условиях (в настоящее время) имеет значительные ограничения из-за дефицитности и дороговизны.

Одним из наиболее простых по аппаратному оформлению методов адсорбционной очистки сточных вод является фильтрование воды через колонну, загруженную слоем адсорбента. Скорость фильтрования зависит от концентрации веществ, растворенных в сточных водах, и обычно колеблется от 2—3 до $5\text{—}6 \text{ м}^3/\text{м}^2$.

Колонны с неподвижным слоем адсорбента применяют при практически полном отсутствии минеральных взвесей в сточных водах. В противном случае заиливание слоя адсорбента тонкой взвесью приведет к быстрому росту сопротивления фильтрации и прекращению работы адсорбента задолго до использования его поглонительной способности.

В последнее время широко применяют устройства с подвижным слоем адсорбента, работающие на принципе «кипящего слоя».

На рис. 101 показана схема одноярусного адсорбера с псевдоожженным слоем активированного угля. Колонна 3 выполнена в виде опрокинутой усеченной пирамиды квадратного сечения и установлена внутри прямоугольного бака 4, сливной борт которого превышает борт колонны на 1,5 м.

Активированный уголь смешивается со сточными водами в смесителе с лопастной мешалкой 1. Из смесителя суспензия подается песковым насосом 2 в колонну 3. Постепенное увеличение площади сечения расширяющейся кверху колонны приводит к падению скорости восходящего потока и обеспечивает четкую границу псевдооживленного слоя полидисперсных частиц адсорбента. Избыток псевдооживленного слоя перетекает через борт пирамидальной колонны и оседает в пространстве между ее стенками и стенками внешнего бака. Осевший уголь выводится из данной части внешнего бака на регенерацию.

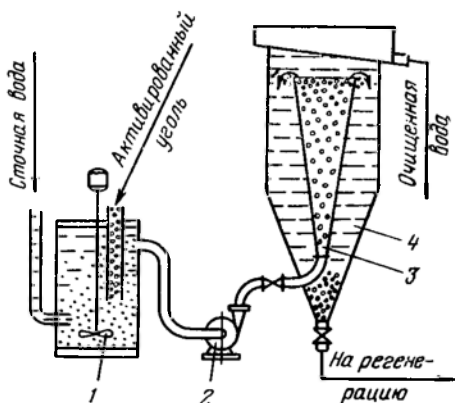


Рис. 101. Схема одноярусного адсорбера

реетекает через борт пирамидальной колонны и оседает в пространстве между ее стенками и стенками внешнего бака. Осевший уголь выводится из данной части внешнего бака на регенерацию.

Адсорбционная очистка сточных вод может быть регенеративной, т. е. с извлечением вещества из угля и его утилизацией, и деструктивной, при которой извлеченные из сточных вод загрязнения уничтожаются как не представляющие технической ценности. В зависимости от этого и применяют различные методы регенерации активированных углей.

Поглощенные вещества могут быть извлечены из активированного угля экстракцией органическими растворителями, изменением степени диссоциации слабого электролита в равновесном растворе, отгонкой адсорбированного вещества с водяным паром и испарением адсорбированного вещества током инертного газообразного теплоносителя. В отдельных случаях приходится осуществлять химические превращения поглощенных веществ непосредственно в адсорбированном состоянии с тем, чтобы затем произвести десорбцию образовавшегося продукта реакции одним из перечисленных методов.

§ 86. ХИМИЧЕСКАЯ ОЧИСТКА СТОЧНЫХ ВОД

Химический метод очистки заключается в добавлении к сточной воде химических веществ (реагентов) для образования нерастворимых соединений, выпадающих в осадок, и нейтрализации вредного действия примесей. К процессам химической очистки относят химическое окисление, нейтрализацию и другие химические реакции.

Жидкая фаза сточных вод обогатительных фабрик наряду с твердыми взвесьями имеет значительное содержание так называемых индифферентных примесей, представленных, к примеру, катионами K^+ , Na^+ , Ca^{2+} , Mg^{2+} , NH_4^+ и анионами SO_4^{2-} , Cl^- , CO_3^- . Эти примеси определяют общее соленакопление в оборотных водах, которое может достигать 3—6 г/л.

