

1. ЗНАЧЕНИЕ И РОЛЬ ОБОГАЩЕНИЯ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ РАЗЛИЧНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Источником получения металлов, многих видов сырья, топлива, а также строительных материалов являются полезные ископаемые. *Полезными ископаемым* называют природное минеральное вещество органического и неорганического происхождения, которое при современном состоянии техники в естественном виде или после предварительной обработки может быть достаточно эффективно использовано в народном хозяйстве.

Несмотря на широкое применение полезных ископаемых в народном хозяйстве, лишь немногие из них встречаются в природе в такой форме и с такой степенью чистоты, которые позволяют использовать их без предварительной специальной обработки (обогащения). Поэтому разработка месторождения того или иного полезного ископаемого в большинстве случаев состоит из трех стадий: добычи, обогащения и последующей переработки или прямого использования продуктов обогащения.

Полезные ископаемые бывают твердыми, жидкими и газообразными. Объектом обогащения являются твердые полезные ископаемые.

Обогащением полезных ископаемых называют совокупность процессов первичной обработки минерального сырья, добытого из недр, в результате которых происходит отделение полезных минералов (а при необходимости и их взаимное разделение) от пустой породы.

Целью 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 или хвостах обогащения содержатся главным образом минералы пустой породы и незначительная доля ценных компонентов, извлечение которых при современном уровне обогащения затруднено или экономически неэффективно. Поэтому при соответствующем развитии уровня техники и технологии обогащения отходы могут стать исходным сырьем для дальнейшей переработки, а иногда даже конечным продуктом определенного назначения.

Полезным или ценным компонентом называют тот элемент или природный минерал, с целью получения которого добывается данное полезное ископаемое (например, медь — в медных, свинец и цинк в свинцово-цинковых, железо — в железных рудах и т.д.). Кроме основных компонентов, в полезном ископаемом могут содержаться и другие компоненты, называемые обычно примесями. Они могут быть полезными и вредными. *Полезными примесями* называют те элементы или природные соединения, которые содержатся в небольших количествах в полезных ископаемых и в дальнейшем могут быть или извлечены из продуктов обогащения, или, присутствуя в этих продуктах, улучшают их качество (например, ванадий, вольфрам, марганец, молибден и хром в железных рудах при выплавке железа улучшают его качество).

Вредными примесями называют элементы или природные соединения, присутствие которых в полезном ископаемом ухудшает его качество (например, присутствие серы и фосфора в железных рудах и коксующихся углях резко снижает их качество). Качество полезного ископаемого и концентрата, выделяемого из него, определяется содержанием ценных компонентов, примесей и в отдельных случаях крупностью кусков его составляющих. Чем выше содержание полезного компонента и полезных примесей и чем ниже содержание вредных, тем выше качество полезного ископаемого или продуктов, получаемых из него.

Крупность некоторых полезных ископаемых (энергетических углей, железных, хромовых и других руд) существенно влияет на их качество. Сортировка таких полезных ископаемых и окускование мелочи улучшают качество, позволяя наиболее эффективно их использовать. Поэтому процессы сортировки и окускования, в результате которых и не происходит увеличения содержания полезных компонентов в продуктах, условно можно отнести к обогатительным.

Значение обогащения полезных ископаемых обуславливается не только тем, что во многих случаях лишь после него становятся возможны дальнейшие технологические процессы (металлургические, химические и др.).

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

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

неметаллические — сырье для получения неметаллических элементов и соединений, строительных материалов, керамических изделий, абразивных и других материалов;

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

Технология обогащения полезного ископаемого состоит из ряда последовательных операций, осуществляемых на обогатительной фабрике. *Обогатительными фабриками* называют промышленные предприятия, на которых методами обогащения обрабатывают полезные ископаемые и выделяют из них один или несколько товарных продуктов с повышенным содержанием ценных компонентов и пониженным содержанием вредных примесей. Современная обогатительная фабрика — это высокомеханизированное и автоматизированное предприятие со сложной, как правило, технологической схемой переработки полезного ископаемого.

2. МЕТОДЫ И ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ, ОБЛАСТЬ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ

На обогатительных фабриках полезные ископаемые подвергаются последовательным процессам переработки, которые по назначению в технологическом цикле фабрики разделяются на подготовительные, собственно обогатительные и вспомогательные.

К подготовительным операциям обычно относят дробление, измельчение, грохочение и классификацию, т.е. процессы, в результате

которых достигается раскрытие минералов с образованием механической смеси частиц различного минерального состава, пригодной для их последующего разделения в процессе обогащения, а также операции усреднения полезных ископаемых, которые могут проводиться на рудниках, карьерах, в шахтах и на обогатительных фабриках.

К основным обогатительным процессам относят те физические и физико-химические процессы разделения минералов, при которых полезные минералы выделяются в концентраты, а пустая порода — в хвосты. Так как в один прием обогащения не всегда удается получить концентрат с достаточным содержанием полезного компонента и бедные по содержанию полезного компонента отходы, операции обогащения повторяются. Операции дообогащения концентрата называются перечистными (или очистными), а операции, связанные с доизвлечением полезного компонента из хвостов, — контрольными. Продукты обогащения, не являющиеся конечными продуктами, называются промежуточными продуктами (сокращенно промпродукты).

К вспомогательным процессам относят процессы удаления влаги из продуктов обогащения. Такие процессы называются обезвоживанием, которое проводится с целью доведения влажности продуктов до установленных норм. К вспомогательным процессам относят очистку сточных производственных вод (для повторного их использования или сброса в водоемы общего пользования) и процессы пылеулавливания, т.е. процессы очистки воздуха перед выбросом его в атмосферу.

Из всех процессов, применяемых на обогатительных фабриках, наиболее энергоемки и требуют значительных материальных затрат подготовительные (дробление, измельчение, грохочение, классификация), на долю которых (например, при переработке полиметаллических руд) приходится около половины общего расхода электроэнергии и общих затрат на переработку (на железорудных магнитообогатительных фабриках эти затраты еще выше и достигают 60%). На собственно обогатительные процессы приходится лишь около трети общих затрат.

При обогащении полезных ископаемых используют различия их физических и физико-химических свойств, существенное значение из которых имеют цвет, блеск, твердость, плотность, спайность, излом, магнитные, электрические и некоторые другие свойства.

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

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

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

Плотность минералов изменяется в широких пределах. Различие в плотности полезных минералов и пустой породы широко используется при обогащении руд и углей.

Спайность минералов заключается в их способности раскалываться от ударов по строго определенным направлениям и образовывать по плоскостям раскола гладкие поверхности. Спайность имеет значение для выбора способов дробления и измельчения, а также удаления измельченных материалов из продуктов обогащения грохочением и классификацией.

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

Магнитные свойства минералов используются при обогащении минералов с различной магнитной восприимчивостью в магнитном поле различной напряженности.

Электрические свойства минералов используются при электрических методах обогащения, связанных с различным отношением минеральных частиц к действию электрических и механических сил при перемещении в электрическом поле.

Физико-химические свойства поверхности минеральных частиц используются при флотационных процессах, заключающихся в различном отношении их к водной среде и воздействию на них химических веществ (реагентов).

Свойства минералов, составляющих полезное ископаемое определяющие метод его обогащения, приведены ниже:

Цвет, блеск	Рудоразборка или породовыборка
Плотность в сочетании с крупностью	Гравитационное обогащение
Физико-химические свойства поверхности минералов	Флотация
Магнитная восприимчивость	Магнитная сепарация
Электрические свойства	Электрическая сепарация
Радиоактивность или излучение	Радиометрическая сортировка
Коэффициент трения	Обогащение по трению
Упругость	Обогащение по упругости
Форма	Обогащение по форме
Твердость, прочность	Избирательное дробление

На обогатительной фабрике исходное сырье при обработке подвергается ряду последовательных технологических операций. Графическое изображение совокупности и последовательности этих операций называется **технологической схемой обогащения** (рис. 1).

Качественная схема характеризует перечень и последовательность технологических процессов и операций, которым подвергается полезное ископаемое при его обогащении; количественная схема — количественные показатели каждой операции. Когда эти схемы объединяются в одну, такую схему называют **качественно-количественной схемой** обогащения полезного ископаемого. Схема обогащения, содержащая данные о количестве воды, добавляемой в отдельные операции и продукты или удаляемой из них, о

количестве воды в отдельных операциях и продуктах, называется **водно-шламовой**.

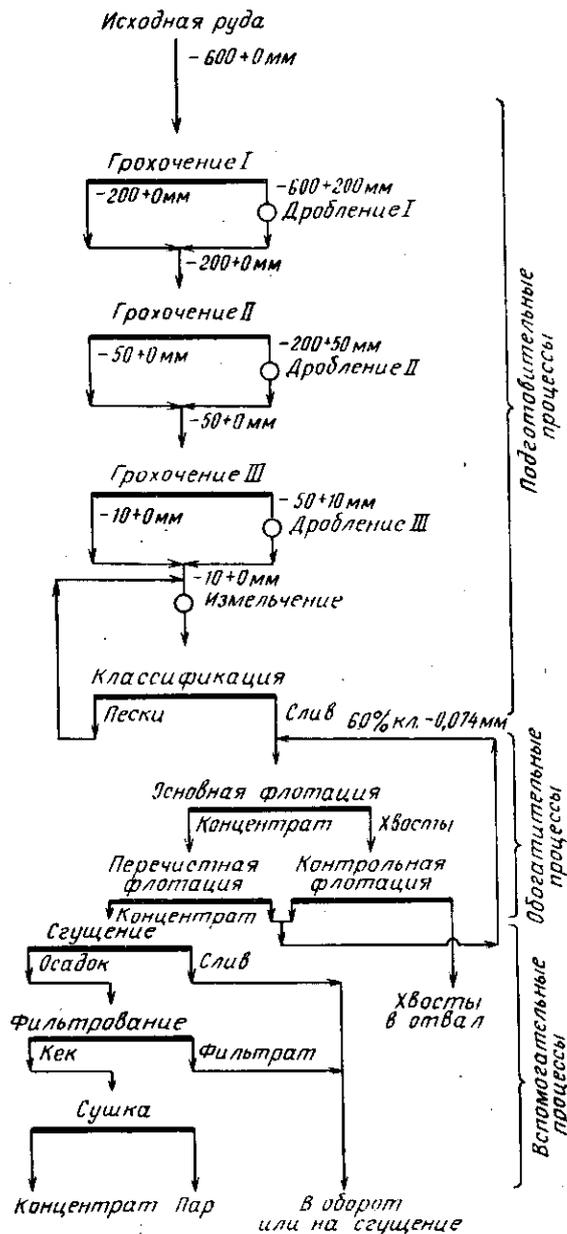


Рис. 1. Технологическая схема обогащения руды на флотационной фабрике

Для полной характеристики обогатительной фабрики составляют также **схемы цепи аппаратов**, на которых показывают пути следования полезного ископаемого и продуктов обогащения (в соответствии с технологической схемой) с условным изображением обогатительных аппаратов.

Схема цепи аппаратов флотационной обогатительной фабрики приведена на рис. 2.

Минералы, входящие в состав полезного ископаемого, отличаются химическим составом, физическими и другими свойствами. Для выбора метода обогащения различных полезных ископаемых необходимо детальное изучение вещественного состава и наиболее характерных свойств отдельных минералов, входящих в его состав. В зависимости от свойств минералов, химического состава, степени окисленности выбирают тот или иной способ обогащения. Решающую роль при выборе схемы обогащения, кроме минерального состава, играют

крупность и равномерность вкрапленности зерен полезных минералов.

По вкрапленности руды подразделяются на следующие типы:

Тип руды	Крупно-вкрапленные	Средне-вкрапленные	Мелко-вкрапленные	Тонко-вкрапленные	Весьма тонко-вкрапленные
Вкрапленность, мм	>2	0,5 — 2	0,1 — 0,5	0,02 — 0,1	0,005—0,02

Исходя из размеров и характера вкрапленности, решают вопрос о необходимой крупности измельчения полезного ископаемого. Поэтому возможность применения того или иного способа обогащения зависит не

только от разницы в используемых свойствах минералов, но и от размеров вкрапленности. Нельзя, например, применить гравитационное обогащение для тонковкрапленных и весьма тонковкрапленных руд, хотя разница в плотности ценных минералов и пустой породы может быть достаточно велика.

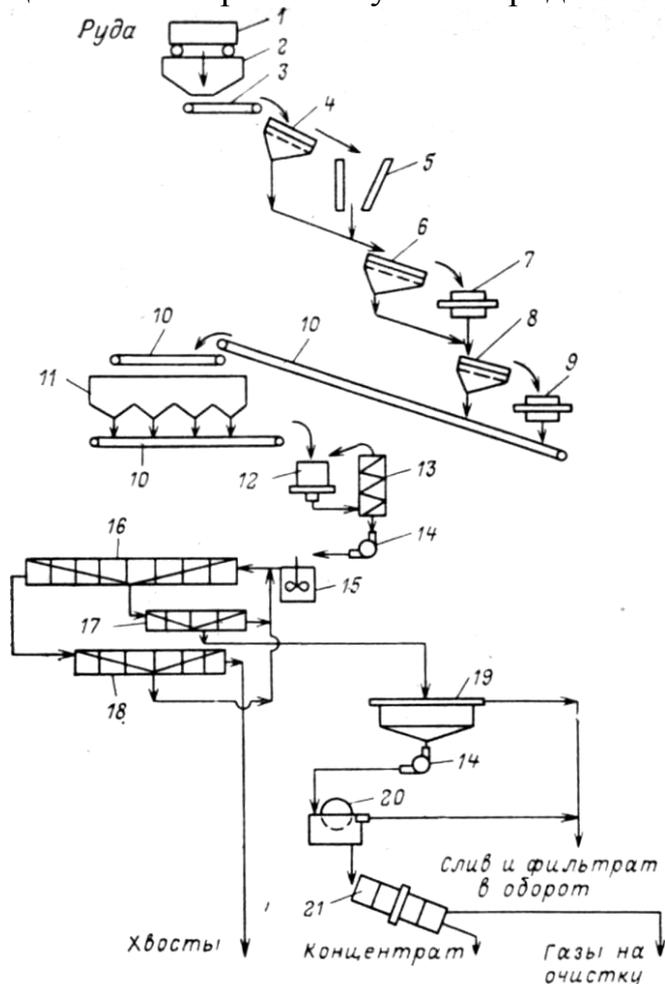


Рис. 2. Схема цепи аппаратов рудной флотационной обогатительной фабрики

Это связано с тем, что применение гравитационных методов обогащения ограничено крупностью обогащаемого материала, размеры которого не должны быть менее 0,1 (иногда 0,05 и 0,04 мм) для руд и менее 0,5 мм для углей.

При неравномерной вкрапленности минералов, когда размеры включений изменяются в широких пределах, для извлечения крупных и мелких частиц часто применяют разные способы обогащения.

В качестве самостоятельных процессов чаще всего применяются флотация, гравитационные и магнитные методы обогащения. Из двух возможных методов, дающих одинаковые показатели обогащения, выбирают наиболее экономичный. В последние годы все чаще находят применение

комбинированные методы, в которых наряду с обогащением используются гидрометаллургические и химические способы обработки. Такие процессы весьма эффективны для сложных комплексных и бедных руд, переработка которых обычными способами не дает удовлетворительных результатов.

3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ОБОГАЩЕНИЯ

Технологические результаты обогащения того или иного полезного ископаемого нельзя оценить при помощи одного какого-либо показателя. Необходимо учитывать несколько основных показателей, характеризующих процесс обогащения в целом. К основным показателям относят: содержание компонента в исходном сырье и продуктах обогащения; выходы продуктов обогащения; извлечение компонентов в продукты обогащения; степень концентрации полезного компонента и степень сокращения, достигаемые при обогащении; эффективность обогащения.

Содержанием компонента называется отношение массы компонента к массе продукта, в котором он находится (в пересчете на сухое вещество). Содержание компонентов обычно определяется химическими

анализами и выражается в процентах (%), долях единицы или для драгоценных металлов в граммах на тонну (г/т). Содержание компонентов принято обозначать греческими буквами: α (альфа) — содержание металла в исходной руде; β (бета) — содержание металла в концентрате или промпродукте; θ (тэта) — содержание металла в хвостах.

Выходом продукта обогащения называется отношение массы полученного продукта к массе переработанного исходного сырья. Выход выражается в процентах или долях единицы и обозначается греческой буквой γ (гамма).

Извлечением компонента в продукт обогащения называется отношение массы компонента в продукте к массе того же компонента в исходном полезном ископаемом. Извлечение выражается обычно в процентах или долях единицы и обозначается греческой буквой ε (эпсилон). Извлечение полезного компонента в концентрат характеризует полноту его перехода в этот продукт в процессе обогащения.

Эффективностью обогащения называют отношение приращения массы ценного компонента в концентрате при реальном обогащении к приращению массы концентрата при теоретически достижимом обогащении, когда в концентрат выделяется весь ценный компонент. Эффективность обогащения характеризует степень приближения реального процесса обогащения к идеальному. Этот показатель выражается в процентах или долях единицы и обозначается буквой E .

Все технологические показатели обогащения полезных ископаемых взаимосвязаны. Поэтому зная значения одних, можно расчетным путем получить значения других. Если нам известно содержание полезного компонента в исходном сырье и продуктах обогащения, то можно подсчитать выходы продуктов обогащения, извлечение полезного компонента в концентрат и т. д.

$$\gamma = \frac{m}{M} \cdot 100, \%$$

Так как сумма выходов конечных продуктов обогащения равна выходу исходного сырья, принимаемому обычно за 100%, можно составить баланс переработанного материала:

$$\gamma_k + \gamma_o = 100$$

Суммарная масса ценного компонента в продуктах обогащения должна соответствовать массе его в исходном сырье. Это условие принято называть балансом ценного компонента:

$$100\alpha = \gamma_k\beta + \gamma_o\theta$$

Извлечение полезного компонента в концентрат ε_k (%) определяется по формуле

$$\varepsilon_k = \frac{\gamma_k\beta}{\alpha}$$

Формула для извлечения в отходы имеет вид $\varepsilon_o = \frac{\gamma_o\theta}{\alpha}$

Эффективность обогащения E (%) можно определить по формуле

$$E = \frac{(\varepsilon_k - \gamma_k)}{(1 - \alpha\beta_m^{-1})}$$

Технологические показатели служат критерием оценки процессов обогащения действующих обогатительных фабрик.

