

И. М. КЕЛИНА

ОБОГАЩЕНИЕ РУД

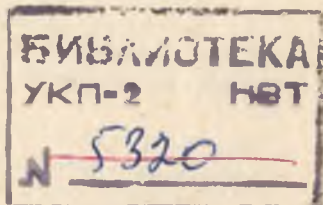
И. М. КЕЛИНА

ОБОГАЩЕНИЕ РУД

ДОПУЩЕНО
МИНИСТЕРСТВОМ ВЫСШЕГО И СРЕДНЕГО
СПЕЦИАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
В КАЧЕСТВЕ УЧЕБНИКА ДЛЯ УЧАЩИХСЯ
МЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ТЕХНИКУМОВ



МОСКВА
НЕДРА
1979



Келина И. М. Обогащение руд. М., Недра, 1979. 221 с.

В книге рассмотрены теоретические основы и технология процессов обогащения руд черных и цветных металлов. Приведены характеристики оборудования, применяемого при обогащении руд, а также принцип действия и устройство этого оборудования. Изложены методы контроля технологического процесса, основные положения безопасного ведения работ и охраны природы.

Книга предназначена в качестве учебника для учащихся средних специальных учебных заведений по специальности «Агломерация и окучкование руд».

Табл. 12, ил. 92, список лит.— 17 назв.

Рецензенты: канд. техн. наук А. К. БЕЛЫШЕВ, зав. кафедрой полезных ископаемых Магнитогорского горно-металлургического института, инж. Х. М. РЫСКИЛЬДИНА, преподаватель Сибайского горнообогатительного техникума.

ВВЕДЕНИЕ

Эффективность использования того или иного полезного ископаемого зависит прежде всего от содержания в нем полезного компонента и наличия вредных примесей. Добываемые полезные ископаемые только в тех случаях подвергаются непосредственной переработке металлургическими, химическими и другими методами, когда качество их соответствует требованиям, предъявляемым к данному сырью. Такие полезные ископаемые в природе встречаются редко. Содержание полезных компонентов в добываемом сырье может составлять от долей процента (медь, никель, кобальт и др.) до нескольких процентов (свинец, цинк и др.) и нескольких десятков процентов (железо, марганец, ископаемый уголь и некоторые другие неметаллические полезные ископаемые). Непосредственная переработка таких полезных ископаемых технически и экономически невыгодна. Поэтому в большинстве случаев полезные ископаемые подвергаются специальной подготовке с целью их обогащения.

Обогащение полезных ископаемых представляет совокупность процессов механической переработки минерального сырья с целью извлечения ценных компонентов и удаления пустой породы и вредных примесей, которые не представляют практической ценности в данных технико-экономических условиях.

Предварительное обогащение полезных ископаемых позволяет:

- увеличить промышленные запасы сырья за счет использования месторождений бедных полезных ископаемых с низким содержанием ценных компонентов;

- повысить производительность труда на горных предприятиях и снизить стоимость добываемой руды за счет механизации горных работ и сплошной выемки полезного ископаемого вместо выборочной;

- повысить технико-экономические показатели металлургических и химических предприятий при переработке обогащенного сырья за счет снижения расхода топлива, электроэнергии, флюсов, химических реактивов, улучшения качества готовых продуктов и снижения потерь полезных компонентов с отходами;

- осуществить комплексное использование полезных ископаемых, так как предварительное обогащение позволяет извлечь из него не только основные полезные компоненты, но и сопутствующие, содержащиеся в малых количествах;

снизить расходы на транспортирование к потребителям более богатых продуктов, а не всего объема добываемого полезного ископаемого;

выделить из минерального сырья те вредные примеси, которые при дальнейшей его переработке могут загрязнять окружающую среду и тем угрожать здоровью людей и ухудшать качество конечной продукции.

В нашей стране обогащение полезных ископаемых получило большое развитие особенно за последние 15—20 лет. Построены крупные обогатительные фабрики, которые по производительности и техническому оснащению не уступают передовым зарубежным предприятиям, например железорудные обогатительные фабрики Соколовско-Сарбайского и Северного горно-обогатительных комбинатов и Качканарская обогатительная фабрика. В цветной металлургии такими фабриками являются Балашская, Среднеуральская, Дзержинская, Алма-Атинская, Кентауская и Зыряновская.

Современные обогатительные фабрики представляют мощные высокомеханизированные предприятия со сложными технологическими процессами. Смежными с обогатительными фабриками являются горные предприятия, фабрики по окучиванию мелкозернистых руд и концентратов, металлургические и химические заводы. Для успешного функционирования предприятий большое значение имеет всесторонняя подготовка высококвалифицированных технических кадров.