При флотации сульфидных руд индифферентные примеси оказывают незначительное влияние на технологические показатели и только при высоких концентрациях могут вызвать подавление флотации ксантогенатами (особенно ионы Cl^- и SO_4^{2-}). При флотации жирнокислотными собирателями ионы Ca^{2+} , Mg^{2+} , а при флотации полевых шпатов и ионы K^+ , Na^+ являются специфически действующими: они могут оказывать решающее влияние на результаты флотации.

Обессоливание оборотных и сточных вод и улавливание индифферентных примесей может осуществляться методами дистилляции, электролиза, ионного обмена и другими физико-химическими методами, применяемыми для опреснения воды (например, осаждением хлоридов в виде хлорида серебра, сульфата — сульфата бария). Однако все эти методы являются слишком дорогостоящими и вряд ли найдут широкое применение для обработки больших объемов сточных и оборотных вод.

По данным Казмеханобра, ориентировочная стоимость очистки 1 м^3 воды при солесодержании 5 г/л различными методами составляет примерно $9\text{—}40$ коп. Это значит, что при общем расходе воды на флотационной фабрике цветных металлов, составляющем $3\text{—}5 \text{ м}^3/\text{т}$ исходной руды, себестоимость переработки руды увеличится от 27 коп до 2 руб.

Химическая (наиболее глубокая) очистка сточных вод в лабораторных и промышленных условиях производится применением гашеной извести, железного купороса, сернокислого алюминия, серной кислоты и др.

Высокоэффективным реагентом для очистки сточных вод является гашеная известь. Она обладает очень важным свойством — переводит талловое масло и другие жирные кислоты в кальциевые соли, выпадающие в осадок.

В промышленных масштабах химическая очистка сточных вод после флотации железных руд предусматривается на Михайловском ГОКе и фабрике, перерабатывающей окисленные руды Кривбасса. В схеме очистки предусмотрены обработка хвостов флотации сернокислым железом и известью (расход каждого по $0,8 \text{ кг/м}^3$ пульпы) и сгущение в радиальном сгустителе с последующим фильтрованием осадка на дисковых вакуум-фильтрах. Обезвоженные хвосты с содержанием влаги до 22% складываются в отвалы. Часть сливов сгустителей предусмотрено очищать сульф- или активированным углем и сбрасывать в хвостовой пруд. Содержание барды сульфитных щелоков в такой воде составляет до 10 мг/кг .

§ 87. ИОНООБМЕННАЯ ОЧИСТКА СТОЧНЫХ ВОД

Промышленные сточные воды многих предприятий цветной металлургии и других отраслей промышленности в большей или меньшей степени загрязнены ионами цветных и тяжелых металлов: цинка, меди, хрома, никеля, свинца, ртути, кобальта, ванадия, кадмия, марганца и др.

Ионный обмен является перспективным методом очистки сточных вод и извлечения металлов из них. Сущность ионного обмена заключается в том, что имеются катионо- или анионообменные смолы (катиониты или аниониты), способные извлекать из раствора положительные или отрицательные ионы металлов в обмен на эквивалентное число других ионов того же знака.

Ионообменная очистка сточных вод позволяет достичь не только более глубокой очистки сточных вод, но и возвратить выделенные металлы в виде относительно чистых и концентрированных растворов солей в производство.

В качестве ионообменных материалов преимущественное распространение для очистки сточных вод получили синтетические ионообменные смолы, представляющие собой высокомолекулярные соединения, углеводородные радикалы которых образуют пространственную решетку с фиксированными на ней ионообменными функциональными группами.

Ионообменная очистка сточных вод находит широкое применение при гидрометаллургической переработке концентратов рудобогапительных фабрик для извлечения редких и рассеянных элементов, а также непосредственно на фабриках для извлечения из сточных вод хрома, меди, цинка, цианидов и др.

На рис. 102 показана принципиальная схема ионообменной установки для очистки сливов сгустителей от цианидов на Лениногорской обогатительной фабрике. Следует отметить, что при очистке циансодержащих сточных вод иониты одновременно могут извлекать золото, медь, цинк и другие ценные компоненты.

Установка состоит из узла сорбции и узла регенерации.