ГРОХОЧЕНИЕ

4. НАЗНАЧЕНИЕ ОПЕРАЦИЙ ГРОХОЧЕНИЯ

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

Грохочением называется процесс разделения кусковых и зернистых материалов на продукты различной крупности, называемые классами, с помощью просеивающих поверхностей с калиброванными отверстиями (колосниковые решетки, листовые и проволочные решета и др.).

В результате грохочения исходный материал разделяется на надрешетный (верхний) продукт, зерна (куски) которого больше размера отверстий просеивающей поверхности, и подрешетный (нижний) продукт, зерна (куски) которого меньше размеров отверстия просеивающей поверхности. Надрешетный продукт называют классом $+d$ (крупнее d), а подрешетный продукт — $-d$ (мельче d), где d — размер отверстий сита. При последовательном просеивании материала на n ситах получается $n+1$ классов крупности от $+d_1$; $-d_1 + d_2$; $-d_2 + d$ и т.д. до d_n .

Последовательный ряд абсолютных размеров отверстий сит (от больших к меньшим), применяемых при грохочении, называется **шкалой сит** или шкалой грохочения. Постоянное отношение размера отверстий предыдущего сита к размеру отверстий последующего называется модулем шкалы сит. Чаще всего применяют шкалы сит с модулем 2 (100; 50; 25 мм и т.д.) и $\sqrt{2}$ (1,41), в основании которой принято сито с отверстием размером 0,074 мм.

Грохочение производится на грохотах. Грохот имеет одну или несколько просеивающих поверхностей, установленных в одном или нескольких коробах.

Операции грохочения широко применяют на обогатительных, дробильно-сортировочных фабриках и при сортировке. В технологических схемах обогащения или при подготовке полезных ископаемых к переработке различают следующие основные виды операций грохочения:

подготовительное грохочение применяется для разделения материала на несколько классов, предназначенных для последующей раздельной обработки;

вспомогательное грохочение применяется при дроблении для выделения готового класса из продукта перед его дроблением (предварительное грохочение), для контроля крупности дробленого продукта (поверочное или контрольное грохочение) и совмещенное, когда обе операции объединяются в одну;

самостоятельное грохочение применяется для разделения на классы, представляющие собой готовые продукты (такому разделению —

сортировке подвергают железные руды, строительные материалы, угли и т. д.);

избирательное грохочение применяется для обогащения полезных ископаемых, при различии в твердости, крепости или форме кусков ценного компонента и пустой породы, в результате чего получают продукты, различающиеся не только по крупности, но и по содержанию в них ценного компонента;

обезвоживающее грохочение применяется для удаления основной массы воды или пульпы от зернистых материалов и отделения суспензии от продуктов сепарации в тяжелой среде.

В зависимости от крупности наибольших кусков в исходном питании грохотов и размеров отверстий просеивающих поверхностей различают **крупное** (максимальный кусок до 1200 мм, размер отверстий от 300 до 100 мм), **среднее** (максимальный кусок до 350 мм, размер отверстий от 60 до 25 мм), **мелкое** (максимальный кусок до 75 мм, размер отверстий от 25 до 6 мм), **тонкое** (максимальный кусок до 10 мм, размер отверстий от 6 до 0,5 мм) и **особо тонкое** (размер отверстий до 0,045 мм) грохочение.

5. ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИЙ СОСТАВ

Обрабатываемое на обогатительной фабрике минеральное сырье (руда, горная масса) и получаемые из него продукты обогащения представляют собой смесь зерен неправильной формы различного размера. Распределение зерен по классам крупности характеризует **гранулометрический состав** исходного сырья и продуктов обогащения.

Для определения гранулометрического состава используют следующие способы:

ситовый анализ — рассев на наборе сит на классы различной крупности. Ситовый анализ крупных материалов — продуктов дробления — производится вручную на наборе сит или с помощью автоматического вибрационного гранулометра; ситовый анализ мелких материалов — продуктов измельчения — производится на механическом анализаторе (встряхивателе);

седиментационный анализ — разделение материала по скорости падения частиц различной крупности в водной среде для материала крупностью от 40 (50) до 5 мкм (для более мелких материалов применяют седиментацию в центробежном поле);

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

Гранулометрический состав материала позволяет на обогатительных и сортировочных фабриках определять выходы различных классов, производительность дробильных и измельчительных аппаратов, осуществлять контроль процессов грохочения, дробления, измельчения и т.д. Чаще всего гранулометрический состав исходного

сырья и продуктов обогащения определяется посредством ситового анализа.

Ситовый анализ заключается в рассеве пробы материала на нескольких ситах с различными стандартными размерами отверстий заданного модуля. Ситовый анализ материала крупнее 25 мм производится вручную на наборе сит или на качающихся горизонтальных грохотах. Материал крупностью менее 25 мм рассеивается на лабораторных ситах. В зависимости от крупности материала и необходимой точности ситового анализа пробы рассеиваются сухим или мокрым способом. Если позволяет крупность и материал не подвержен слипанию, применяется сухой способ отсева на механическом встряхивателе, сита в котором устанавливаются друг над другом сверху вниз от крупных размеров отверстий к мелким. Пробу засыпают на верхнее сито, закрывают крышкой и встряхивают в течение 10 – 30 мин. Под нижним ситом имеется поддон, куда собирается наиболее мелкий класс (подрешетный продукт последнего сита). После отсева пробы каждый класс крупности взвешивается на технических весах. Выход каждого класса определяется делением массы класса на общую массу пробы.

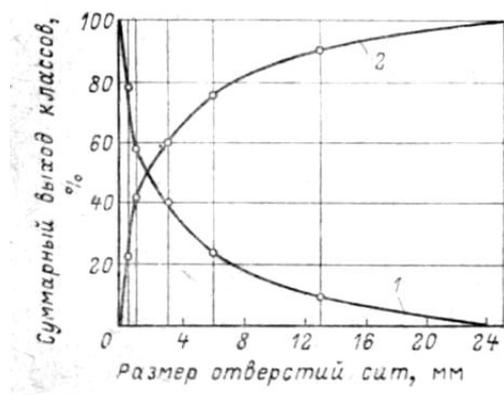
Для тонкоизмельченного материала применяют мокрое просеивание. Для этого пробу засыпают на сито с мелкими отверстиями и производят отмывку мельчайших частиц многократным погружением сита в бачок с водой или промывкой материала на сите слабой струей воды. Отмывку производят до тех пор, пока промывная вода не станет прозрачной. Оставшийся на сите материал высушивают и взвешивают. По разности определяют массу отмытого шлама. Высушенный материал повторно отсеивают сухим способом на ситах, включая и самое мелкое, на котором производилась отмывка шлама. Определив массу подрешетного продукта последнего сита, ее прибавляют в полученной ранее массе отмытого шлама. Результаты ситового анализа приводятся обычно в виде таблиц или графиков. Для примера в табл. 1 приведены результаты ситового анализа пробы полезного ископаемого.

Суммарные выходы «по плюсу» (+) или «по минусу» (–) представляют собой сумму выходов всех классов соответственно крупнее или мельче отверстий данного сита.

Таблица 1. Результаты ситового анализа

Класс, мм	Выход			
	Частный		Суммарный, %	
	кг	%	«по плюсу»	«по минусу»
–25+13	8	10	10	100
–13+6	11,2	14	24	90
–6+3	12,8	16	40	76
–3+1	14,4	18	58	60
–1+0,5	16	20	78	42
–0,5+0	17,6	22	100	22
Итого	80,0	100		

По данным ситовых анализов строятся в прямоугольной системе координат характеристики крупности (рис. 3). На оси ординат откладывают суммарный выход классов (в процентах), на оси абсцисс — размеры отверстий сит в миллиметрах. На основании суммарных выходов материала крупнее диаметра отверстий сита строится кривая «по плюсу», мельче — «по минусу». Сумма выходов по обеим кривым должна всегда равняться 100%. Поэтому обе кривые характеристик «по плюсу» и «минусу» являются зеркальным отражением одна другой. Они всегда пересекаются в точке, соответствующей суммарному выходу 50%. Точка пересечения кривой с осью абсцисс показывает максимальный размер куска материала в данной пробе.



Суммарные характеристики «по плюсу» бывают вогнутыми (см. рис. 3), выпуклыми и прямолинейными. Вогнутая кривая указывает на преобладание мелких зерен в пробе, выпуклая — крупных, прямолинейная характеристика свидетельствует о равномерном распределении классов крупности. Вогнутые кривые характерны для хрупких полезных ископаемых (например, углей), выпуклые — для крепких руд. По суммарной характеристике крупности можно определить выход любого класса. Для этого находят на оси абсцисс размер нужного класса, и из этой точки перпендикулярно к оси проводят прямую до пересечения с кривой, откуда проводят параллельную оси абсцисс прямую до ее пересечения с осью ординат. Точка пересечения определяет суммарный выход искомого класса.

При построении суммарных характеристик в широком диапазоне размеров отверстий сит графики получаются сильно растянутыми. Чтобы избежать этого, графики строят в системе координат с полулогарифмическими (по оси абсцисс откладывают логарифмы размеров сит) или логарифмическими (по оси ординат также откладывают логарифмы суммарных выходов классов) шкалами.

6. КОНСТРУКЦИИ ГРОХОТОВ

Все грохоты можно подразделить на две основные группы:

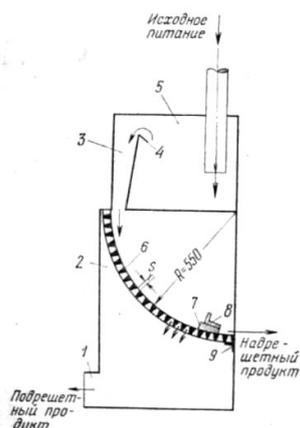
- с неподвижной просеивающей поверхностью (колосниковые, прямоугольные, конические, цилиндрические, дуговые)
- подвижной — механические (барабанные, валковые, плоскокачающиеся и вибрационные, подразделяющиеся на инерционные, самобалансные, резонансные, электровибрационные).

Неподвижные грохоты.

Неподвижные колосниковые грохоты представляют собой наклонные решета, собранные из колосников, образующих между собой продольные щели. Размер щели между колосниками составляет не менее 50 мм, угол наклона при грохочении руд 40 — 50°; углей — 30 — 35°. При

грохочении влажного материала угол наклона увеличивают на $5 - 10^\circ$. Решета по бокам обычно имеют борта. Исходный материал загружается на верхнюю часть решетки и движется по ней самотеком под действием силы тяжести. Во время движения более мелкий материал проваливается через щели между колосниками, а надрешетный продукт разгружается в конце решета.

Прямоугольные грохоты в последние годы нашли широкое применение на отечественных и зарубежных углеобогатительных фабриках. Их применяют для предварительного отсева мелких классов ($0 - 6$ или $0 - 13$ мм) угля при пониженных требованиях к засорению надрешетного продукта подрешетным. Эти грохоты применяют как для



сухого (типа ГЛС), так и для мокрого (типа «Луганец» ГГЛ) грохочения углей. Грохот представляет собой неподвижный наклонный ($40 - 50^\circ$ к горизонту) короб, на дне которого расположена просеивающая поверхность (колосниковое сито). Грохоты снабжают очистительными устройствами. При мокром грохочении вода, подаваемая

из сопел, интенсивно отмывает подрешетный продукт и удаляется вместе с ним.

Дуговой грохот (сито) представляет собой (рис. 4) полукруглую колосниковообразную щелевидную (шпальтовую) решетку с поперечно расположенными по отношению к потоку колосниками **6**. Исходное питание поступает в приемную коробку **5**, откуда через кромку стенки **4** кармана **3** попадает на колосниковую решетку. Подрешетный продукт с водой проходит через отверстия сита и удаляется через разгрузочный патрубок **1**, а надрешетный сходит в конце сита. Колосниковая решетка в нижней части крепится к раме **2** с помощью деревянных клиньев **7**, уголков **8** и упора для решетки **9**. Колосниковая решетка собирается из колосников трапецеидального сечения, изготовленных из износостойчивой нержавеющей стали. Размер отверстий сит S равен $0,3 - 3$ мм.

Дуговые грохоты применяют для мокрого грохочения мелкого и тонкого материала (от 12 до $0,071$ мм). Исходный материал в виде пульпы подается на решетку самотеком или насосом. Центробежная сила, возникающая при круговом движении пульпы по сит, способствует эффективному выделению воды и мелкого материала через щелевые отверстия сита. Крупность получаемого подрешетного продукта в $1,5 - 2$ раза меньше размера щели S сита. В зависимости от крупности разделения эффективность работы дуговых грохотов изменяется в пределах $30 - 75\%$. Дуговые грохоты применяют на углеобогатительных

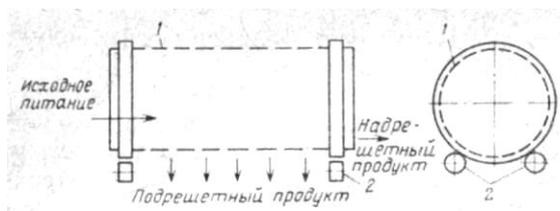
фабриках для обесшламливания, предварительного обезвоживания и т.д., а также на рудообогатительных фабриках.

Конические циклонные грохоты (рис. 5) сходны по принципу действия с дуговыми грохотами и состоят из усеченного конуса **4** в верхней части и пирамиды **1** в нижней части, соединенных кольцом **3** и расположенных в корпусе **2**. Стенки этих частей выполнены из стержней или колосниковой решетки. Исходная пульпа под давлением тангенциально подается на просеивающую поверхность через загрузочное отверстие **6** в верхней части грохота. Шибберная заслонка **5** регулирует ширину выпускной щели загрузочного устройства. Пульпа, поступающая на грохот, за счет тангенциального подвода получает вращательное движение и по спирали опускается вниз. В период ее движения вода с мелкими частицами проходит через отверстия решета и собирается во внешнем кожухе грохота, а надрешетный продукт опускается к опрокинутой вершине пирамиды. Разновидностью этого грохота является цилиндроконический грохот. Отличие его заключается в том, что у него верхняя часть цилиндрическая, а нижняя — коническая.

Грохоты с неподвижной рабочей поверхностью высокопроизводительны, отличаются простотой конструкции, эксплуатационной надежностью, отсутствием динамических нагрузок на здание, низким уровнем шума. Недостаток их — пониженная эффективность грохочения.

Подвижные (механические) грохоты.

Барабанные грохоты (рис. 6) в зависимости от формы барабана бывают цилиндрическими и коническими. Просеивающей поверхностью в них являются боковые перфорированные или сетчатые стенки барабана **1**,



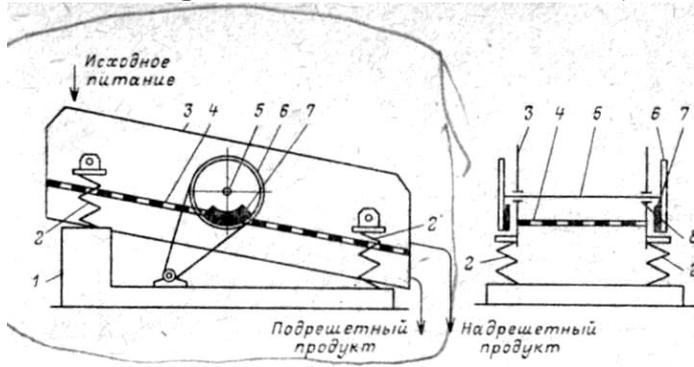
наклоненные к горизонту под углом от 1 до 14° (чаще $4 - 7^{\circ}$). Барабан от привода вращается на опорных роликах **2**. Исходный материал загружается внутрь барабана на верхнем его конце и за счет вращения и наклона барабана

перемещается в продольном направлении. Во время движения мелкий материал просеивается через отверстия сита, а крупный (надрешетный) продукт удаляется из барабана в нижнем его конце.

Барабанные грохоты отличаются спокойной работой, их легко герметизировать пыленепроницаемым кожухом. Однако они громоздки, имеют малую удельную (на 1 м^2 просеивающей поверхности) производительность. Барабанные грохоты применяют для промывки глинистых руд (скрубберы), промывки и сортировки щебня, гравия и песка, сортировки асбестового волокна на асбестообогатительных фабриках и т. д.

Вибрационные грохоты — инерционные или самобалансные.

Инерционные грохоты ГИЛ, ГИС и ГИТ* (грохота инерционные легкого, среднего и тяжелого типа) относят к вибрационным грохотам с

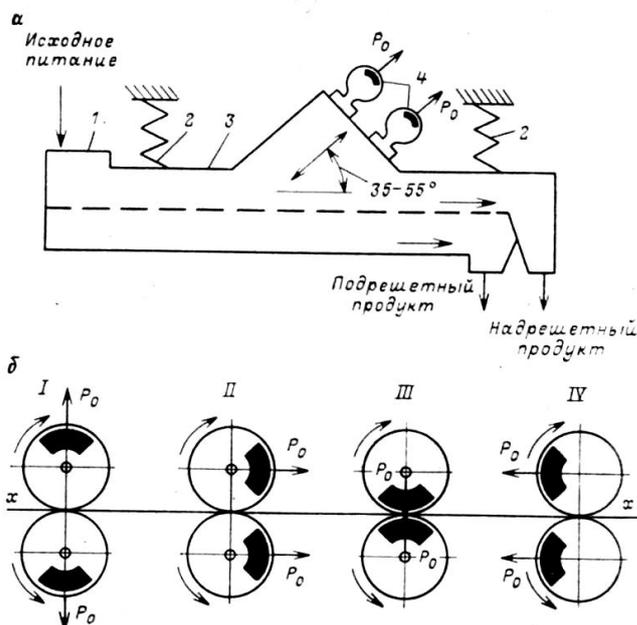


круговыми колебаниями (вибрациями). Они просты по конструкции и состоят из трех основных деталей: корпуса с ситом, вибровозбудителя и пружинных опор или подвесок.