Узел сорбции включает три последовательно расположенные и наполненные смолой контактные колонки 1, каждая из которых снабжена дренажным устройством 2, встроенным в нижнюю часть, через которое подается воздух для перемешивания раствора. Для отделения смолы от раствора в верхней части колонки установлен отстойник 7.

Раствор, содержащий цианиды, из расходного бака 5 поступает в колонку 1 и после обработки ионообменной смолой с помощью аэрoлифта непрерывно подается в отстойник 7. В колонку непрерывно поступает свежая смола из бака 8. Здесь, благодаря циркуляционному потоку и барботажу воздуха, происходит активное взаимодействие раствора цианидов и смолы.

Пульпа, с насыщенной цианидами смолой, подается эрлифтом 3

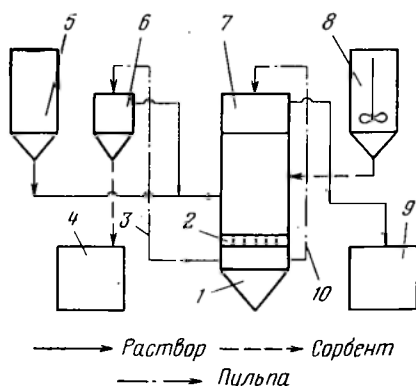


Рис. 102. Схема ионообменной установки

в отстойник 6, где происходит разделение смолы и водного раствора цианидов. Насыщенная смола поступает в бак 4, откуда направляется на регенерацию. Очищенный раствор из отстойника 7 поступает в приемный бак 9, откуда вода направляется потребителю.

Регенерация смолы от цианидов осуществляется путем обработки ее 18%-ным раствором поваренной соли с добавлением 1% гидрата окиси натрия (элюэнт). Воды регенерации проходят дальнейшую обработку для утилизации извлеченных компонентов, а смола возвращается в процесс.

§ 88. БИОХИМИЧЕСКАЯ ОЧИСТКА СТОЧНЫХ ВОД

Биохимическая очистка сточных вод основана на действии микроорганизмов, использующих в качестве питательных веществ и источников энергии растворенные в сточных водах органические и минеральные соединения. Из остатков разрушенных молекул органических загрязнений микробы черпают вещества, необходимые для размножения и увеличения биомассы активного ила и биопленки. Они разлагают эти вещества до углекислого газа и воды и создают в процессе минерализации соли азотистой, азотной кислот и др.

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).

Активный ил представляет собой буровато-желтоватые, быстро оседающие комочки и хлопья размером 3—150 мкм. Он состоит из живых организмов и твердого субстрата (до 40%). Живые организмы активного ила — скопление бактерий, одиночные бактериальные клетки, простейшие, черви, а также в малом количестве грибы, главным образом плесневые, актиномицеты, дрожжи и изредка водоросли. Простейшие представлены различными инфузориями, черви — коловратками нескольких видов, намотодами, встречаются также личинки насекомых, рачки и другие животные.

Биопленка также состоит из бактерий, грибов, дрожжей и других организмов. Она растет на наполнителе биофильтра и внешне имеет вид слизистых обрастаний толщиной 1—3 мм и более.

Активный ил разрушает органические соединения в специальных сооружениях — *аэротенках* — в условиях аэрации сточной жидкости и ила, находящегося под влиянием барботажа воздуха во взвешенном состоянии. В процессе очистки микроорганизмы активного ила и биопленки, контактируя с органическими веществами сточных вод, разрушают их при помощи ферментов.

Для создания протоплазмы клетки и обеспечения ее жизнедеятельности нужны биогенные элементы — углерод, водород, кислород, азот, фосфор, калий, железо, сера, магний и различные микроэлементы. Многие из этих элементов бактериальная клетка мо-

жет извлекать из органических загрязнений сточных вод. Недостающие элементы, чаще всего азот, фосфор, калий, приходится добавлять в очищаемую жидкость в виде солей. Для этой цели обычно используют удобрения, например суперфосфат.

Принцип действия осветлителя сточных вод (рис. 103) основан на создании в зонах осветления стабильного и постоянно об-

новляющегося 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.

Аэротенк-осветлитель состоит из зоны аэрации 3, в которой расположены система подачи сточных вод 9 и аэраторы 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.

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 ило-водной смесью, насыщенную 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.