Схема однооситного инерционного наклонного грохота приведена на рис. 7. Он состоит из корпуса 3 с ситом 4, установленным на пружинах (рессорах) 2 под углом 15 — 30° к горизонту и закрепленного на раме 1. По бокам корпуса грохота укреплены два подшипника 8, через которые проходит вал 5 вибровозбудителя с закрепленными на нем шкивами 6, имеющими неуравновешенные грузы — дебалансы 7. Вал вибровозбудителя приводится во вращение от электродвигателя с помощью клиноременной передачи или эластичной муфты. При вращении шкивов с дебалансами возникают центробежные силы инерции, вызывающие круговые (или эллиптические) вибрации корпуса. Исходный материал подается в верхнюю часть грохота и за счет вибраций корпуса и наклона сита продвигается к разгрузочному концу. Во время этого движения происходит просеивание мелкого материала.

Грохоты тяжелого типа (ГИТ) применяют для грохочения руд; легкого типа (ГИЛ) — для грохочения углей.

К вибрационным грохотам с прямолинейными колебаниями (вибрациями) относят самобалансные грохоты ГСЛ, ГСС и ГСТ или ГИСЛ, ГИСС и ГИСТ*. Отличительная их особенность — простота установки и универсальность. Грохот имеет горизонтальный или наклонный корпус 1 с одним (или несколькими) ситами 3,



подвешенный (или установленный) на амортизаторах (пружинах) 2 (рис. 8, а). Колебания корпусу придает самобалансный вибровозбудитель 4, закрепленный на корпусе. Самобалансный вибровозбудитель состоит из корпуса, в котором на двух параллельных валах размещены два цилиндрических зубчатых колеса с равным числом зубьев

и одинаковые дебалансы. Благодаря этому валы вращаются с одинаковой частотой в противоположном направлении. Дебалансы (рис. 8, б) расположены по отношению друг к другу так, что при вращении валов составляющие центробежные силы P_0 , то взаимно погашаются (*I, III*) как силы противоположно направленные и равные по величине, то взаимно складываются (*II, IV*). По этой причине вибровозбудитель совершает колебания по оси $x - x$ в горизонтальном направлении. Вибровозбудитель монтируется на коробе под углом оси $x - x$ к плоскости сита, равным $35 - 55^\circ$, за счет чего коробу сообщаются наклонные прямолинейные колебания (вибрации). Материал, находящийся на сите грохота, энергично подбрасывается и просеивается. Грохоты выпускаются с площадью сит от 7,5 до 21 м², просеивают материал крупностью до 600 мм. Эффективность грохочения достигает 80 — 90%.

Самобалансные грохоты легкого типа применяют для грохочения углей, антрацитов и горючих сланцев, обезвоживания продуктов обогащения и т.д. Самобалансные грохоты тяжелого типа с несколькими вибровозбудителями применяют для грохочения руд и горячего агломерата.

7. ПРОСЕИВАЮЩИЕ ПОВЕРХНОСТИ ГРОХОТОВ И ЭФФЕКТИВНОСТЬ ГРОХОЧЕНИЯ

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

Колосниковые решетки (рис. 10, а, б) применяют преимущественно для крупного и иногда для среднего грохочения как в неподвижных, так и в подвижных грохотах. Решетки собирают из стержней и колосников различной формы параллельными рядами. Часто решетки собирают на месте из рельсов, сварных металлических балок и т.п. На вибрационных грохотах колосниковые решетки изготовляют сборными, состоящими из отдельных секций.

Листовые решета применяют для среднего грохочения. Они представляют собой стальные листы с просверленными или проштампованными в них отверстиями различной формы (рис. 10, в — д). Во избежание забивания отверстий сит, их делают в колосниковых и листовых решетах расширяющимися книзу. Толщина листа равна 4 — 6 мм при размере отверстий менее 10 и 8 — 10 мм для отверстий 30 — 60 мм. В последнее время начали применять резиновые листовые решета с квадратными и прямоугольными отверстиями. Они износоустойчивы, меньше забиваются, снижают уровень шума.

Проволочные сетки применяют главным образом для мелкого грохочения. Их изготовляют из стальной (легированная или нержавеющая сталь), латунной, медной, бронзовой, никелевой и другой проволоки с прямоугольными или квадратными отверстиями (рис. 10, е, ж). Начато изготовление сеток, в которых металлическая проволока заменена

капроновыми нитями. Такие сетки более износоустойчивы по сравнению с металлическими.

Если взять сита с круглыми, квадратными или прямоугольными отверстиями одного размера (диаметр круглого отверстия является стороной квадратного и шириной прямоугольного), то самый крупный подрешетный продукт будет получен на ситах с прямоугольными отверстиями, более мелкий — на ситах с квадратными отверстиями и самый мелкий — на ситах с круглыми отверстиями.

Просеивающая поверхность грохота характеризуется коэффициентом живого сечения (или живым сечением). Этот коэффициент определяется как отношение площади отверстий сита в свету к общей его площади и выражается в процентах.

Для сеток с квадратными отверстиями

$$L = \frac{100b^2}{(b+a)^2}.$$

Для сеток с прямоугольными отверстиями

$$L = \frac{100lb}{[(b+a)(l+a)]},$$

где a — диаметр проволоки, мм; b — ширина отверстия, мм; l — длина отверстия, мм.

На практике стремятся использовать решета с наибольшим коэффициентом живого сечения, так как они повышают эффективность грохочения. При грохочении влажных и особенно глинистых материалов отверстия сит быстро замазываются и живое сечение уменьшается. Для предотвращения этого иногда применяют струнные сита или электроподогрев сит.

В процессе грохочения практически невозможно бывает достичь полного отделения мелкого материала от крупного. В надрешетном продукте всегда остается некоторая доля непросевшегося мелкого материала. Для количественной оценки полноты отделения мелкого материала от крупного введено понятие эффективности грохочения.

Эффективность грохочения E определяется отношением массы фактически полученного подрешетного продукта к массе его в исходном материале. Выражается она в долях единицы или в процентах. Согласно определению эффективность грохочения определяют по формуле

$$E = 10^4 C / (Qa),$$

где C — масса подрешетного продукта, т; Q — масса исходного материала; a — содержание нижнего класса в исходном материале, %.

Так как в производственных условиях непосредственное определение массы полученного подрешетного продукта затруднено, на практике пользуются другой формулой для определения эффективности (или кпд) грохочения

$$\eta = \frac{10^4(a-b)}{[a(100-b)]}$$

где η — кпд грохочения, %; b — содержание нижнего класса в надрешетном продукте, %.

Значения *a* и *b* определяют на основании тщательного отсева проб исходного материала и надрешетного продукта проведенного на ситах с тем же размером и формой отверстий, что и на сите грохота.

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

Факторами, влияющими на процесс грохочения, являются:

влажность материала. Повышенная влажность вызывает слипание частиц между собой и залипание отверстий грохота. Обычно это наступает при влажности материала более 10 — 12%. Эффективность грохочения резко снижается. В этих случаях производят мокрое грохочение, орошая материал во время его движения по ситам;

геометрическая форма зерен. Наиболее благоприятной является округлая форма. Многогранная и кубообразная формы зерен менее благоприятны. Наиболее затруднено грохочение материала, состоящего из зерен продолговатой или пластинчатой формы;

содержание «трудных» и «затрудняющих» зерен в исходном материале. Практика грохочения показывает, что наиболее трудными для просеивания являются зерна, диаметр которых близок к размеру отверстия сита (размером от 0,75 диаметра сита и выше). Такие зерна называются «трудными». Зерна, размер которых больше отверстия сита, но меньше полуторной их величины, также затрудняют процесс грохочения, так как легко застревают в отверстиях. Такие зерна называются «затрудняющими» и препятствуют прохождению других зерен. Чем меньше в материале «трудных» и «затрудняющих» зерен, тем успешнее и эффективнее происходит процесс грохочения;

угол наклона просеивающей поверхности. Увеличение угла наклона приводит к «уменьшению» отверстия сита и крупности просеиваемого материала. Кроме того, увеличивается скорость движения зерен по просеивающей поверхности. При больших скоростях движения зерна будут проскакивать отверстия и не будут просеиваться. Оптимальный угол наклона просеивающей поверхности устанавливается экспериментально, исходя из наивысшей эффективности и требуемой производительности;

плотность исходного материала. Так как пропускная способность грохота зависит от объема материала, производительность грохота бывает выше для материалов большей плотности.

ДРОБЛЕНИЕ

8. НАЗНАЧЕНИЕ ОПЕРАЦИЙ ДРОБЛЕНИЯ

Дробление и измельчение — процессы разрушения полезных ископаемых под действием внешних сил до заданной крупности,

требуемого гранулометрического состава или необходимой степени раскрытия минералов. При дроблении и измельчении не следует допускать переизмельчения материала, так как это ухудшает результаты обогащения (тонкие частицы крупностью менее 20 — 10 мкм обогащаются неудовлетворительно) и удорожает процесс. Необходимо соблюдать принцип «не дробить ничего лишнего».

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

Процессы дробления и измельчения принципиально не различаются между собой. Условно принято считать дроблением такой процесс разрушения, в результате которого получаются продукты крупностью более 5 мм, измельчением — менее 5 мм. Первый вид разрушения осуществляется в дробилках, второй — в мельницах.

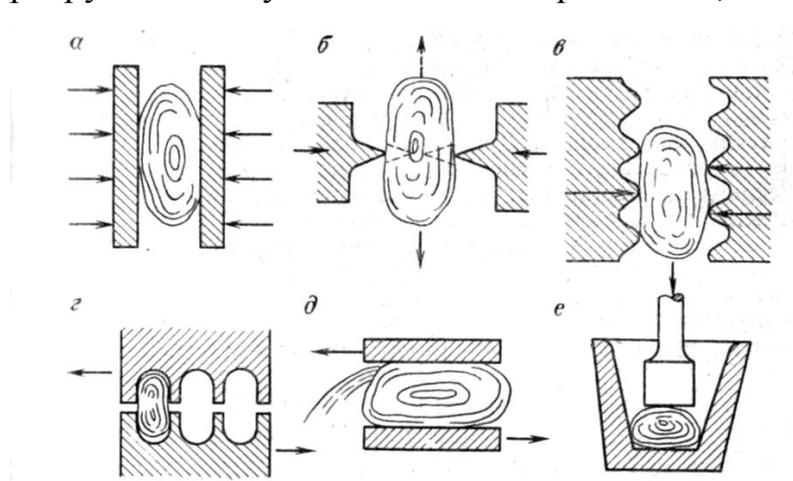


Рис. 11. Способы разрушения: а — раздавливание; б — раскалывание; в — излом; г — срезывание; д — истирание; е — удар

При дроблении и измельчении применяют следующие способы разрушения (рис.11): раздавливание (а), раскалывание (б), излом (в), срезывание (г), истирание (д) и удар (е). Тот или иной способ разрушения выбирается в зависимости от физико-механических свойств дробимого материала и крупности его кусков.

Степень дробления (или измельчения) показывает степень сокращения крупности в процессе разрушения кускового материала. Она характеризуется отношением размеров максимальных кусков в дробимом и дробленном материале или, что более точно, отношением средних диаметров до и после дробления, подсчитанных с учетом характеристик крупности материала,

$$i = \frac{D_{\max}}{d_{\max}}; \text{ или } i = \frac{D_{\text{ср}}}{d_{\text{ср}}},$$

где i — степень дробления; D_{\max} и $D_{\text{ср}}$ — соответственно максимальный и средний размеры дробимого материала; d_{\max} и $d_{\text{ср}}$ — соответственно максимальный и средний размеры дробленого материала. На практике степень дробления может быть значительна (например, при начальной и конечной крупностях материала соответственно 1200 и 10 мм степень дробления будет 120), которую в один прием дробления получить невозможно. Дробилки работают эффективно только при ограниченных степенях дробления — обычно $i = 3 - 8(10)$. Исключение составляют

дробилки ударного действия, применяемые для дробления хрупких полезных ископаемых, степень дробления которых достигает 30. Поэтому дробление крупного материала до требуемого размера производится обычно в несколько приемов, называемых стадиями дробления. Различают следующие стадии дробления в зависимости от исходной и конечной крупности дробимого материала:

Дробление	Крупное	Среднее	Мелкое
Максимальная крупность материала, мм:			
до дробления	500—1500	100—350	40—100
после дробления	100—350	40—100	10(5)—30

Степень дробления, достигаемая в каждой отдельной стадии, называется *частной*. **Общая** степень дробления получается как произведение частных степеней

$$i_{\text{общ}} = i_1 i_2 \dots i_n$$

Число стадий дробления определяется начальной и конечной крупностью дробимого материала. Число стадий дробления при подготовке руд к измельчению обычно бывает равным двум или трем. Одно- и четырехстадиальное дробление применяется значительно реже. Одностадиальное дробление применяется при переработке калийных солей, на железорудных дробильно-сортировочных фабриках, четырехстадиальное — на крупных магнито-обогажительных фабриках мощностью 40 — 60 тыс. т/сут, перерабатывающих крепкие магнетитовые руды плитняковой формы.

Схемы дробления включают и операции предварительного и поверочного грохочения. Предварительное грохочение применяется для выделения уже готового класса крупности перед дроблением с целью сокращения массы дробимого материала за счет отсева мелочи. Оно эффективно и экономически целесообразно при достаточно высоком содержании отсеиваемого класса в исходном продукте (обычно свыше 17 — 20%, т.е. при вогнутой или прямолинейной характеристике крупности). Поверочное грохочение применяется для выделения из дробленого продукта кусков избыточного размера (размер которых больше ширины разгрузочного отверстия дробилки) и возвращения их для додробливания в эту же дробилку.

9. ЩЕКОВЫЕ ДРОБИЛКИ

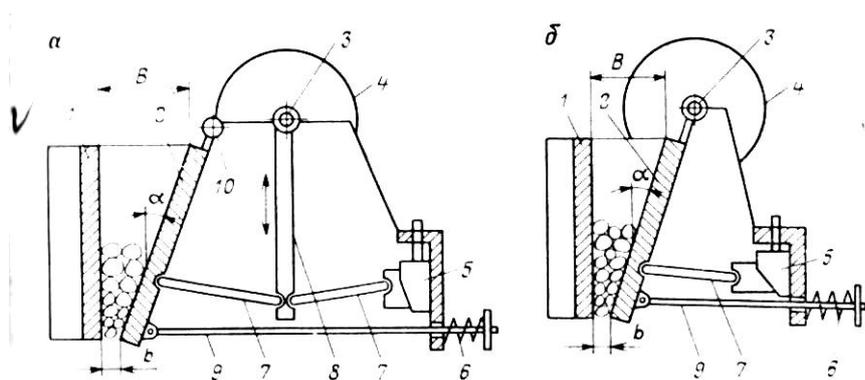


Рис. 13. Схемы щековых дробилок с простым (а) и сложным (б) качанием подвижной щеки

В щековых дробилках (ЩД) материал раздавливается между двумя плитами (щеками), одна из которых неподвижная, а второй подвижная (качающаяся).

Щековые дробилки бывают с простым (ЩДП) и сложным (ЩДС) движением подвижной щеки.

Рабочая камера в *щековой дробилке с простым движением щеки* (рис. 13, а) образуется неподвижной **1** и подвижной **2** щеками и двумя боковыми стенками. Подвижная щека **2** шарнирно подвешена на оси **10**. Боковые стенки рабочей камеры, а также неподвижная и подвижная щеки дробилки футеруются съемными плитами из марганцовистой износоустойчивой стали или из закаленного чугуна. Поверхность боковых стенок делается гладкой, а неподвижной и подвижной щек часто делается рифленой.

Исходный материал загружается в рабочую камеру дробилки сверху и постепенно в процессе раздавливания опускается вниз. Так как во время движения шатуна вверх происходит дробление материала (рабочий ход), а во время движения вниз — его разгрузка (холостой ход).

Габаритные размеры загрузочного отверстия дробилок должны быть на 10 — 15% больше размера наибольших кусков в питании.

Угол захвата α у щековых дробилок (угол между подвижной и неподвижной щеками) не должен превышать 25° , так как в противном случае не все куски будут захватываться и будут выбрасываться вверх.

Конструкция *щековых дробилок со сложным движением щеки* (рис. 13, б) отличается тем, что у них подвижная щека **2** подвешена непосредственно на эксцентрик **3** вала, а внизу опирается на одну распорную плиту **7**. Благодаря такой подвеске, каждая точка поверхности подвижной щеки движется не по прямой, как у дробилок с простым движением щеки, а по эллипсоидной линии.

Щековые дробилки чаще всего применяют для крупного дробления твердых и средней твердости полезных ископаемых. Степень дробления в щековых дробилках $i = 3 - 5$ (в последних конструкциях до 8).

Щековые дробилки просты в конструктивном отношении, не требуют большой высоты для установки, пригодны для дробления вязких и глинистых руд, но они требуют равномерной подачи питания, не могут работать «под завалом» и поэтому нуждаются в установке питателя. Они малоприспособлены для дробления плитнякового материала; их сменные части изнашиваются быстрее, чем сменные части конусных дробилок. Поэтому, если нет явных технико-экономических преимуществ щековых дробилок, следует применять для дробления конусные дробилки.

10. КОНУСНЫЕ ДРОБИЛКИ

Принцип действия всех конусных дробилок одинаков. Дробящим рабочим органом у них является подвижный конус, помещенный эксцентрично внутри неподвижного конуса (чаши). Процесс дробления происходит за счет эксцентричного движения внутреннего конуса. Во время приближения дробящего конуса происходят раздавливание, раскалывание, излом находящихся в рабочем пространстве кусков материала, а во время удаления — разгрузка дробленого материала.

Процесс дробления в конусных дробилках происходит непрерывно при последовательном перемещении зоны дробления по окружности конусов.

Конусные дробилки по своему назначению разделяются на дробилки крупного (ККД), среднего (КСД) и мелкого (КМД) дробления.