К числу преимуществ биохимической очистки относится способность легко разрушать различные классы органических соединений, такие, например, как уксусная кислота, первичный бутиловый спирт, различные углеводы. Однако большое число органических веществ трудно поддается окислению. Это углеводороды различного строения, высшие спирты, жирные кислоты и другие веще-

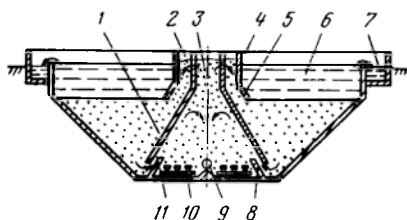


Рис. 103. Схема осветлителя сточных вод

ства, которые оказывают токсичное действие на микроорганизмы. Отдельные органические соединения распадаются, но продукты распада не окисляются до углекислого газа и воды.

Для облегчения и упрощения очистки промышленных сточных вод рекомендуется совместная очистка бытовых и производственных вод, так как в бытовых водах содержится много растворенных органических веществ, свободно расщепляемых микроорганизмами. Совместная биохимическая очистка сточных вод обратной флотации железных руд с хозяйственно-бытовыми сточными водами в соотношении 1:6; 1:7 в полупромышленных условиях позволила получить сточные воды с БПК₅*=12 мг О₂/кг и цветностью 10 градусов из совместных сточных вод, имеющих БПК₅=120—150 мг О₂/кг и цветность 80—100 градусов. При этом не нарушается жизнедеятельность бактерий и простейших активного ила в очистных сооружениях.

§ 89. ПЫЛЕУЛАВЛИВАНИЕ НА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ

При добыче, переработке и транспортировании полезных ископаемых образуется много пыли.

Пыль, находящаяся во взвешенном состоянии в воздухе, не только оказывает вредное влияние на здоровье обслуживающего персонала, но и может быть источником пожара или взрыва (угольная пыль). Попадание пыли на трущиеся части аппаратов и механизмов приводит к ускорению их износа.

Много пыли образуется в процессах дробления, измельчения, грохочения и транспортирования сухих продуктов по желобам и трубам.

Пыль может попадать в окружающую атмосферу с дымовыми газами, образующимися при работе аглофабрик и сушильных устройств.

Процесс пылеулавливания имеет большое значение для поддержания необходимых санитарных условий работы обогатительной фабрики, а также для устранения потерь и загрязнений окружающей среды.

Твердая фаза пылегазовой смеси характеризуется рядом специфических свойств, к которым относятся: качественный и гранулометрический состав пыли, ее удельная поверхность, электрические свойства, степень смачиваемости водой, адсорбционная способность к воздействию поверхностно-активных веществ и степень вредности для здоровья человека. Степень вредности воздействия пыли на здоровье людей определяется концентрацией ее в воздухе и веществом, из которого состоит пыль. Наиболее вредной на обогатительных фабриках является пыль, содержащая свинец, мышьяк, свободную кремневую кислоту (SiO₂) и др.

*БПК₅ — биологическое потребление кислорода, т. е. его содержание (в миллиграммах на килограмм), необходимое для окисления находящихся в воде органических веществ за 5 сут.

Меры борьбы с образованием пыли сводятся к следующему: орошение полезных ископаемых в допустимых пределах и мест пылевыведения; устранение больших перепадов при транспортировании полезных ископаемых; локализация и аспирация мест образования пыли; применение местной и общеобменной вентиляции.

Вентиляционные установки обычно состоят из приемников запыленного воздуха, воздухопроводов, пылеуловителей и вентиляторов. Запыленный воздух, содержащий более 50 мг/м^3 твердых частиц, перед выпуском в атмосферу обязательно очищается в пылеулавливающих аппаратах.

Отделение пыли от газа производится различными способами: осаждением под действием сил тяжести; удалением посредством сил инерции; осаждением на электродах под воздействием электрических сил; фильтрацией газов через пористую перегородку; коагуляцией пыли с последующим осаждением ее под действием сил тяжести и центробежных сил; смачиванием пыли жидкостью и последующим осаждением под воздействием сил тяжести и центробежных сил.

В соответствии с указанными способами отделения пыли пылеулавливающие аппараты подразделяются на пылеосадительные камеры, инерционные и центробежные пылеуловители, пылевые фильтры и электрофильтры. Некоторые аппараты могут применяться в комбинации с мокрым пылеулавливанием.