Конусная дробилка крупного дробления ККД имеет корпус, состоящий из нижней 1 и верхней 2 частей (рис. 14,а). Верхняя часть корпуса представляет собой неподвижный конус (чашу), обращенный большим основанием вверх, внутри которого производится дробление. Угол наклона конической поверхности (угол между образующей конуса и вертикалью) составляет $17 - 20^\circ$. Внутренняя поверхность неподвижного конуса футеруется плитами из марганцовистой стали. Подвижный дробящий конус 3 жестко закреплен на валу 6 и также покрыт футеровкой. Вал дробилки подвешен в специальном гнезде в центральной головке траверсы 5.

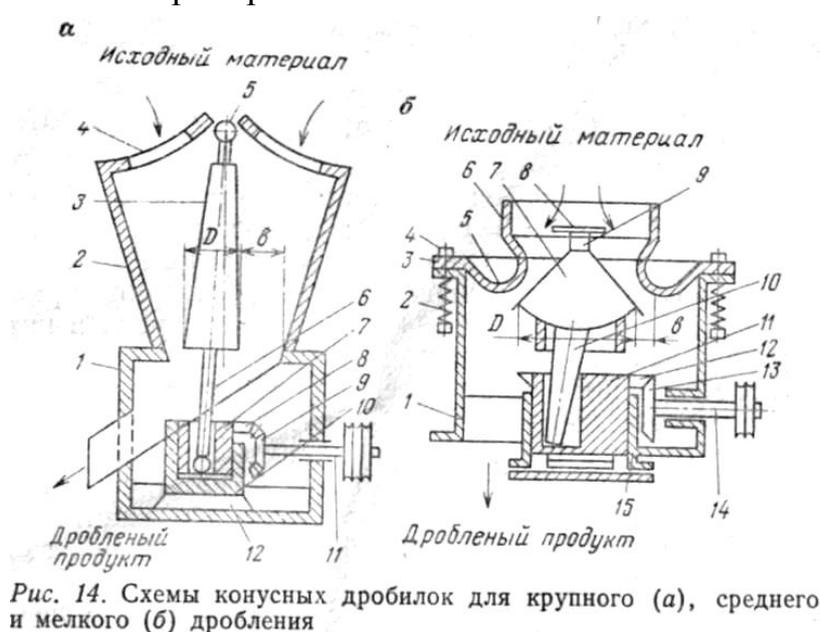


Рис. 14. Схемы конусных дробилок для крупного (а), среднего и мелкого (б) дробления

Стакан 7 за счет шестерен вращается, и ось вала 6 описывает коническую поверхность, благодаря чему подвижный дробящий конус совершает круговые движения, приближаясь или удаляясь от поверхности неподвижного конуса. Исходный материал загружается в дробилку сверху через отверстия 4. Дробленый материал

разгружается сборку дробилки.

Конусные дробилки крупного дробления применяют для первого приема дробления твердых и средней твердости полезных ископаемых. Степень дробления в дробилках ККД составляет $3 - 6$. Дробилки высокопроизводительны, могут работать «под завалом». Но для их установки требуется большая высота, а сами они отличаются большой сложностью конструкции.

Конусные дробилки среднего КСД и мелкого КМД дробления имеют сходные конструкции. Они отличаются лишь размерами приемных отверстий, выпускных щелей и профилем дробящей зоны. От дробилок крупного дробления их отличают характер расположения неподвижного конуса (чаши), который повернут большим основанием вниз, и более пологая форма подвижного конуса.

Конусные дробилки среднего и мелкого дробления являются основным типом дробилок для дробления руд твердых и средней твердости. Степень дробления этих дробилок составляет $4 - 6$ (с поверочным грохочением до 8).

11. ВАЛКОВЫЕ ДРОБИЛКИ

В валковых дробилках материал дробится двумя параллельно расположенными валками, вращающимися навстречу друг другу. Исходный материал подается сверху в пространство между валками, захватывается ими и дробится. Валковые дробилки не переизмельчают материал. Валки дробилок бывают гладкими, рифлеными и зубчатыми.

Валковая дробилка с гладкими валками ВДГ (рис. 15) состоит из двух валков 1 к 5, вращающихся с одинаковой частотой навстречу друг другу и раздавливающих дробимый материал 3 при ограниченном истирании.

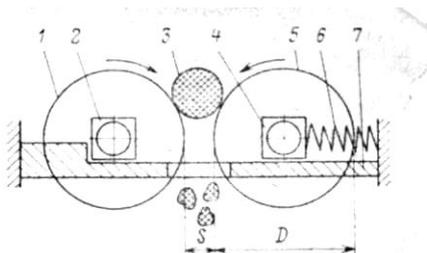


Рис. 15. Схема валковой дробилки с гладкими валками

Исходный материал через верхнюю приемную воронку подается питателем в рабочее пространство дробилки равномерно по всей длине валков. Поверхность валков футеруется марганцовистой или углеродистой сталью. Дробленый материал разгружается вниз под дробилку. Валковые дробилки с гладкими валками применяют для среднего и мелкого дробления твердых полезных ископаемых, когда недопустимо их переизмельчение, а также для дробления влажных и глинистых руд. Степень дробления $i = 3 - 4$.

Валковые дробилки с зубчатыми валками отличаются от дробилок с гладкими валками наличием на поверхности валков зубцов (или рифлей), выступающих на 40 — 60 мм над их поверхностью. Из многообразия конструкций зубчатых валковых дробилок (одновалковые, двухвалковые, трехвалковые, многовалковые) наибольшее применение нашли двухвалковые зубчатые дробилки (ДДЗ). В зубчатых дробилках куски материала захватываются и раскалываются зубьями до требуемой крупности. Эти дробилки применяются для крупного и среднего дробления углей, антрацитов, кокса, солей и других хрупких и мягких полезных ископаемых. Степень дробления у них $i = 4 - 6$ (иногда до 10). Диаметр валков дробилок должен быть в 3 — 6 раз больше размера максимального куска в питании.

Валковые дробилки отличает простота конструкции, надежность работы, удобство обслуживания и ремонта. К недостаткам относятся низкая производительность, быстрый и неравномерный износ футеровки валков и по некоторым данным большой удельный расход электроэнергии.

12. ДРОБИЛКИ УДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ

В дробилках ударного действия разрушение дробимого, материала происходит за счет кинетической энергии движущихся тел. К ним относятся три типа дробилок: молотковые, роторные и стержневые (дезинтеграторы).

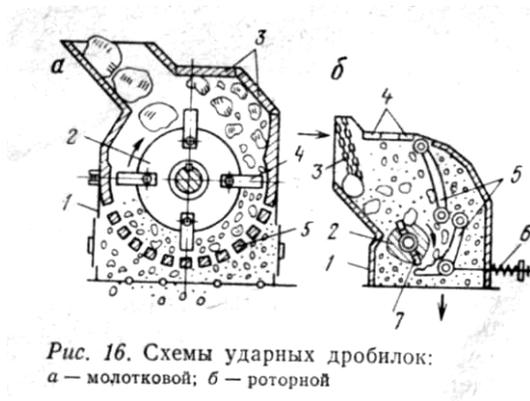


Рис. 16. Схемы ударных дробилок:
а — молотковой; б — роторной

Дробилки ударного действия применяют для среднего и мелкого дробления мягких и средней крупности неабразивных материалов (углей, известняков, гипса, мела, асбестовых руд, каменной соли и т.д.). Основными преимуществами этих дробилок являются простота конструкции, большая производительность, высокая степень дробления (до 30) и удобство

обслуживания.

Исходный материал питателем через зев поступает в дробилку и разбивается ударами молотков, ударами кусков об отбойные плиты и истиранием кусков молотками на колосниковой решетке. Дробленый материал проходит через отверстия колосниковой решетки и уходит под дробилку. Размерами отверстий в колосниковой решетке можно контролировать крупность дробленого материала. Некоторые молотковые дробилки выпускают без колосниковых решеток.

Роторные дробилки (рис. 16,б) отличаются тем, что дробление в них осуществляется жестко закрепленными на роторе 2 билами 7. Внутри корпуса 1 дробилки имеются отбойные плиты 4 и расположенная сбоку колосниковая решетка 5, изготовленная из двух половин, поворачивающихся на шарнирах. При помощи оттяжки 6 можно регулировать зазор между билами и поверхностью решетки. Дробилка снабжена цепным завесой 3.

Роторные дробилки делятся на те же типы, что и молотковые. Принцип действия их тот же, что и молотковых, с той лишь разницей, что в ударах по дробимым кускам участвует вся масса ротора, за счет чего сила удара получается более мощной.

Это позволяет применять роторные дробилки для разрушения крупных кусков сравнительно прочных материалов.

Стержневые дробилки (дезинтеграторы) состоят из двух цилиндрических роторов (называемых корзинами) разного диаметра, входящих один (меньший) в другой (большой) таким образом, что концентрическая окружность одного ротора размещается внутри концентрической окружности другого. Цилиндрические поверхности роторов набираются из жестко закрепленных бичей (прутьев) диаметром 30 — 40 мм и шагом бил примерно 200 мм. Роторы вращаются в разные стороны от различных приводов. Исходный материал загружается внутрь меньшего ротора, и дробление осуществляется ударами бичей; дробленый материал просыпается между билами под дезинтегратор. Роторы закрываются со всех сторон кожухом.

ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ

13. НАЗНАЧЕНИЕ ОПЕРАЦИЙ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Процесс измельчения полезных ископаемых на обогатительных фабриках в зависимости от

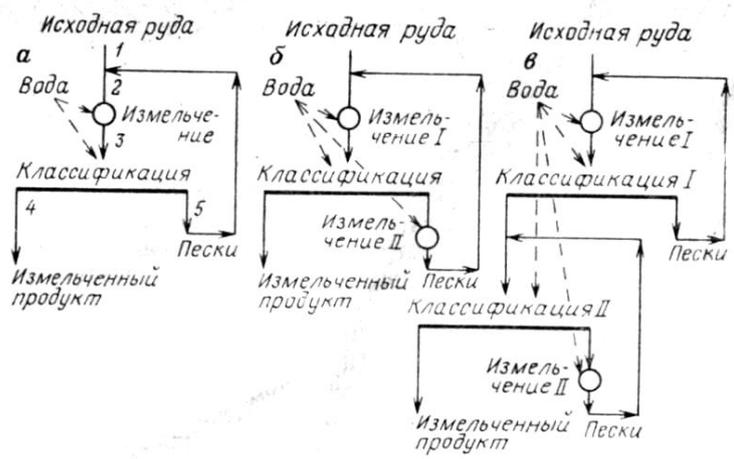


Рис. 17. Схемы измельчения:
 а — одностадиальное в замкнутом цикле с классификатором; б — двухстадиальное в открытом цикле в I стадии и замкнутом — во II; в — двухстадиальное в замкнутом цикле в I и II стадиях (1—5 — различные продукты)

требуемой крупности измельченного продукта осуществляется в одну, две или несколько стадий в открытом или замкнутом циклах.

Открытым циклом измельчения называется процесс измельчения, при котором продукт, выдаваемый мельницей, является готовым.

Замкнутым циклом

называется процесс измельчения, при котором продукт, выдаваемый мельницей, подвергается классификации с получением продукта требуемой крупности и крупного продукта (песков), возвращаемого на доизмельчение в ту же мельницу. Мельницы обычно работают в замкнутом цикле с классификаторами. По крупности измельчения условно различают крупное (50 — 60% класса $-0,074$ мм), среднее (60 — 85% класса $-0,074$ мм) и тонкое (более 85% класса $-0,074$ мм) измельчение.

Для крупного измельчения используют одностадиальные схемы (рис. 17,а), которые просты в регулировании и обслуживании, легко автоматизируются, требуют меньших капитальных затрат. Разновидностями одностадиальных схем являются схемы с предварительной и поверочной классификациями питания мельницы и слива классификатора и т. д.

Двухстадиальные схемы измельчений (рис. 17, б, в) могут быть в I стадии с открытым и замкнутым циклами измельчения. Такие схемы более сложны и дорогостоящи, но позволяют получать тонкоизмельченный продукт с содержанием класса $-0,074$ мм до 80 — 85%. Трехстадиальные схемы и схемы с большим числом стадий измельчения используют при тонковкрапленных рудах на обогатительных фабриках большой производительности (например, при обогащении магнетитовых железных руд).

Применение замкнутого цикла измельчения обеспечивает наиболее эффективную работу мельниц и позволяет получать более равномерный по крупности измельченный продукт с минимальным содержанием тонких частиц, по сравнению с открытым циклом. Установлено, что эффективность работы мельниц существенно зависит от циркулирующей нагрузки (возвращаемая на доизмельчение масса материала). Циркулирующая нагрузка C выражается в долях единицы или процентах.

Измельчение полезных ископаемых производят в аппаратах, называемых мельницами. Мельницы подразделяют на механические (с

мельющими телами) и аэродинамические — (без мельющих тел). В качестве мельющих тел применяют металлические стержни и шары, рудную «галю» и крупные куски самой руды (самоизмельчение).

По конструкции различают мельницы: барабанные, роlikо-кольцевые, чашевые (или бегунные) и дисковые. Барабанные мельницы, в свою очередь, классифицируются на мельницы с вращающимся барабаном, вибрационные и центробежные. На обогатительных фабриках применяют вращающиеся барабанные мельницы. Измельчение полезных ископаемых, как правило, производится с водой (мокрое измельчение). Оно более производительное, происходит без пылеобразования и позволяет осуществлять самотечное транспортирование измельченных продуктов.

14. БАРАБАНЫЕ МЕЛЬНИЦЫ

Барабанные мельницы в зависимости от формы барабана бывают цилиндрические и конические.

Различают цилиндрические мельницы трех типов:

короткие — у которых длина барабана меньше или равна его диаметру;

длинные — у которых длина барабана в 1,5 — 3 раза больше его диаметра

и трубные — с длиной барабана больше трех его диаметров.

Первые два типа барабанных мельниц (короткие и длинные) широко используют на современных обогатительных фабриках. Трубные мельницы

применяют главным образом в цементной и алюминиевой промышленности.

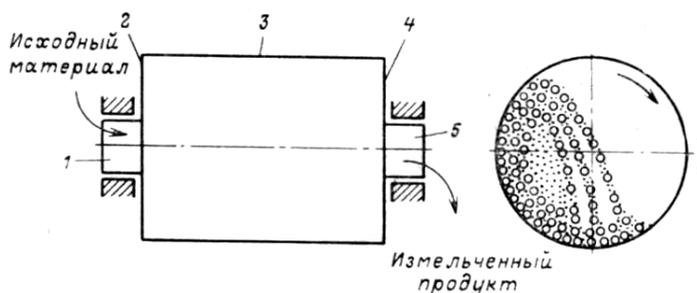


Рис. 19. Схема и принцип действия барабанной мельницы

Барабанная мельница (рис. 19) представляет собой пустотелый барабан 3, закрытый торцевыми крышками 2 и 4 и заполненный на 40 — 45% объема барабана измельчающими телами. В центре торцевых крышек имеются полые цапфы

(трубы), через одну из которых 1 исходный материал загружается в мельницу, а через другую 5 — непрерывно выгружается измельченный продукт. Цапфы опираются на подшипники, и барабан мельницы вращается вокруг горизонтальной оси. Во время вращения барабана измельчающие тела под действием сил трения и центробежной силы прижимаются к его внутренней поверхности, поднимаются на определенную высоту, с которой затем они падают или перекатываются вниз. Измельчение материала происходит под действием измельчающих тел при движении его вдоль барабана. Продольное перемещение материала; внутри барабана происходит вследствие перепада уровней загрузки и разгрузки и за счет непрерывной подачи исходной материала. Поэтому со стороны разгрузки цапфа имеет больший диаметр, чем со стороны загрузки.

При увеличении частоты вращения барабана мельницы может наступить момент, когда дробящие тела начнут прижиматься центробежной силой к поверхности барабана и, не отрываясь от нее, будут вращаться вместе с барабаном. Такая частота вращения мельницы называется критической.

В зависимости от способа разгрузки измельченного продукта различают мельницы с центральной разгрузкой (стержневые и шаровые), и разгрузкой через решетку (шаровые). У первых разгрузка измельченного продукта происходит свободным сливом через разгрузочную цапфу. В таких мельницах во время их работы поддерживается высокий уровень пульпы, поэтому они называются также мельницами с высоким уровнем пульпы или мельницами сливного типа. У мельниц второго типа измельченный материал прежде чем выйти из мельницы, проходит через щелевидные или круглые отверстия в торцевой решетке, а затем подъемным устройством (лифтом) принудительно удаляется из мельницы. Это позволяет поддерживать в мельнице низкий уровень пульпы. Мельницы такого типа называются мельницами с принудительной разгрузкой или мельницами с низким уровнем пульпы.

Шаровая мельница с разгрузкой через решетку (рис. 20) МШР состоит из цилиндрического барабана 5, к которому по бокам с помощью болтов крепятся торцовые крышки 4 и 7, отлитые вместе с загрузочной 2 и разгрузочной 9 полыми цапфами, помещенными в подшипники 3, 8 и опирающимися на железобетонные опоры.

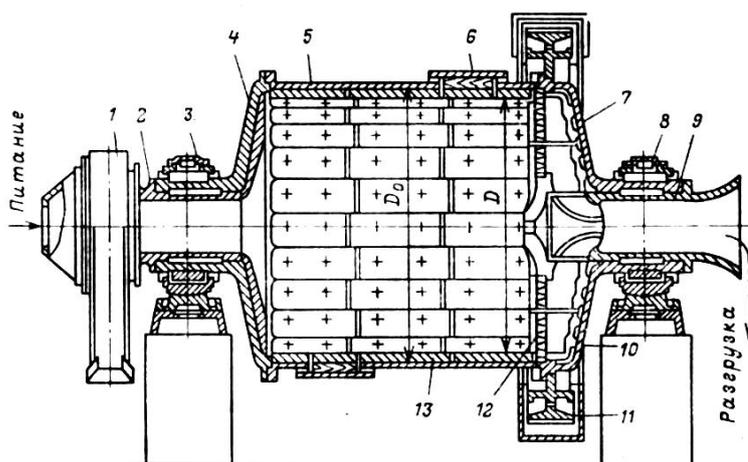


Рис. 20. Шаровая мельница с разгрузкой через решетку

В барабан загружают чугунные или стальные шары диаметром от 30 до 120 мм. Для предохранения от износа барабан и крышки мельницы внутри футеруют отдельными плитами 13. Плиты имеют толщину от 50 мм для малых и до 150 мм для больших мельниц и изготавливаются из марганцовистой или хромистой стали, чугуна или из резины и крепятся болтами непосредственно к барабану. В разгрузочном конце барабана установлена решетка 12 с отверстиями, через которые проходит измельченный материал. В пространстве между решеткой 12 и торцевой крышкой 7 имеются радиальные ребра 10, делящие эту зону на секторные камеры (лифтеры), открытые в цапфу. При вращении барабана они поднимают пульпу до уровня цапфы и выгружают измельченный материал в нее. Исходное питание загружается в мельницу комбинированным питателем через полую цапфу.

Шаровая мельница с центральной разгрузкой (МШЦ) имеет конструкцию, аналогичную вышеописанной. Разгрузка пульпы из мельницы происходит свободным сливом через отверстие в разгрузочной цапфе.

Стержневые мельницы (МСЦ) выпускают только с центральной разгрузкой. Они конструктивно идентичны шаровым мельницам с центральной разгрузкой, отличаясь от последних увеличенным диаметром загрузочной и разгрузочной цапф, длиной барабана и принципом действия мелющих тел. В мельницах МСЦ используют длинные (во всю длину мельницы) металлические стержни. Стержневые мельницы применяют чаще всего или при грубом измельчении мелковкрапленных руд для их последующего обогащения, или в I стадии (в открытом или замкнутом цикле) при двух- и более стадийном измельчении для подготовки материала к последующему измельчению.

15. МЕЛЬНИЦЫ САМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

В практику измельчения руд на обогатительных фабриках все шире внедряется процесс самоизмельчения. Он также используется в тех случаях, когда в измельченном материале нежелательно присутствие железа, образующегося за счет истирания шаров и стержней. Различают следующие виды самоизмельчения:

— *рудное*, когда руда крупностью 350 — 0 мм (или 600 — 0 мм) поступает в мельницы самоизмельчения, где крупные куски руды, измельчаясь сами, измельчают более мелкие куски;

— *рудногалечное*, когда мелкая руда измельчается в мельницах телами в виде рудной гали (крупностью 30 — 80 мм), отбираемыми или после II стадии дробления руды, или при рудном самоизмельчении;

— *аэродинамическое*, когда руда, движущаяся с повышенной скоростью (100 м/с и более) в потоках газа, самоизмельчается за счет соударений частиц измельчаемого материала.

Самоизмельчение имеет определенные преимущества, которые сводятся к следующему: при рудном самоизмельчении можно измельчить руду крупностью 350 — 0 мм, т.е. после I стадии дробления, исключив при этом среднее и мелкое дробление; достигается экономия в расходе на измельчающие тела (стержни, шары и т.д.); уменьшается переизмельчение руды, и в некоторых случаях улучшаются технологические показатели последующего обогащения.

К недостаткам самоизмельчения относятся повышенный расход электроэнергии и футеровки мельниц и меньшая, чем у стержневых и шаровых мельниц, удельная их производительность. Процесс самоизмельчения бывает пригоден не для всех руд.

КЛАССИФИКАЦИЯ

16. ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПАДЕНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ ЗЕРЕН В ВОДЕ И ВОЗДУХЕ

Характер падения тел в жидкой или газообразной среде определяется взаимодействием трех сил: силы тяжести, направленной вниз, подъемной (архимедовой) силы, направленной вверх, и силы сопротивления среды, направленной тоже вверх. Сила тяжести зависит от плотности и объема твердого тела; подъемная сила — от объема тела и плотности среды; сила сопротивления среды зависит от режима движения (турбулентного или ламинарного) и складывается из так называемого сопротивления сил инерции

(динамического) и сопротивления сил трения (вязкостного). Преобладание динамического сопротивления наблюдается при турбулентном движении и характерно для больших размеров движущихся частиц (2 мм и выше) и больших скоростей движения. Преобладание вязкостного сопротивления наблюдается при ламинарном движении (характерно для движущихся частиц небольшого размера — 0,1 мм и ниже) и небольших скоростях движения, а также при высоких значениях вязкости среды. Для частиц промежуточной крупности (от 0,1 до 2 мм) характерен переходный режим, при котором наблюдается действие обоих видов сопротивления.

Параметр, характеризующий режим течения жидкости, называется параметром Рейнольдса (Re). При значениях течение жидкости турбулентное, при $Re < 1$ — ламинарное и при $Re = 1000$ — 1 режим течения жидкости промежуточный.

Начальный момент движения тела в среде характеризуется нулевым значением скорости его движения и максимальным значением ускорения. В дальнейшем, по мере возрастания скорости падения тела, увеличивается сила сопротивления среды, ускорение уменьшается и за короткий промежуток времени эта сила достигает величины движущей силы. В этот момент падающее тело достигает своей предельной (максимальной) скорости. Скорость становится постоянной, ускорение равно нулю. Конечная или постоянная скорость обозначается v_0 .

Разница в конечных скоростях падения различных минеральных частиц в основном определяет процесс их разделения при классификации и гравитационном обогащении. Определение скоростей движения различных зерен может производиться по теоретическим и эмпирическим формулам, номограммам, графикам и табличным данным.

На основании исследований установлены следующие закономерности падения минеральных частиц в среде:

— более крупные и плотные частицы имеют наиболее высокие скорости падения;

— с увеличением плотности и вязкости среды скорость падения в ней зерен снижается;

— форма и характер поверхности зерен значительно изменяют скорости их падения. При одинаковой массе частиц наименьшее сопротивление испытывают шарообразные частицы, большее — угловатые, затем продолговатые и максимальное — пластинчатые. Шероховатые частицы испытывают большее сопротивление, чем частицы с гладкой поверхностью;

— температура среды сказывается на изменении скорости падения частиц следующим образом. При значениях изменение температуры среды не влияет на скорость движения частиц; при значениях Re от 1,74 до 200 влияние температуры на изменение скорости движения ничтожно мало и при значениях $Re < 1,74$ температура среды является одним из основных факторов, влияющих на их скорость.

В процессе разделения частицы различной крупности и плотности может наблюдаться явление равнопадаемости. *Равнопадающими* называются такие минеральные зерна, которые при различных плотностях и диаметрах

имеют одинаково конечную скорость падения в одной и той же среде. Отношение диаметров зерен (соответственно d_1 и d_2) двух минералов различной плотности, падающих с одинаковой скоростью, называется *коэффициентом равнопадаемости* и обозначается буквой « e ». Пренебрегая коэффициентом, учитывающим различие в форме частиц, для крупности 2 мм и более имеем

$$e = \frac{d_1}{d_2} = \frac{(\delta_2 - \Delta)}{(\delta_1 - \Delta)}. \quad (1)$$

Для частиц крупностью 0,1 — 2 мм

$$e = \frac{d_1}{d_2} = \sqrt[3]{\left[\frac{(\delta_2 - \Delta)}{(\delta_1 - \Delta)}\right]^2}.$$

Для частиц крупностью 0,1 мм и меньше

$$e = \frac{d_1}{d_2} = \sqrt{\frac{(\delta_2 - \Delta)}{(\delta_1 - \Delta)}},$$

где δ_1 и δ_2 — плотность соответственно тяжелого и легкого зерен, кг/м³; Δ — плотность среды, кг/м³.

Коэффициент равнопадаемости показывает, во сколько раз диаметр частицы легкого минерала больше диаметра частицы тяжелого минерала, имеющих одну и ту же конечную скорость падения. Из формул видно, что коэффициент равнопадаемости не есть величина постоянная — он изменяется с изменением размера зерен.

Для того чтобы при разделении смеси зерен различных минералов избежать попадания крупных легких частиц в тяжелый продукт, а мелких тяжелых — в легкий и обеспечить при этом четкость разделения минеральных зерен различной плотности, необходимо крупность разделяемого материала иметь в пределах коэффициента равнопадаемости.

Изложенные выше положения о движении частиц в условиях свободного падения в известной степени освещают явления, наблюдаемые в процессах классификации и гравитационного обогащения. Но условия свободного падения отдельных частиц редко наблюдаются в практике обогащения. Основным отличием реальных условий разделения от изложенного выше является то, что движение минеральных частиц в большинстве случаев происходит в условиях массового падения (каждое зерно при этом испытывает влияние других, находящихся рядом зерен) и в ограниченном стенками аппарата пространстве. Возникает дополнительное сопротивление, вызываемое трением частиц друг о друга и о стенки камеры аппарата. Среда разделения при этом испытывает влияние динамического воздействия как отдельных зерен, так и всей движущейся массы в целом. Движение частиц в таких условиях называется **стесненным движением**, а явления, имеющие при этом место, характеризуются закономерностями стесненного движения.

Конечные скорости стесненного падения частиц всегда ниже скоростей их свободного падения.

Очевидно, что скорость стесненного падения зависит от коэффициента разрыхления движущейся массы зерен. Чем больше разрыхление, тем ближе условия их движения приближаются к условиям свободного падения.

Вследствие снижения скоростей падения частиц в стесненных условиях, по сравнению со свободным падением, происходит соответственно изменение значения коэффициента равнопадаемости.

В стесненных условиях значение коэффициента равнопадаемости выше, чем при свободном падении. По одной из гипотез стесненное падение рассматривается как падение зерен в тяжелой среде. Коэффициент равнопадаемости e_{cm} при стесненном падении по аналогии с формулой (1) для крупных зерен

$$e_{cm} = \frac{[\delta_2 - (\Delta + x)]}{[\delta_1 - (\Delta + x)]},$$

где $\Delta + x$ — плотность среды (для угольных и сланцевых частиц $x = 110 - 300 \text{ кг/м}^3$; для рудных — 400 кг/м^3 и более).

Коэффициент равнопадаемости в стесненных условиях всегда выше, чем при свободном падении зерен.

Вследствие этого разделение смеси минеральных зерен в стесненных условиях можно производить при больших значениях максимальных и минимальных их размеров.

17. ПРОЦЕСС КЛАССИФИКАЦИИ

Классификация — процесс разделения смеси минеральных зерен на классы различной крупности по скоростям их осаждения в водной или воздушной средах. Классификация осуществляется в специальных аппаратах, называемых классификаторами, если разделение происходит в водной среде (гидроклассификация), и воздушными сепараторами, если разделение происходит в воздушной среде. Разделение минеральных зерен различной крупности в этих аппаратах происходит в потоках соответственно жидкости или воздуха. Используются два основных способа разделения частиц: *разделение в потоке*, направление которого совпадает (или противоположно) с направлением основных действующих на частицы сил; *разделение в потоке*, направление которого перпендикулярно или направлено под углом по отношению к действующим силам.

При первом способе разделения процесс классификации осуществляется в вертикальной струе воды или воздуха, при втором — в горизонтальной или наклонной струе. Когда классификация происходит в вертикальном потоке жидкости (воздуха), теоретически, все частицы, скорость падения которых больше скорости восходящего потока, должны опускаться и разгружаться снизу, а частицы, скорость падения которых меньше скорости восходящего потока, должны выноситься вместе с потоком вверх и попадать в верхний продукт. На практике такого четкого разделения обычно не наблюдается, так как этому препятствуют перемешивание частиц за счет турбулизации потока; отсутствие однородности в скоростях движения потоков (в центре они выше, чем у стенок); различия в форме и плотности разделяемых частиц. Поэтому разделение частиц осуществляется не строго по их размерам, а по их, так называемой *гидравлической крупности*, вследствие чего при значительной разнице в форме и плотности частиц может наблюдаться их частичное гравитационное обогащение.

Процессы классификации нашли широкое применение на обогатительных фабриках. Верхний предел крупности материала, подвергаемого классификации, не превышает 5 — 6 мм для руд и 13 мм — для углей. Классификация, как и грохочение, может являться:

подготовительной операцией — с целью подготовки материала для последующего обогащения на концентрационных столах, винтовых сепараторах и др.;

самостоятельной операцией при подготовке товарных продуктов — песков, глин, а также углей — с выделением из них глинистых частиц;

вспомогательной операцией при измельчении руд, обесшламливание пульпы перед флотацией и других операциях.

Разделение материала при гидравлической классификации может происходить в условиях условно свободного или стесненного движения зерен. По принципу действия классификаторы разделяются на гравитационные и центробежные. В первых разделение происходит под действием сил тяжести, во вторых — под действием центробежных сил.

Способ разгрузки песковой (крупной) фракции из классификаторов может быть механическим (принудительным) и самотечным. Механические классификаторы в зависимости от формы корыта или вида устройства для транспортирования песков подразделяются, в свою очередь, на речные, чашевые, спиральные, цилиндрические, элеваторные и др. Речные и чашевые классификаторы в настоящее время почти не применяются.

Гидравлические классификаторы с самотечной разгрузкой подразделяются на конусные, пирамидальные, цилиндрические и др.

Эффективность процесса классификации оценивается извлечением определенного (граничного) класса крупности в слив или в пески (кпд классификации). В общем случае эффективность классификации возрастает при более низкой нагрузке и более разжиженных пульпах.

18. МЕХАНИЧЕСКИЕ КЛАССИФИКАТОРЫ

Механические классификаторы представляют собой емкость в виде корыта, чаши и т.п., снабженную тем или иным механизмом для удаления крупной фракции и сливным устройством.

Спиральный классификатор (рис. 25) представляет собой полуцилиндрическую наклонную ванну 6 прямоугольной формы с гребковым механизмом 5 в виде шнека (спирали). В нижнем конце ванны имеется емкость 4 для пульпы. Исходная пульпа подается в среднюю часть классификатора. Зона I характеризуется интенсивным перемешиванием; зона II — восходящими потоками, выносящими мелкие зерна в слив; зона III — малой интенсивностью перемешивания.

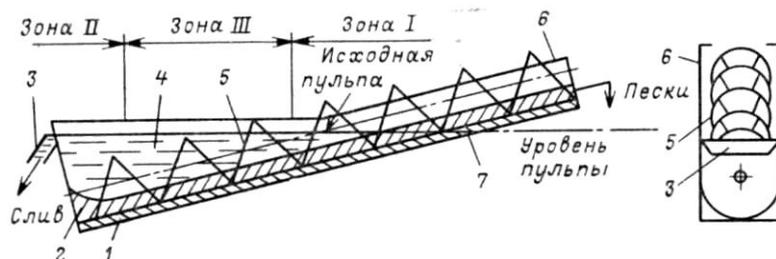


Рис. 25. Схема механического спирального классификатора

В классификаторе образуется:

слой неподвижного, осевшего, слежавшегося материала 1, предохраняющего дно 7

классификатора от износа при движении шнека;

слой осевшего крупного материала (песков) 2, непрерывно транспортируемого вращающимся шнеком (спиралью) *5* к верхнему разгрузочному концу классификатора. Когда пески спиралью поднимаются выше уровня пульпы в классификаторе, происходит их частичное обезвоживание;

слой пульпы, расположенный в верхней части емкости *4*, в котором концентрируются мелкие зерна, транспортируемые потоком к сливному порогу *3*.

Классификаторы изготовляют односпиральными и двухспиральными (последние более производительны) с погруженной и непогруженной спиралью.

У классификаторов с погруженной спиралью первый виток спирали у сливного порога целиком погружен в пульпу, а с непогруженной — вся верхняя половина первого витка спирали у сливного порога выступает над зеркалом пульпы.

Спиральные классификаторы с непогруженной спиралью применяются для получения крупного слива, а с погруженной для получения тонкого слива. Изготавливают классификаторы с диаметром спирали до 3 м и длиной корыта до 15,5 м. Применяют спиральные классификаторы в основном при замкнутом цикле измельчения руд в стержневых, шаровых мельницах и мельницах самоизмельчения.

Спиральные классификаторы обладают следующими преимуществами: простотой конструкции; возможностью остановки и пуска классификатора без выпуска песков и осуществления самотечного замыкания мельницы с

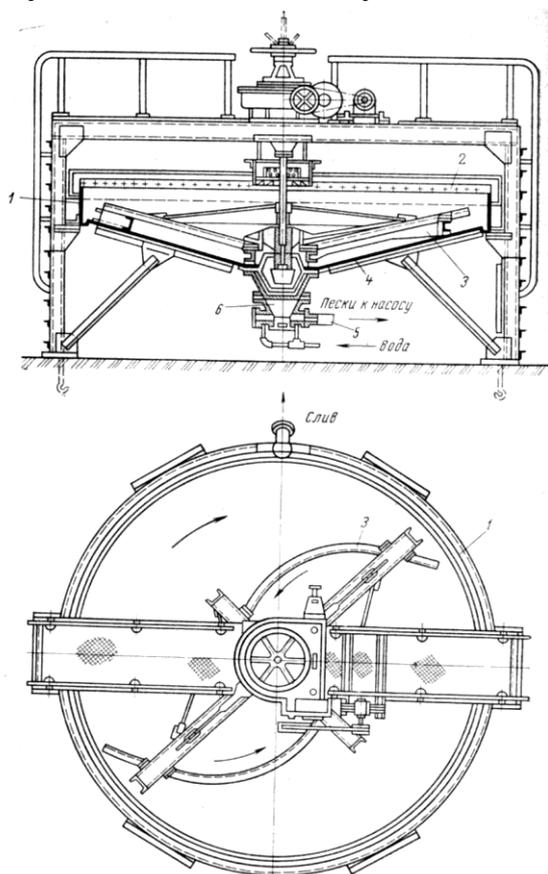


Рис. 26. Спирально-лопастной классификатор (гидросепаратор)

классификатором при больших размерах оборудования (за счет большого угла наклона днища корыта классификатора); наличием спокойной зоны классификации, обеспечивающей получение более равномерного слива. Недостаток — получение песков со значительным содержанием шламов.