Пылеосадительные камеры основаны на принципе осаждения пыли под действием сил тяжести и применяются для улавливания сравнительно крупных частиц пыли. В комбинации с другими пылеулавливателями они используются как первая ступень очистки воздуха.

Пылеосадительная камера представляет собой вытянутый в длину параллелепипед с воронками, разделенный наклонными щитами на ряд продольных каналов, по которым направляется запыленный воздух. 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%.

Принцип действия *инерционных пылеуловителей* состоит в выделении пыли из газового потока под действием сил инерции при изменении направления потока газа. При этом взвешенные пылевые частицы, двигаясь по инерции в первоначальном направлении, выводятся из основного потока и осаждаются.

Из инерционных пылеуловителей наибольшее распространение получили агрегаты с циклонными элементами. Последние работают по принципу описанных выше гидроциклонов. Исходный поток запыленного газа поступает тангенциально в цилиндрическую часть циклона, где закручивается, образуя вихревой столб. Под действием центробежных сил пылевидные частицы отбрасываются к стенкам циклона и по их поверхности сползают вниз, откуда они выгружаются через патрубок. Очищенный от пыли газ выбра-

сывается в атмосферу или поступает на следующую стадию очистки.

Для повышения эффективности пылеулавливания применяют батарейные циклоны.

Степень улавливания пыли в батарейном пылеуловителе достигает 97—99% в зависимости от производительности по объему очищаемых газов (100—130 тыс. м³/ч), влажности улавливаемой пыли (1,5—2%) и гранулометрического состава материала.

Принцип действия *пылевых фильтров* состоит в фильтровании запыленного воздуха через пористую перегородку (ткань, слой щебня и др.).

Электрические фильтры применяют для очистки дымовых газов и запыленного воздуха от тонкодисперсной пыли.

Принцип действия электрофильтров основан на ионизации запыленного газа, пропускаемого между двумя системами электродов в неоднородном электрическом поле высокой напряженности.

Запыленный газ пропускается между двумя электродами, один из которых имеет высокое напряжение, а другой — заземлен. В результате действия электрического поля высокого напряжения газы ионизируются. Ионизация воздуха в объеме электрофильтра сопровождается движением полученных ионов и электронов (электрический ветер), что способствует зарядке пылевидных частиц и их движению в направлении осадительных электродов. Осевшие на электрод частицы отдают ему свой заряд и встряхиванием сбрасываются в пылесборник. Очищенные от пыли газы удаляются в атмосферу.

Электрофильтры по форме осадительных электродов разделяются на трубчатые и пластинчатые. Осадительными электродами трубчатых электрофильтров служат круглые или шестигранные трубы диаметром 150—300 мм; коронирующими — натянутая по оси трубы проволока толщиной 1,5—2 мм.

В пластинчатых электрофильтрах в качестве осадительных электродов устанавливают параллельные пластины, между которыми размещаются коронирующие проволочные электроды.

Производительность электрофильтров по газу в зависимости от типоразмеров составляет 30—400 тыс. м³/ч, рабочая разность потенциалов между электродами 50—60 кВ; расход электроэнергии на очистку 1000 м³ газа — 0,2—0,5 кВт/ч; степень улавливания пыли может превышать 99%.

Известно большое число различных конструкций пылеулавливателей для мокрого пылеулавливания, описание которых приводится в специальной литературе.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- Абрамов А. А. Технология обогащения руд цветных металлов. М., Недра, 1983.
- Альбов М. Н. Опробование месторождений полезных ископаемых. М., Недра, 1975.
- Андреев С. Е., Зверевич В. В., Перов В. А. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М., Недра, 1980.
- Бастан П. П., Азбель Е. И., Ключкин Е. И. Теория и практика усреднения руд. М., Недра, 1979.
- Бедрань Н. Г. Обогащение углей. М., Недра, 1978.
- Дрей Н. И. Технический контроль на угольной шахте. М., Недра, 1979.
- Егоров В. Л. Основы обогащения руд. М., Недра, 1980.
- Кармазин В. И. Обогащение руд черных металлов. М., Недра, 1982.
- Класен В. И. Обогащение руд (химического сырья). М., Недра, 1979.
- Крохин В. Н. Брикетирование углей. М., Недра, 1974.
- Полькин С. И. Обогащение руд и россыпей редких металлов. М., Недра, 1976.
- Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. М., Недра, 1982.
- Справочник по обогащению руд. Основные процессы. М., Недра, 1983.
- Справочник по обогащению руд. Вспомогательные процессы. М., Недра, 1983.
- Справочник по обогащению руд. Обогащительные фабрики. М., Недра, 1984.
- Справочник по обогащению угля. М., Недра, 1984.
- Справочник по обогащению руд черных металлов. М., Недра, 1980.

- Адгезия 104
- Адсорбция 108
- Активаторы 109
- Аппарат
 - намагничивающий 136, 137
 - размагничивающий 137
- Барабанная прямоточная сушилка 163
- Бутовый камень 241, 244
- Вакуум-фильтр 161
- Вибровозбудитель 40
- Винтовой сепаратор 97
- Влажность углей 224
- Выход летучих веществ 224
- Выщелачивание 150
- Вязкость суспензии 82
- Гидравлическая классификация 35
- Гидроциклон 48, 157
- Гравий 241, 245
- Грохот
 - барабанный 39
 - вибрационный 39
 - колосниковый 39
 - с самобалансным вибровозбудителем 40
- Грохочение
 - поверочное 34
 - предварительное 34
- Деформируемость 54
- Динамический удар 51
- Дитиофосфаты 111
- Дробилка
 - валковая 59
 - конусная 58
 - молотковая 60
 - роторная 60
 - щековая 56
- Завод
 - гравийно-песчаный 251
 - песчаный 253
 - щебеночный 251
- Засорение угля 22
- Зольность углей 14, 223
- Индекс механической прочности 225
- Классификация углей 226
- Ковшовый пробоотбиратель 18
- Когезия 104
- Кондиционирование пульпы 117
- Контактный чан 118
- Концентрационный стол 98
- Коэффициент
 - равнопадаемости 47
 - усреднения 33
- Краевой угол смачивания 105
- Кривые обогатимости 231
- Ксантогенаты 110
- Ленточный радиометрический сепаратор 147
- Магнитная
 - восприимчивость 123
 - индукция 123
 - сила 125
- Магнитный сепаратор
 - — барабанный 129
 - — высокоградиентный 133, 135
 - — двухвалковый 133
 - — полупротивоточный 127
 - — противоточный 127
 - — прямоточный 127, 230
- Масса
 - минимальная 9
 - точечной пробы 9
- Мельница
 - барабанная 63
 - самоизмельчения 64
 - стержневая 63
 - шаровая 64
- Минералы
 - немагнитные 124
 - сильномагнитные 124
 - слабомагнитные 124
- Модуль крупности 249
- Морозостойкость 244
- Намагниченность 122
- Напряженность 122
- Нормы
 - показателей качества 21
 - предельные зольности 23
 - содержания минеральных примесей 24
 - средние и предельные содержания мелочи 23
- Обезвоживающий
 - бункер 153
 - элеватор 154
- Облицовочные материалы 243
- Отсадочная машина
 - — воздушно-пульсационная 92
 - — диафрагмовая 92
 - — поршневая 92
 - — с подвижным решетом 91
- Отстойник-гидроклассификатор 156
- Падение
 - свободное 43
 - стесненное 43
- Пенообразователи 108, 112
- Пластичность 54
- Пластометрические показатели 225
- Плотность
 - горных пород 243
 - действительная 225

- кажущаяся 225
- насыпная 225
- органической массы 225

Подавители 109

Пористость 243

Проба 7

- минералогическая 8
- первичная 8
- пластовая 14
- технологическая 8
- товарная 16
- химическая 8
- эксплуатационная 14

Производительность

- грохота 42
- флотационной машины 116

Промывистость руды 75

Промывка 75, 221

Прочность 54, 243

Пульпа 156

Равнопадаемость 47

Радиометрическая сепарация 147

Раздавливание 51

Раскалывание 51

Регуляторы среды 109

Руды

- апатит-нефелиновые 215
- — штаффелитовые 217
- бурожелезняковые 177
- вольфрамовые 204
- гематитовые 177
- гематито-магнетитовые 175
- магнетитовые 173
- марганцевые 179
- медно-молибденовые 201
- медно-порфиновые 188
- молибденовые 200
- монометаллические 184
- полиметаллические 185
- серные 208
- сидеритовые 178
- фосфоритовые 220
- хромовые 182
- шеелитовые 204