Спирально-лопастной классификатор — гидросепаратор — (рис. 26) по конструкции аналогичен сгустителю небольшого размера. Классификатор состоит из цилиндрического чана *1* с конусным днищем *4*, по которому вращаются плоские спиральные гребки *3* для транспортирования оседающего материала к центральному разгрузочному отверстию *6* и дальше по трубе *5*. Разгрузка слива производится в кольцевой желоб *2*. Пульпа, подлежащая классификации, подается по трубе в

центр чана сверху.

Спирально-лопастные классификаторы применяют на обогатительных фабриках при получении особо тонкого слива, а также для обесшламливания пульпы. Изготавливают их диаметром до 12 — 16 м.

Классификатор элеваторный относится к аппаратам, в которых разделение исходного материала на два продукта разной крупности происходит в горизонтально движущихся потоках пульпы. Классификатор представляет собой железобетонную или металлическую емкость (зумпф) 2, из которой осевший крупный материал выгружается с помощью элеватора 1 с перфорированными ковшами (рис. 27). Во время транспортирования материала элеватором вода стекает из отверстий ковшов. Для лучшего стока воды элеватор устанавливают наклонно (угол наклона $65 - 70^\circ$). Высота элеватора в зоне обезвоживания, т.е. в зоне, находящейся выше уровня пульпы в классификаторе, должна быть не менее 4 м по вертикали.

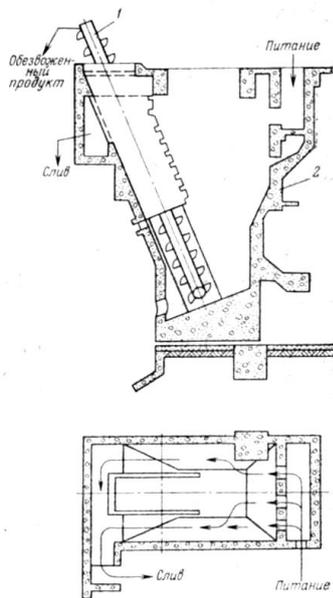


Рис. 27. Элеваторный классификатор

Исходная пульпа подается в специальное приемное устройство, из которого равномерно распределяется по всей ширине классификатора. Мелкие частицы уходят вместе со сливом со стороны, противоположной загрузке.

Элеваторные классификаторы нашли значительное распространение на углеобогатительных фабриках. Использование таких классификаторов позволяет совмещать операции предварительного обезвоживания мелкого концентрата и его классификацию по размеру зерна 0,5 мм и исключает из технологической схемы фабрики обезвоживающие грохоты мелкого концентрата и шлама, а также пирамидальные классификаторы.

19. ЦЕНТРОБЕЖНЫЕ КЛАССИФИКАТОРЫ

Центробежные классификаторы получили широкое распространение на обогатительных фабриках, заменив многие механические классификаторы (особенно в операциях классификации мелких материалов). Они применяются главным образом для выделения частиц крупностью от 5 до 100 мкм.

К центробежным классификаторам относятся гидроциклоны, осадительные центрифуги, а также могут быть отнесены и воздушные сепараторы (классификаторы). К классификаторам с механической разгрузкой относятся центрифуги; с самотечной — гидроциклоны и воздушные классификаторы (сепараторы).

Наибольшее распространение в промышленности получили конические гидроциклоны.

Гидроциклон представляет собой литой металлический (чугунный) или сварной (стальной) Цилиндрикони́ческий соответственно 2, 1 корпус, закрытый сверху крышкой с отверстием и трубой 3 в центре (рис. 29). Внутренняя поверхность гидроциклонов футеруется износостойкими материалами, такими,

как резина, каменное литье, керамика, легированные чугуны, твердые сплавы и др.

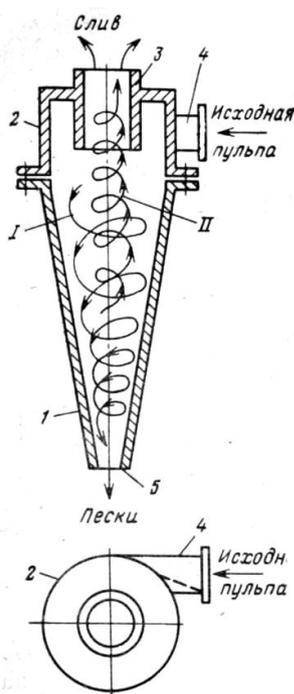


Рис. 29. Гидроциклон

Исходная пульпа подается в гидроциклон под давлением через питающую насадку 4, установленную касательно (тангенциально) к цилиндрической части гидроциклона. Благодаря такому подводу исходной пульпы в гидроциклоне создается ее интенсивное вращательное движение. На частицы, находящиеся в пульпе, действуют многие силы (силы тяжести, сопротивления среды, трения и др.), главной из которых является центробежная сила инерции, в несколько раз превышающая силу тяжести. Под ее действием более крупные и тяжелые частицы отбрасываются к стенкам гидроциклона, постепенно продвигаются по ним вниз и непрерывно разгружаются через песковое отверстие (насадку) 5. Слив, содержащий основную массу жидкости и уносящий с собой мелкие зерна, уходит через верхний сливной патрубок 3. Таким образом, в гидроциклоне при его работе наблюдаются внешний (нисходящий) поток I, перемещающийся вдоль стенок конуса к песковой насадке, и внутренний (восходящий) вращающийся поток II, направленный вдоль оси к сливному патрубку. Разделение частиц в гидроциклоне происходит большей частью в нисходящем потоке пульпы. Движущихся деталей в гидроциклоне нет.

Гидроциклоны нашли широкое применение в схемах извлечения руд в замкнутых циклах при использовании шаровых мельниц; применяются они также для обесшлавливания и сгущения пульп. Работа гидроциклонов регулируется в основном изменением диаметра отверстия песковой насадки. С увеличением диаметра песковый материал получается более разжиженным, а содержание твердого в сливе и размер граничного зерна разделения снижаются. При уменьшении диаметра песковый материал получается более сгущенным, а содержание твердого в сливе и размер граничного зерна увеличиваются. Изменение диаметра выпускного отверстия осуществляется путем установки съемных насадок различного диаметра или автоматически.

На обогатительных фабриках применяют как отдельные гидроциклоны, так и батарейные, смонтированные в батарею, состоящую из нескольких гидроциклонов.

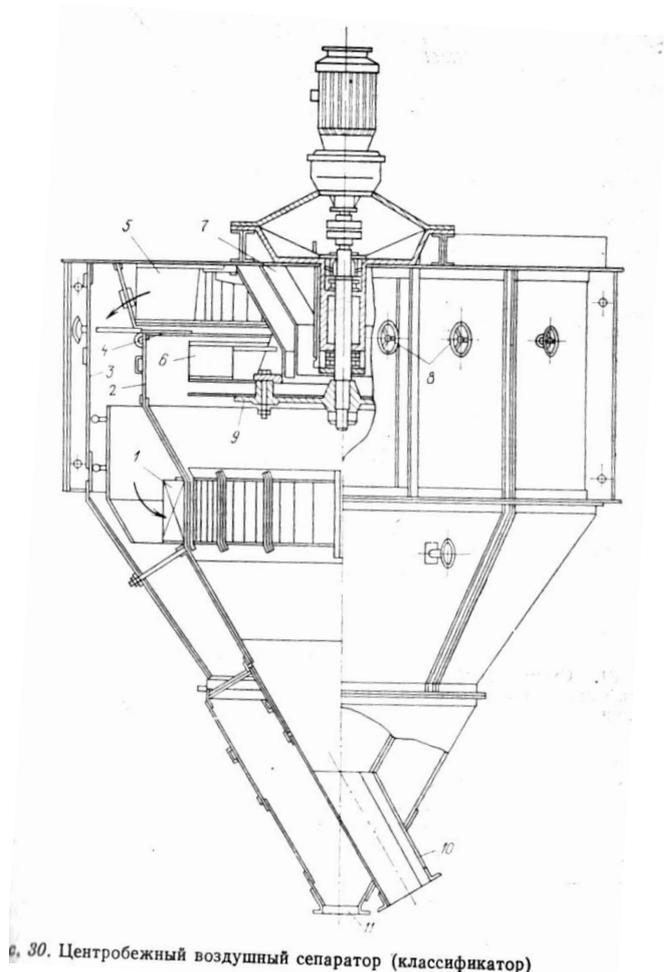
Осадительные шнековые центрифуги типа НОГШ и прямоточные типа ОГШ нашли применение на углеобогатительных фабриках для классификации и обезвоживания угольных шламов, выделения твердой фазы из разбавленных суспензий и др.

20. ВОЗДУШНЫЕ КЛАССИФИКАТОРЫ (СЕПАРАТОРЫ)

Центробежный воздушный (пневматический) сепаратор (рис. 30) состоит из внешнего цилиндроконического корпуса 3, в котором концентрически размещена вторая внутренняя камера 2.

Во внутренней камере расположен распределительный диск 9 и вентиляторное колесо 5.

В месте перехода цилиндрической части камеры в коническую установлены жалюзи 1, через которые внутренняя камера сообщается с наружной. Диск 9 и вентиляторное колесо 5 посажены на один вал и имеют общий привод.



Подлежащий классификации материал подается по желобу 7 на распределительный диск 9, который, вращаясь, центробежной силой сбрасывает материал в рабочее пространство сепаратора. Вентиляторное колесо 5, вращаясь, засасывает воздух из внутренней камеры и нагнетает его в наружную. Сепарация происходит в потоке воздуха, создаваемом вентиляторным колесом. Крупный материал преодолевает поток воздуха и осаждается во внутренней камере, удаляясь по патрубку 10. Лопастями 6 выделяют из потока оставшиеся крупные частицы, повышая эффективность разделения. Мелкий материал выносится воздухом в наружную камеру. Здесь скорость потока воздуха резко снижается, мелкий материал осаждается и удаляется по патрубку 11. Очищенный воздух через жалюзи вновь попадает во

внутреннюю камеру сепаратора, создавая замкнутый, циркулирующий поток воздуха.

Крупность разделения материала можно регулировать как дроссельной задвижкой 4 с помощью штурвалов 5, так и изменением числа лопастей вентилятора или частоты его вращения.

Воздушные сепараторы изготовляют диаметром цилиндрической части корпуса до 4,9 м. Их широко используют в циклах сухого измельчения при приготовлении пылевидного топлива, обогащении асбестовых руд, а также для обеспыливания угля перед его обогащением. Одним из перспективных воздушных классификаторов в технологии обогащения руд является воздушный каскадный классификатор (сепаратор) с пересыпными полками, внедренный на предприятиях по подготовке строительных материалов.

21. КЛАССИФИКАЦИЯ МЕТОДОВ, ПРОЦЕССОВ И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

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

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.

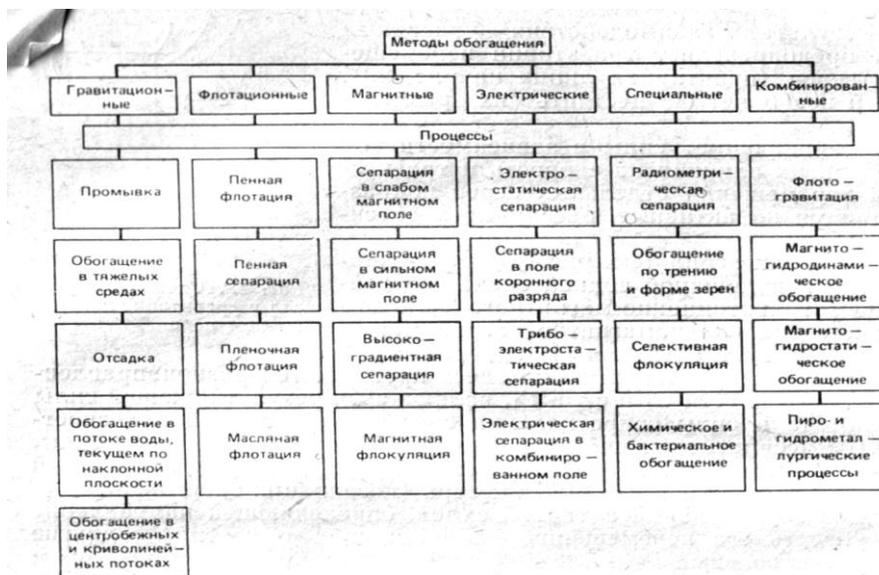


Рис. 30. Классификация основных методов и процессов обогащения полезных ископаемых

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.

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 внутризаводской 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 незначительная 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 зернами 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 сырье 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 (ранее описывалось).

22. ГРАВИТАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ. ФРАКЦИОННЫЙ АНАЛИЗ

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

В качестве среды, в которой осуществляется гравитационное обогащение, используются при мокром обогащении вода, тяжелая суспензия или растворы; при пневматическом — воздух. К гравитационным процессам относятся отсадка, обогащение в тяжелых средах (главным образом в минеральных суспензиях), концентрация на столах, обогащение в шлюзах, желобах, струйных концентраторах, конусных, винтовых и противоточных сепараторах, пневматическое обогащение.

К гравитационным процессам также можно отнести и промывку полезных ископаемых. Гравитационные процессы обогащения отличаются, как правило, высокой производительностью обогатительных аппаратов, простотой

производственного комплекса, относительной дешевизной и высокой эффективностью разделения минеральных смесей.

Гравитационные процессы обогащения могут применяться как самостоятельно, так и в различных сочетаниях с другими процессами обогащения: магнитной и электрической сепарацией, флотацией и др.

Фракционный анализ полезных ископаемых производится с целью определения их обогатимости, т.е. количественного и качественного определения соотношения фракций различной плотности.

Разделение на фракции различной плотности может быть произведено следующими методами: разделением в тяжелых жидкостях, в тяжелых суспензиях, немагнитных минералов (плотностью от 2500 до 7500 кг/м³) с помощью магнитогидростатической (МГС) или магнитогидродинамической (МГД) сепарации и др. Наибольшее распространение в лабораторных условиях получил метод разделения проб полезных ископаемых отдельных классов крупности или смеси классов на фракции различной плотности в тяжелых жидкостях или растворах различной плотности.

И качестве среды разделения применяют следующие растворы и тяжелые жидкости плотностью, кг/м³:

- хлористый кальций ($CaCl_2$) 2000;
- хлористый цинк ($ZnCl_2$) 2900;
- четыреххлористый углерод (CCl_4) 1600;
- бромформ ($CHBr_3$) 2890;
- тетрабромэтан ($C_2H_2Br_4$) 2960;
- жидкость Туле (HgI_2+KI) 3170;
- жидкость Рорбаха (BaI_2+HgI_2) 3500
- жидкость Клеричи [$CH_2(COOTE)_2HCOOTE$] 4250.

Фракционный анализ углей крупностью более 0,5 мм и руд крупностью более 0,2 мм производится в статических условиях, а более мелкого материала — в условиях центробежного разделения в лабораторных центрифугах.

Наибольшее распространение при проведении фракционного анализа углей получили раствор хлористого цинка (статическое разделение) и четыреххлористый углерод (центробежное разделение), а при проведении фракционного анализа руд — жидкости Туле и Клеричи. Эти вещества хорошо растворяются в воде (четыреххлористый углерод — в бензоле) и на их основе можно готовить растворы широкого диапазона плотностей.

Перед расслоением проба обесшламливается путем промывки в воде на сите с отверстиями 0,5 или 0,2 мм. Для расслоения проб угля чаще всего используют растворы плотностью 1300; 1400; 1500; 1600 и 1800 кг/м³, реже — растворы промежуточных плотностей и плотностей 1200; 2000 и 2200 кг/м³. Для расслоения проб руд используют тяжелые жидкости и суспензии плотностью 2400; 2600; 2800; 3000; 3300; 3500; 3700; 4000 и 4200 кг/м³.

Определение фракционного состава углей производят согласно ГОСТ 1790 — 77.

Масса пробы угля для фракционного анализа зависит от размера максимального куска в пробе:

Размер наибольшего куска, мм	100	50	25	6	3	1	0,5
------------------------------	-----	----	----	---	---	---	-----

Масса, кг, не менее . . . 100 50 25 6 3 1 1

Расслоение пробы угля производится в наборе последовательно расположенных металлических бачков 1, наполненных растворами хлористого цинка плотностью 1300; 1400; 1500; 1600 и 1800 кг/м³ (рис .32). Кроме бачков с растворами, имеются бачки для обесшламливания угля, отмывки раствора от угольных и породных фракций, аккумуляции запаса раствора.

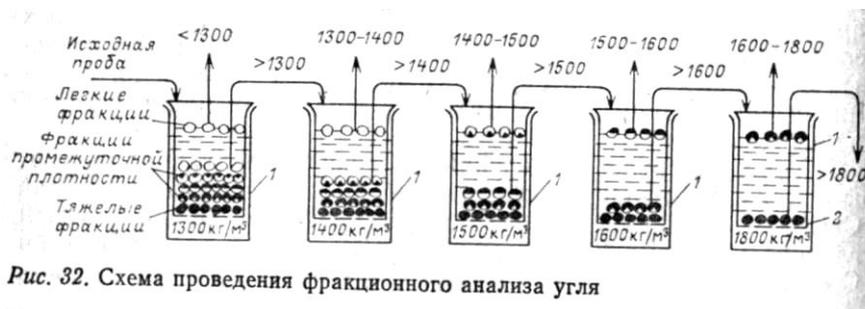


Рис. 32. Схема проведения фракционного анализа угля

Фракционный анализ заключается в последовательном погружении в сетчатом бачке 2 пробы порциями не более 6 — 8 кг в приготовленные растворы (от менее

плотных к более плотным или наоборот) и съеме с поверхности раствора всплывших фракций. Общее число фракций превышает на единицу число бачков с тяжелыми растворами. Легкие (всплывшие) фракции и последнюю тяжелую (потонувшую) тщательно промывают водой, подсушивают и взвешивают. После разделки пробы направляют на химический анализ с целью определения их влажности, зольности, а в некоторых случаях сернистости, теплоты сгорания и т.д. Данные фракционного анализа записывают в таблицу. Для примера в табл. 2 приведены результаты фракционного анализа угля.