Ручная сортировка 147

Сернистость углей 224

Сгуститель

- пластинчатый 157, 159
- радиальный цилиндрический 157

Сепаратор тяжелосредный

- — барабанный 84
- — конусный 84
- — корытный 84
- — пирамидальный 84

Сила

- гравитационного притяжения 144
- зеркального отображения 142

— молекулярного сцепления 144

— пондеромоторная 143

— сопротивления среды 144

— центробежная 144

— электрическая 142

Собиратели 108

- анионные 109
- аполярные 112
- карбоксильные 111
- катионные 109, 111
- оксигидрильные 109, 111
- сульфогидрильные 110
- сульфоксильные 111

Сопротивляемость горных пород 54

Способ отбора проб

- — бороздовой 11
- — — валовой 13
- — — вычерпывание 16
- — — горстевой 12
- — — задииковый 12
- — — точечный 11
- — — шпуровой 12
- — — щупом 16

Степень

- вкрапленности 55
- дробления 51
- концентрации 73
- раскрытия 55
- сокращения 73

Строительные пески 248

Схема флотации

- — коллективная 120
- — коллективно-селективная 120
- — прямая селективная 120

Удельная теплота сгорания 224

Фильтр-пресс 161

Флотация

- масляная 100
- пенная 101
- пленочная 100

Форма зерен 245

Фракционный анализ 230

Центрифуга

- осадительная шнековая 155
- фильтрующая 155

Циркулирующая нагрузка 67

Чашевый окомкователь 171

Шлюз 94

Щебень 241, 245

Электрофлотация 256

Элементарный акт флотации 105

Эффективность

- грохочения 41
- обогащения 73
- промывки 221
- работы дробилок и мельниц 51, 52
- усреднения 33

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	3
Глава 1. Опробование месторождений полезных ископаемых при их эксплуатации и контроль качества продуктов переработки	7
§ 1. Основные понятия	7
§ 2. Представительность и надежность отбираемых проб	8
§ 3. Опробование месторождений, вскрытых эксплуатационными выработками	11
§ 4. Опробование товарных продуктов и отходов производства	16
§ 5. Стандарты на товарную продукцию и составление норм качества	20
§ 6. Аттестация продукции на горно-обогатительных предприятиях . . .	24
Глава 2. Усреднение полезных ископаемых	27
§ 7. Значение процессов усреднения при добыче и обогащении полезных ископаемых	27
§ 8. Усреднение на открытых складах	28
§ 9. Усреднение в бункерах	31
§ 10. Параметры оценки качества усреднения	32
Глава 3. Разделение полезных ископаемых по крупности	34
§ 11. Сущность и назначение процесса разделения по крупности	34
§ 12. Определение гранулометрического состава материала	36
§ 13. Устройство и принцип работы грохотов	38
§ 14. Технологические параметры работы грохотов	41
§ 15. Основы гидравлической классификации	43
§ 16. Устройство и принцип действия гидравлических классификаторов	47
Глава 4. Дробление и измельчение полезных ископаемых	50
§ 17. Назначение, сущность и основные параметры процессов дробления и измельчения	50
§ 18. Прочностные свойства горных пород и раскрытие рудных минералов	53
§ 19. Устройство и принцип работы дробилок	56
§ 20. Передвижные дробильные установки на карьерах	60
§ 21. Устройство и принцип работы мельниц	62
Глава 5. Основы разделительных процессов, их классификация и показатели обогащения	68
§ 22. Механизм разделения частиц в силовых полях	68
§ 23. Классификация методов, процессов и продуктов обогащения . . .	69
§ 24. Технологические показатели обогащения	72
Глава 6. Гравитационные методы обогащения	75
§ 25. Промывка рудных и нерудных полезных ископаемых	75
§ 26. Обогащение в тяжелых средах	79
§ 27. Устройство и принцип действия тяжелосредных сепараторов и гидроциклонов	83
§ 28. Основы процесса отсадки	86
§ 29. Устройство и принцип действия отсадочных машин	90
§ 30. Обогащение в потоке воды, текущей по наклонной плоскости . . .	93
Глава 7. Флотационные методы обогащения	99
§ 31. Особенности флотационного метода обогащения	99

§ 32. Физико-химические основы флотационного разделения	102
§ 33. Флотационные реагенты	107
§ 34. Флотационные машины	114
§ 35. Технология флотации	117
Глава 8. Магнитные методы обогащения	121
§ 36. Характеристика магнитного поля и основы магнитного разделения минералов	121
§ 37. Классификация магнитных сепараторов и вспомогательных аппаратов	126
§ 38. Сепараторы для сухого обогащения сильномагнитных руд	128
§ 39. Сепараторы для мокрого обогащения сильномагнитных руд	130
§ 40. Сепараторы для сухого и мокрого обогащения слабомагнитных руд	132
§ 41. Вспомогательные аппараты при магнитном обогащении	136
Глава 9. Электрические методы обогащения	138
§ 42. Общие сведения	138
§ 43. Свойства электрического поля и способы зарядки минеральных частиц	138
§ 44. Силы, действующие на частицы в электрическом поле	142
§ 45. Устройство и принцип действия электростатических сепараторов	144
Глава 10. Специальные методы обогащения	146
§ 46. Сортировка полезных ископаемых	146
§ 47. Обогащение по трению и форме минеральных частиц	148
§ 48. Избирательное дробление и декрипитация	149
§ 49. Химические процессы переработки минерального сырья	150
Глава 11. Обезвоживание и сушка продуктов обогащения	151
§ 50. Общие сведения о процессах обезвоживания	151
§ 51. Дренажное обезвоживание	153
§ 52. Центрифугирование	154
§ 53. Сгущение пульпы и осветление шламовых вод	156
§ 54. Фильтрация	160
§ 55. Сушка	162
Глава 12. Окускование полезных ископаемых и продуктов обогащения	164
§ 56. Общие сведения	164
§ 57. Брикетирование углей	165
§ 58. Агломерация руд	167
§ 59. Окомкование концентратов железных руд	170
Глава 13. Технология обогащения руд черных металлов	172
§ 60. Обогащение железных руд	172
§ 61. Обогащение марганцевых руд	179
§ 62. Обогащение хромовых руд	182
§ 63. Комплексное использование руд черных металлов	183
Глава 14. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов	184
§ 64. Общие сведения	184
§ 65. Обогащение медных и медно-пиритных руд	186
§ 66. Обогащение медно-цинковых руд	192
§ 67. Обогащение полиметаллических руд	194
§ 68. Обогащение молибденовых, медно-молибденовых и вольфрамовых руд	199
Глава 15. Технология обогащения горно-химического сырья	206
§ 69. Обогащение серных руд	206

§ 70. Обогащение калийных руд	210
§ 71. Обогащение апатитовых руд	215
§ 72. Обогащение фосфоритовых руд	218
Глава 16. Технология обогащения углей	223
§ 73. Показатели качества и требования к продуктам обогащения углей	223
§ 74. Оценка обогатимости углей	229
§ 75. Основные процессы обогащения углей	233
§ 76. Обогащение коксующихся углей	235
§ 77. Обогащение энергетических углей	238
§ 78. Комплексное использование углей	239
Глава 17. Технология переработки природных строительных материалов	241
§ 79. Назначение и классификация природных строительных материалов	241
§ 80. Основные свойства горных пород	243
§ 81. Требования к строительным материалам	244
§ 82. Технологические схемы переработки природных строительных материалов	250
Глава 18. Охрана окружающей среды при переработке полезных ископаемых	253
§ 83. Источники загрязнения водного и воздушного бассейнов на обогатительных фабриках	253
§ 84. Очистка сточных и оборотных вод от твердых взвесей	255
§ 85. Очистка сточных вод экстракцией и адсорбцией	257
§ 86. Химическая очистка сточных вод	259
§ 87. Ионообменная очистка сточных вод	260
§ 88. Биохимическая очистка сточных вод	262
§ 89. Пылеулавливание на обогатительных фабриках	264
Список литературы	267
Предметный указатель	268