Выход фракций определяют делением частного значения на суммарную массу всех фракций и умножением результата на 100 (для получения выхода в %). Суммарный выход легких фракций вычисляется путем суммирования частных выходов сверху вниз. Суммарный выход тяжелых фракций вычисляется суммированием частных выходов снизу вверх. Средневзвешенная зольность легких фракций подсчитывается путем деления суммы произведений выходов и зольности на суммарный выход легких фракций.

Таблица 2. Результаты фракционного анализа угля

Плотность фракций, кг/м ³	Выход		Зольность, %	Суммарные легкие фракции		Суммарные тяжелые фракции	
	кг	%		Выход, %	Зольность, %	Выход, %	Зольность, %
<1300	60	54,5	6	54,5	6	100	23,1
1300—1400	15	13,6	9	68,1	6,6	45,5	43,4
1400—1500	6	5,5	12	73,6	7	31,9	58,3
1500—1600	3	2,7	25	76,3	7,6	26,4	67,9
1600—1800	2	1,8	46	78,1	8,5	23,7	72,8
>1800	24	21,9	75	100	23,1	21,9	75
Итого	100	100					

Средневзвешенная зольность всех фракций является зольностью пробы угля, подвергшегося фракционному анализу. Средневзвешенная зольность тяжелых фракций подсчитывается аналогично предыдущей, только снизу вверх.

По результатам фракционного анализа строят кривые обогатимости (рис. 33).

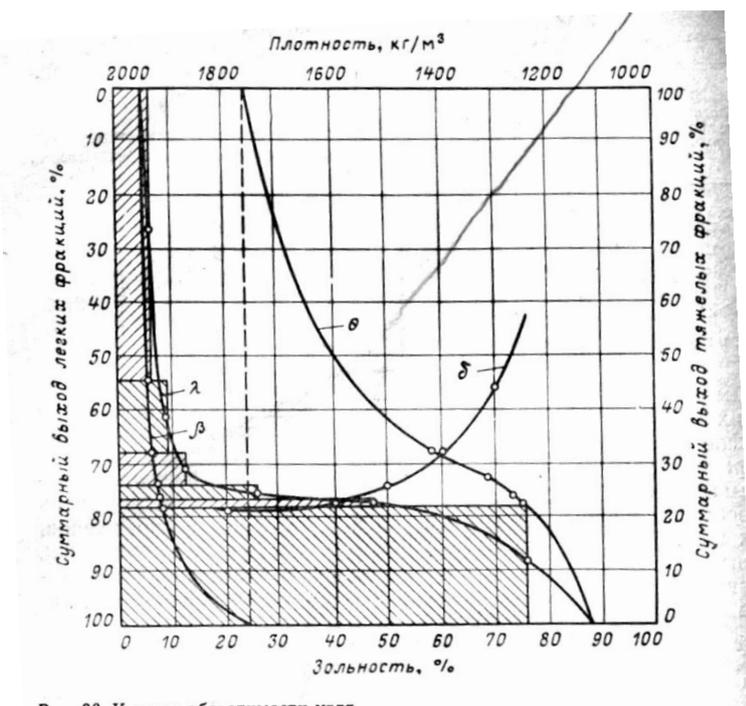


Рис. 33. Кривые обогатимости угля

Кривые обогатимости строят обычно в прямоугольной системе координат на миллиметровой бумаге. На оси ординат (слева) откладывается в масштабе выход легких фракций; на оси абсцисс (нижней) — зольность; на оси ординат (справа) — выход тяжелых фракций, на оси абсцисс (верхней) — плотность разделения фракций. Кривые отражают следующие зависимости:

δ — кривая плотностей, показывает зависимость суммарного выхода легких фракций от плотности

разделения;

θ — кривая средних зольностей отходов, показывает зависимость между суммарным выходом тяжелых фракций и их зольностью;

λ — кривая элементарных зольностей, показывает зависимость между выходом и зольностью элементарных слоев;

β — кривая средних зольностей концентрата, показывает зависимость между суммарным выходом легких фракций и их зольностью.

Для построения кривой λ используют следующий метод. Для каждой фракции на графике строят прямоугольник, нижняя горизонтальная сторона которого представляет значение зольности данной фракции, а правая вертикальная сторона — выход данной фракции. Число таких прямоугольников должно быть равным числу фракций, и располагаться они должны последовательно один за другим сверху вниз. Каждую правую сторону прямоугольников делят пополам и через точки, соответствующие серединам прямоугольников, проводят плавную кривую λ . При проведении кривой λ «срезают» и «наращивают» треугольные части прямоугольников. Необходимо, чтобы при этом площади наращиваемых и срезаемых треугольников были равновеликими.

Начальные точки кривых λ и β и конечные точки кривых λ и θ должны совпадать. Они отражают зольность в верхнем и нижнем элементарных слоях фракций, соответствующие минимальной и максимальной зольности самого «чистого» угля и самой зольной породы.

По кривым обогатимости определяют выход и зольность концентрата (кривая β) и хвостов (кривая θ), а также (исходя из общего баланса) выход промпродукта и его зольность. По содержанию промежуточных фракций и характеру очертания кривой λ можно судить о характеристике обогатимости

угля. Чем более пологий вид имеет кривая λ , тем легче обогатимость угля; более крутой вид кривой λ свидетельствует о более трудной его обогатимости.

Подобным образом строят кривые обогатимости руд, с той лишь разницей, что в рудах легкие фракции имеют минимальное содержание полезного компонента и являются хвостами (отходами), а тяжелые фракции, содержащие в основном полезный компонент, являются концентратом.

Так как при гравитационных процессах обогащения разделение происходит преимущественно по различию в плотностях отдельных компонентов, технологические результаты обогащения характеризуются взаимозасорением продуктов обогащения "посторонними фракциями", т.е. фракциями, плотность которых для легкого продукта выше плотности разделения, а для тяжелых — ниже. Чем меньше взаимозасорение, тем качественнее продукты обогащения, тем выше извлечение и ниже потери полезных компонентов.

Ввиду того, что показатели качества продуктов обогащения (например, содержание в них металла или их зольность) тесно связаны с плотностью фракций, фракционный состав продуктов обогащения служит наиболее объективным критерием точности разделения при отсадке, обогащении в тяжелых суспензиях, противоточной сепарации, пневматическом обогащении и др.

23. ПРОМЫВКА РУДНЫХ И НЕРУДНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

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 прорастанием, 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.

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

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

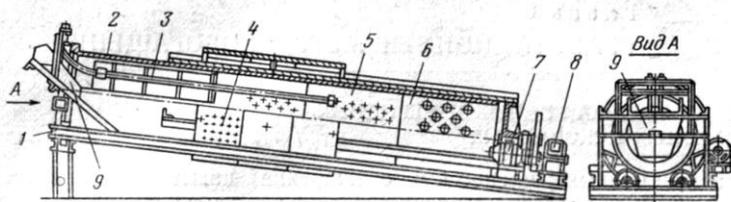


Рис. 31. Схема гравиемойки-сортировки

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.

Бичевая промывочная машина (горизонтальная корытчатая 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.

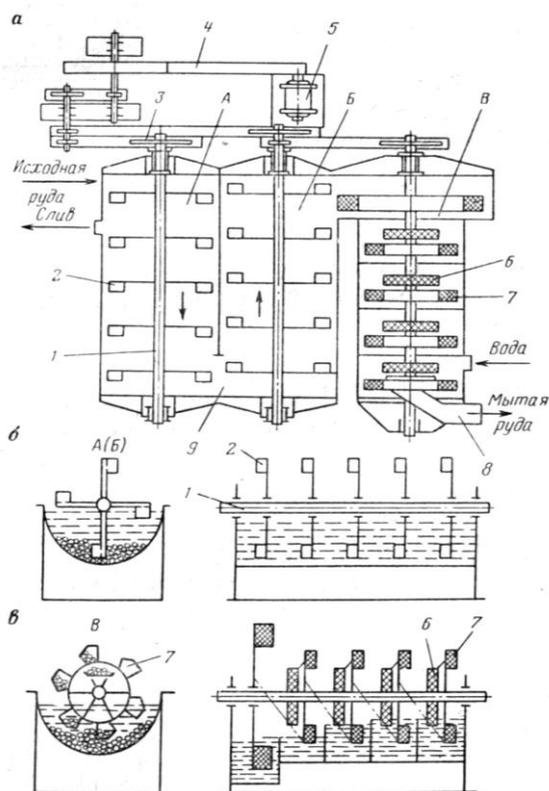


Рис. 32. Бичевая промывочная машина: а — общий вид; б — протирочное отделение; в — промывочное отделение

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 б 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 машины производится элеваторным колесом (последним по ходу движения материала) в желоб 8. Расход воды на промывку составляет 2—4 м³/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).

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 отдельной 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 5. 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 промывочной воды и сжатого воздуха, интенсифицирующего процесс промывки.

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

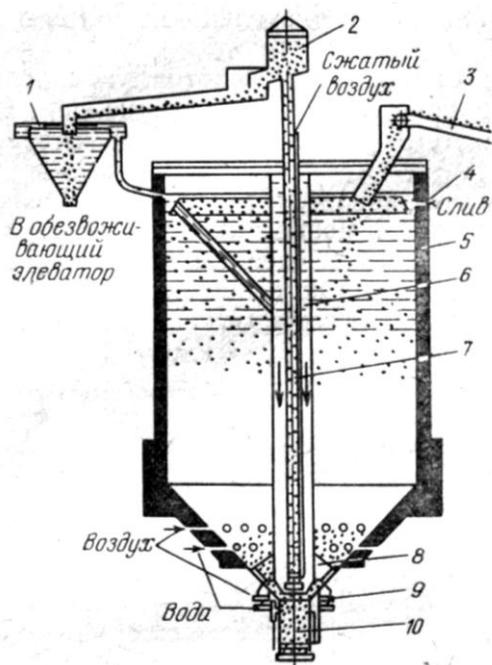


Рис. 33. Промывочная башня

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.

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 бурожелезняковых руд. Достоинством промывочных башен являются сравнительно низкая истираемость рудных минералов в процессе промывки и соответственно меньшие потери ценных компонентов со сливом.

24. 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/м³; четыреххлористый углерод CCl_4 , плотность 1600 кг/м³; пентахлорэтан C_2HCl_5 , плотность 2810 кг/м³; тетра-бромэтан $C_2H_2Br_4$, плотность 2980 кг/м³ — 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/м³; хлористого цинка $ZnCl_2$, плотность 2070 кг/м³; йодистой ртути и йодистого калия HgJ_2KJ_2 , плотность 3196 кг/м³ и др. применяют в основном для исследования полезных ископаемых на обогатимость и контроля работы обогатительных машин.

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 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.

Таблица 3. Характеристики утяжелителей, применяемых при обогащении

Утяжелитель	Плотность утяжелителя, кг/м ³	Максимально возможная плотность суспензии, кг/м ³
Глина	2500	1490
Кварцевый песок (SiO ₂)	2650	1540
Барит (BaSO ₄)	4400	2200
Пирит (FeS ₂)	5000	2500
Магнетит (Fe ₃ O 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

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

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.

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.

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).

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.

25. УСТРОЙСТВО И ПРИНЦИП ДЕЙСТВИЯ ТЯЖЕЛОСРЕДНЫХ СЕПАРАТОРОВ И ГИДРОЦИКЛОНОВ

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

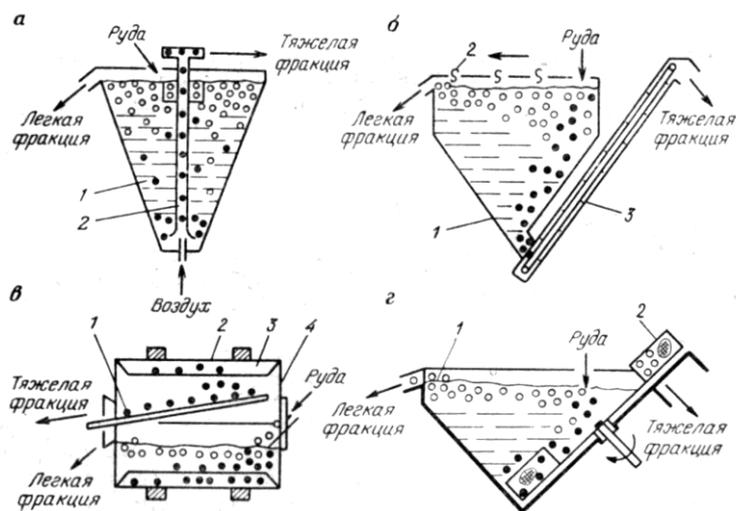


Рис. 34. Схемы основных типов тяжелосредных сепараторов: а — конусный; б — пирамидальный; в — барабанный; г — корытный

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 (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 (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 тяжёлая транспортируется перфорированными ковшами элеватора вверх, где разгружается в желоб.

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

Конусный сепаратор с аэролифтной выгрузкой (рис. 34, а) состоит из конусообразного корпуса 1, по оси которого размещен зрлифтный подъемник 2. Суспензия может подаваться совместно с исходной рудой или отдельно по патрубкам внутрь конуса. Разгрузка

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.

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 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.

Тяжелосредные гидроциклоны получили широкое распространение.

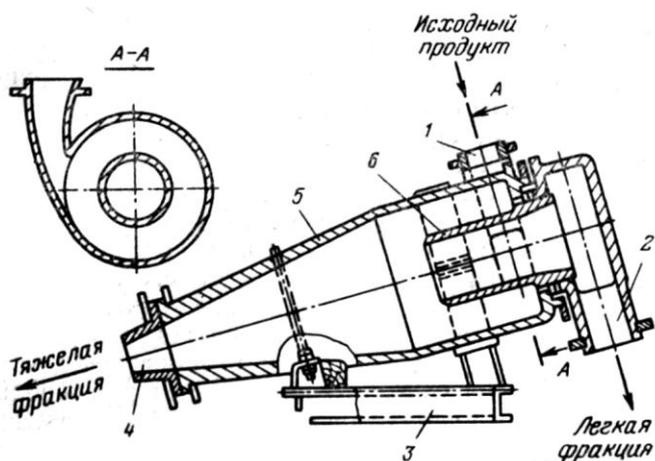


Рис. 35. Схема двухпродуктового тяжелосреднего гидроциклона

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 разделяющей 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 .

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

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 $\delta_p = 2750 \text{ кг/м}^3$, $E_p = 35 \text{ кг/м}^3$. 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.

26. 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 решето, через отверстия которого проходит переменная по направлению и скорости восходящая и нисходящая струя воды.

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 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.

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.

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

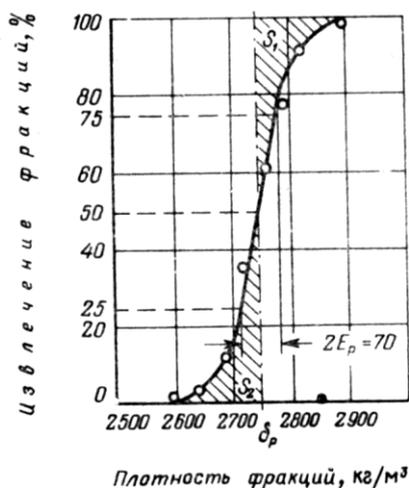
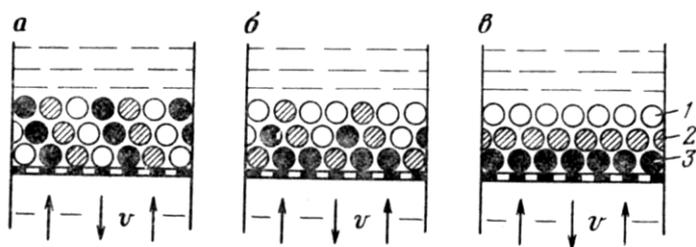


Рис. 37. Схема расслоения смеси зерен минералов различной плотности в пульсирующем потоке воды: а — в — соответственно начальное, промежуточное и конечное состояние системы (1—3 — зерна соответственные легкие, промежуточной плотности и тяжелые)



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

Особенное распространение нашла отсадка при обогащении углей. 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 рассматривает отсадку на основе вероятностно-статистических закономерностей перехода частиц различной плотности и крупности из беспорядочного состояния в упорядоченное, характерное для расслоенной постели.

27. 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 — равенство 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 углеобогачительных 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 куска обогащаемого материала. Водная среда в машине остается относительно неподвижной.

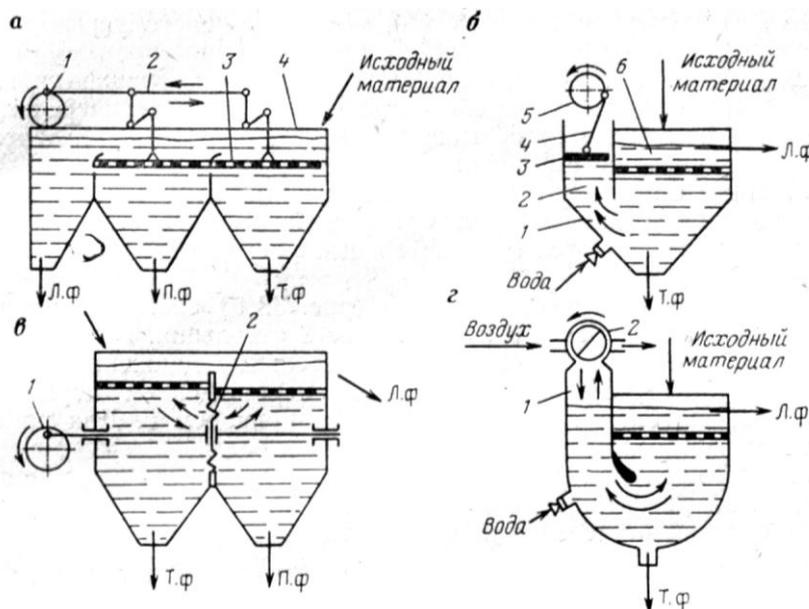


Рис. 38. Схемы отсадочных машин:
 а — с подвижным решетом; б — поршневая; в — диафрагмовая; г — воздушно-пульсационная (Л.ф. — легкая фракция; Т.ф. — тяжелая фракция; П.ф. — промежуточная фракция)

Колебательные движения решету в вертикальном и горизонтальном направлениях передаются 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 б 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. 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 диафрагмовой 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 характеризуются взаимозасорением продуктов разделения так называемыми 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.

Фракционный состав продуктов отсадки дает наиболее полную объективную информацию о точности разделения исходного продукта по плотности.

Оценка точности разделения по фракционному составу продуктов гравитационного обогащения находит преимущественное применение при

обогащении углей. В качестве критерия эффективности в данном случае применяют показатели среднего вероятного отклонения E_p и погрешности разделения I . Показатель погрешности разделения называемый также точностью разделения является наиболее характерным для процесса отсадки. Он связан с E_p и плотностью разделения следующим соотношением:

$$I = \frac{E_p}{(\delta_p - 1000)}$$

На точность разделения в отсадочной машине влияют крупность обогащаемого материала, его фракционный состав и удельная производительность на 1 м^2 решета машины.

28. 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).

Используются следующие группы машин и аппаратов: шлюзы, суживающиеся желоба, винтовые сепараторы, концентрационные столы, разделение полезных ископаемых в которых основано на закономерностях движения минеральных зерен в струе воды, текущей по наклонной плоскости.

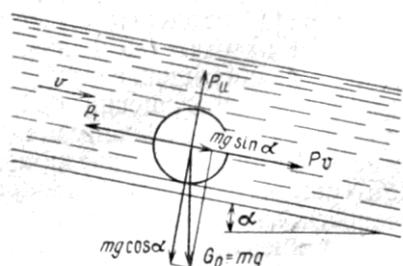


Рис. 39. Схема действия сил на частицу в потоке воды, текущей по наклонной плоскости

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 τ , 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_T , 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_{cp} .

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 (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 желоба 1х1 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.

Основными факторами, влияющими на технологические параметры неподвижных шлюзов, являются: разжижение исходной пульпы, высота потока, ширина желоба, уклон дна и тип трафарета.

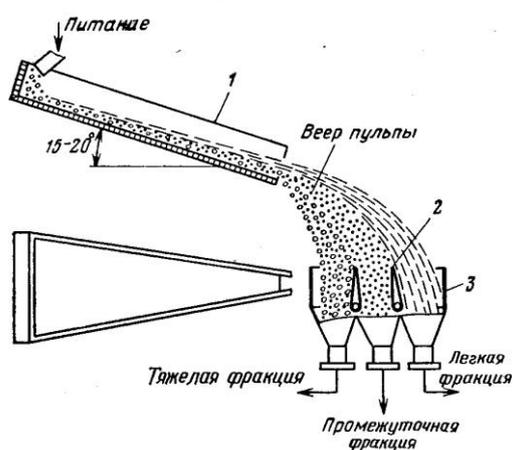


Рис. 40. Схема разделения минеральных зерен в сужающемся желобе

В последние годы все большее применение находят для извлечения тяжелых минералов из тонкоизмельченных руд автоматические многолетние подвижные шлюзы с автоматическим сполоском, а также орбитальные многолетние шлюзы для извлечения топочдисперсных 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 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 рассекателей 2 рассеять 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 суживающихся желобов принимают в пределах 15 — 20° для обеспечения продвижения пульпы без заиливания.

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.

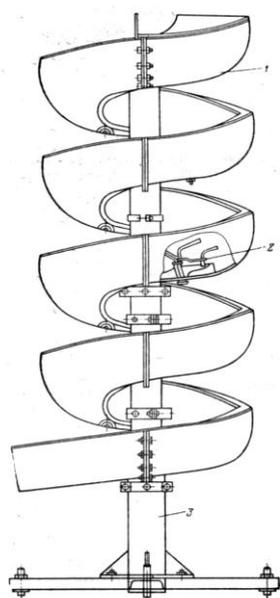


Рис. 41. Винтовой сепаратор

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 сосредотачиваются 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 несколько отсекателей 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.

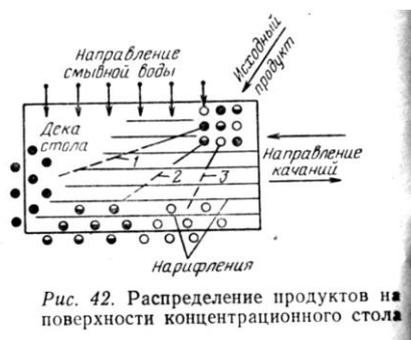


Рис. 42. Распределение продуктов на поверхности концентрационного стола

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, еще выше — последовательно мелкие и крупные частицы малой плотности.

Верхний легкий слой материала смывается водой в поперечном по отношению 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.

ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

29. 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 и 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 поверхность 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 редкометалльных 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, включается 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).

30. 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:

1. Механическим — засасыванием и раздроблением (диспергированием) атмосферного воздуха рабочим органом машины — импеллером;

2. пневматическим — вдуванием в машину сжатого воздуха воздуходувкой или компрессором;

3. 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

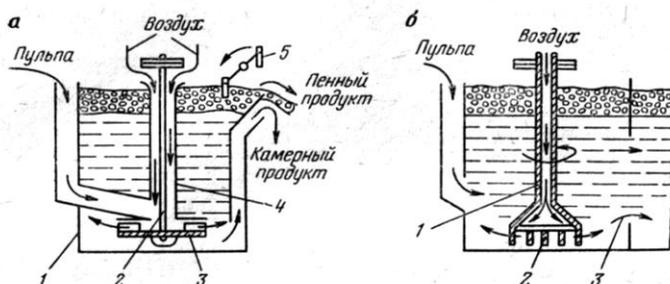


Рис. 52. Схема механической (а) и пневмомеханической (б) флотационных машин

пульповоздушной 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 мешалка (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.

31. ТЕХНОЛОГИЯ ФЛОТАЦИИ

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.

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 перечистке.



Рис. 54. Развернутая схема цикла флотации с операцией измельчения исходного материала

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).

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.

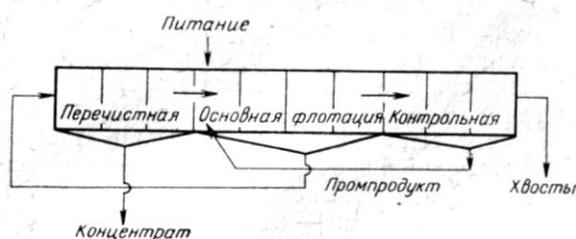


Рис. 55. Схема распределения операций флотации в флотационной машине

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 перечистной (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.

МАГНИТНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

32. 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

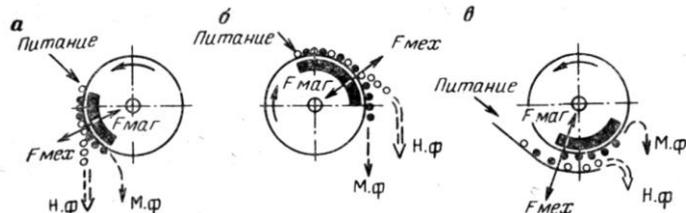


Рис. 56. Схема разделения частиц по магнитным свойствам: а — отклонение, б — удержание, в — извлечение магнитных частиц (М.ф — магнитная фракция; Н.ф — немагнитная фракция)

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 $F_{мех}$ — 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 масса 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 (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 ($\alpha > 90^\circ$) 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 H* .

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).

Для характеристики степени намагничивания тела пользуются понятием *намагниченности* (интенсивности намагничивания) J , которая определяется как магнитный момент, отнесенный к единице объема V

$$J = \frac{dM}{dV}.$$

Наряду с интенсивностью намагничивания, магнитное состояние тела, помещенного в магнитное поле, характеризуется магнитной индукцией B . Единицей магнитной индукции является тесла (Тл).

При рассмотрении магнитного поля пользуются понятиями магнитного потока Φ и магнитодвижущей силы F .

Единицей магнитного потока в СИ является вебер (Вб).

Магнитодвижущая сила — величина, характеризующая магнитное действие электрического тока.

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 ζ_T определяется из соотношения интенсивности намагничивания тела к напряженности намагничивающего поля.

В зависимости от значения ζ , характера ее изменения под влиянием напряженности поля и температуры различают следующие виды веществ: диамагнетики ($\zeta \approx 10^{-6}$), парамагнетики ($\zeta > 0$ имеет порядок $10^{-6} - 10^{-3}$) и ферромагнетики ($\zeta > 0$).

Магнитная восприимчивость вещества связана с его удельной магнитной восприимчивостью χ ($\text{м}^3/\text{кг}$) соотношением

$$\chi = \frac{\zeta}{\delta},$$

где δ — плотность вещества, $\text{кг}/\text{м}^3$.

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.

Сильномагнитные минералы, обладающие удельной магнитной восприимчивостью $\chi > 3,8 \cdot 10^{-5} \text{ м}^3/\text{кг}$ [магнетит, франклинит и пирротин].

Слабромагнитные минералы с удельной магнитной восприимчивостью χ в пределах $7,5 \cdot 10^{-6} - 1,26 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$ (окислы, гидроокислы 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.

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.

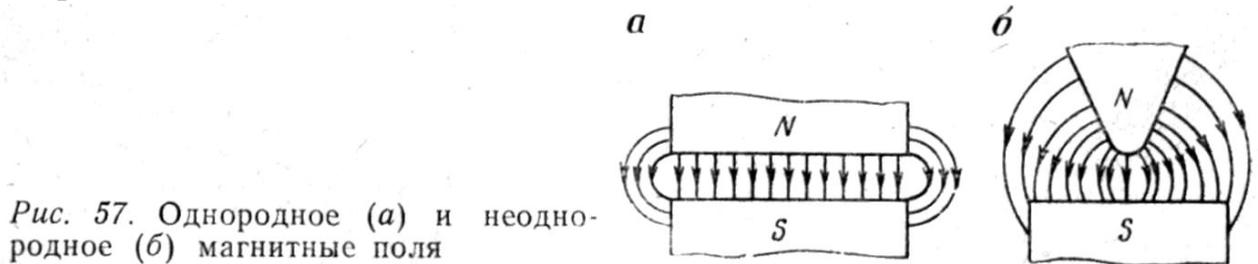


Рис. 57. Однородное (а) и неоднородное (б) магнитные поля

Зная удельные 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.

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 $gradH$.

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.

33. 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.

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 и для регенерации ферромагнитных суспензий (ферросилиция, окалины, магнетита) в тяжелосредних 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° ;
- 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° .

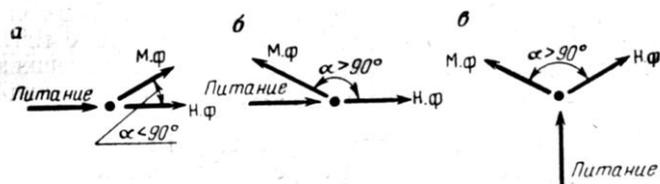


Рис. 58. Режимы магнитной сепарации:
а — прямоточный; б — противоточный; в — полупротивоточный

Процесс магнитной сепарации тонкоизмельченных магнетитовых руд сопровождается флокуляцией материала, т.е. образованием в магнитном поле сепаратора флокулы 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.

Выпускаются сепараторы двух типов:

электромагнитные (Э) и
с постоянными магнитами (П).

Их изготовляют 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.

34. 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 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.

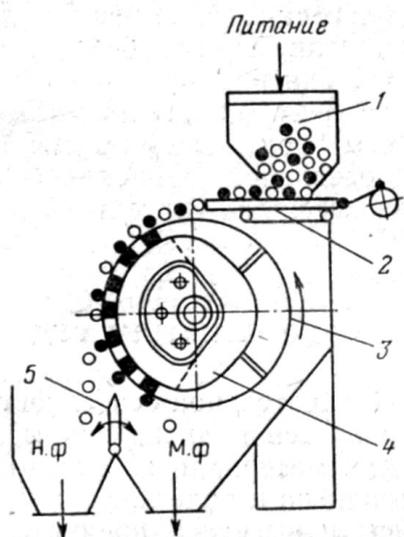


Рис. 59. Схема электромагнитного барабанного сепаратора ЭБС-90/100

Для сухого обогащения сильномагнитных кусковых руд крупностью 50 — 0 мм выпускаются сепараторы 4ПБС-63/300 (ПБС-1) и ЭБС-90/100 (ЭБС-2).

Электромагнитный барабаный сепаратор ЭБС-90/100 (рис. 59).

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 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.

35. 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.

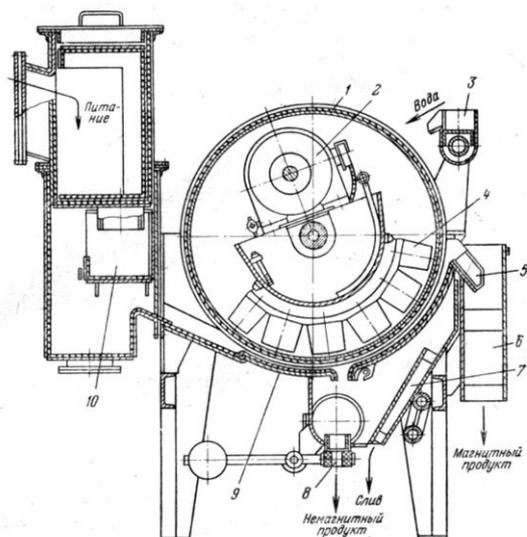


Рис. 60. Схема прямооточного магнитного барабанного сепаратора ПБМ-120/300

Для обогащения тонкоизмельченных магнетитовых руд применяют сепараторы с прямооточной, противоточной и полупротивоточной ваннами.

У сепараторов с прямооточными ваннами через зону извлечения проходит весь объем питания, тогда как у других — в основном немагнитная его часть. Сепараторы с прямооточными ваннами применяют для руд крупностью <6 мм, с противоточными — для руд крупностью <2(3) мм, а с

полупротивоточными — для руд крупностью <0,3 мм.

36. ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

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.

Электрическую сепарацию также применяют для обогащения железных руд и неметаллических полезных ископаемых; полево-шпатного 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.

37. СВОЙСТВА ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ПОЛЯ И СПОСОБЫ ЗАРЯДКИ МИНЕРАЛЬНЫХ ЧАСТИЦ

Электрическое поле характеризуется наличием сил, действующих на заряженные тела. Перемещение частиц в электрическом поле 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



Рис. 65. Различные конфигурации электрических полей:
а — двух зарядов разноименных; б — то же одноименных; в — поле между разноименно заряженными пластинами; г — поле между разноименно заряженными проводом и пластиной

электрического поля характеризуется градиентом изменения напряженности dE/dx вдоль электрических силовых линий. Единица градиента напряженности — вольт на квадратный метр (V/m^2).

Диэлектрическая проницаемость среды ϵ — отношение сил взаимодействия электрических зарядов в вакууме и в данной среде.

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, пироэлектрический 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 ведут 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, титаномагнетит 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

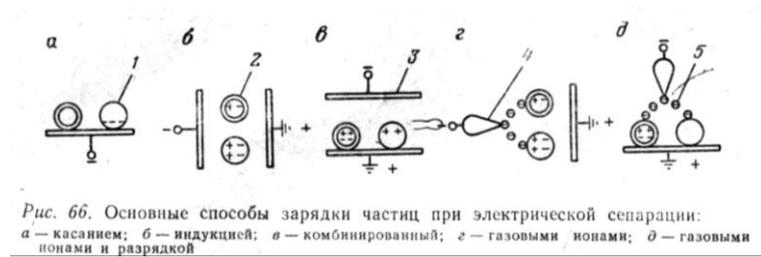


Рис. 66. Основные способы зарядки частиц при электрической сепарации: а — касанием; б — индукцией; в — комбинированный; г — газовыми ионами; д — газовыми ионами и разрядкой

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 проводников 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, з, 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) одноименным 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 разрядки 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.

38. 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 *электрического 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.

Для увеличения отклонения электропроводных частиц и повышения эффективности разделения в двухбарабанных сепараторах, второй барабан 8

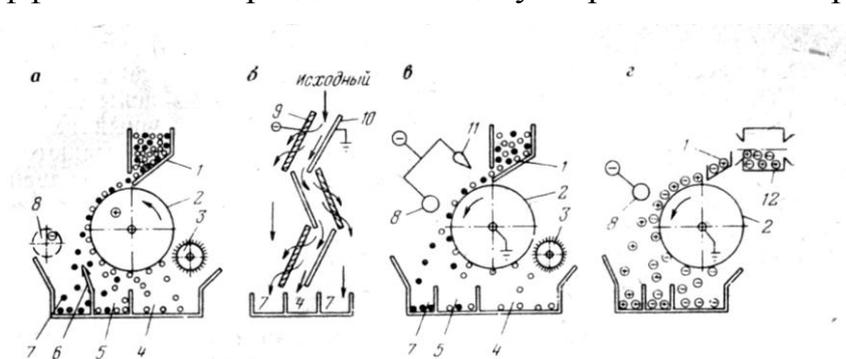


Рис. 67. Схемы электрических сепараторов: а — барабанный; б — пластинчатый каскадный; в — коронно-электростатический г — трибо-электростатический

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 зарядкой 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 $120 - 300$ °С, поэтому для минералов, склонных к пироэлектрической электризации, вспомогательное значение при создании зарядов может иметь пироэлектрический эффект.

Разделение происходит в электростатическом неоднородном поле постоянной полярности, 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.

СПЕЦИАЛЬНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

39. 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, длиноволокнистого 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 радиометр через усилитель реле замыкает контакты К 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.

40. 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: гидromеталлургические, термохимические, пирометаллургические, хлоридо- и фторидовозгонка, сульфатизирующий, восстановительный, окислительный, сегрегационный обжиг и др.

Наибольшее промышленное применение получили гидromеталлургические 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 гидromеталлургического 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.

Для интенсификации процессов химического обогащения в последние годы начали применять отдельные виды бактерий. Роль тионовых бактерий 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.

ОБЕЗВОЖИВАНИЕ И СУШКА ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

41. 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 масса 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 маргитовых 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:

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.

Дренажное — 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.

Фильтрация — 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 дренажное. 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 удалить не представляется возможным.