Настоящий учебник написан в соответствии с программой курса «Обогащение руд» для учащихся средних специальных учебных заведений по специальности № 0417 «Агломерация и окучивание руд».

Вопросы, связанные непосредственно с технологией окучивания полезных ископаемых, изучаются в специальных курсах и в данной книге не рассматриваются.

Автор выражает глубокую благодарность рецензентам канд. техн. наук А. К. Бельшеву и инж. Х. М. Рыскильдиной за полезные советы, способствовавшие улучшению книги.

ОБЩИЕ ПОНЯТИЯ

§ 1. КЛАССИФИКАЦИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ
И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Полезные ископаемые в зависимости от характера и назначения ценных компонентов принято подразделять на рудные, нерудные и горючие.

Рудами называют полезные ископаемые, которые содержат ценные компоненты в количестве, достаточном для того, чтобы их извлечение при современном состоянии техники и технологии было экономически выгодным. Руды делятся на металлические и неметаллические.

К металлическим относятся руды, являющиеся сырьем для получения черных, цветных, редких, драгоценных и других металлов, к неметаллическим — асбестовые, баритовые, апатитовые, фосфоритовые, графитовые, тальковые и др.

К нерудным относится сырье для производства строительных материалов (песок, глина, гравий, строительный камень, цементное сырье и некоторые другие).

К горючим относятся ископаемое твердое топливо, нефть и природный горючий газ.

Ценными компонентами называются отдельные химические элементы или минералы, входящие в состав полезного ископаемого и представляющие интерес для их дальнейшего использования.

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

Сопутствующими компонентами называются ценные химические элементы и отдельные минералы, содержащиеся в полезном ископаемом в сравнительно небольших количествах, выделяемые при обогащении попутно в самостоятельный или в комплексный продукт совместно с основным ценным компонентом и извлекаемые из него в дальнейшем в процессе металлургической плавки или химической переработки. Например, в некоторых рудах цветных металлов сопутствующими являются

золото, серебро, молибден и др., в некоторых ископаемых углях — редкие и рассеянные элементы, в железных рудах — кобальт и т. д.

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

По составу руды бывают простые (полезный компонент представлен одним минералом) и сложные (полезный компонент представлен различными по свойствам минералами).

Руды, содержащие один ценный компонент, называются монометаллическими, руды, содержащие два или несколько ценных компонентов, — соответственно биметаллическими и полиметаллическими.

Минералы, не содержащие ценных компонентов, называют пустой породой. При обогащении они удаляются в отходы (хвосты) совместно с вредными примесями.

В результате обогащения основные составные компоненты полезного ископаемого выделяются в виде самостоятельных продуктов: концентратов (одного или нескольких) и хвостов. Кроме того, в процессе обогащения из полезного ископаемого могут выделяться также промежуточные продукты.

Концентраты — продукты, в которых сосредоточено основное количество того или иного ценного компонента. Концентраты по сравнению с обогащаемой рудой характеризуются значительно более высоким содержанием полезных компонентов и более низким содержанием пустой породы и вредных примесей.

Хвосты — продукты, в которых сосредоточено основное количество пустой породы, вредных примесей и небольшое (остаточное) количество полезных компонентов.

Промпродукты — продукты, получаемые при обогащении полезных ископаемых и представляющие смесь зерен, содержащих полезные компоненты, с зернами пустой породы. Промпродукты характеризуются более низким по сравнению с концентратами и более высоким по сравнению с хвостами содержанием полезных компонентов.

§ 2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ОБОГАЩЕНИЯ

Основные качественно-количественные показатели, характеризующие результаты обогащения, следующие.

Содержание компонента — показатель, который характеризует долю единицы массы полезного ископаемого или полученного продукта обогащения, представленную тем или

иным компонентом. Содержание различных компонентов в полезном ископаемом α и в полученных продуктах β принято вычислять в процентах. Иногда содержание компонентов в хвостах в отличие от содержания в концентрате обозначают буквой Θ или ψ .

Содержание драгоценных металлов в рудах и в продуктах обогащения выражается обычно в единицах массы (г/т).

Выход продукта — показатель, характеризующий, какую часть массы перерабатываемого полезного ископаемого составляет тот или иной продукт обогащения. Выход любого продукта обогащения (γ) выражают в процентах, реже в долях единицы. Суммарный выход всех продуктов обогащения должен соответствовать выходу исходной обогащаемой руды, принимаемому за 100%. При разделении обогащаемой руды на два конечных продукта — концентрат с выходом γ_k и хвосты с выходом $\gamma_{хв}$ — это условие записывают следующим равенством, выражающим баланс выходов продуктов обогащения:

$$\gamma_k + \gamma_{хв} = 100, \text{ \%}. \quad (1)$$

Суммарное количество любого компонента, содержащегося в конечных продуктах обогащения, должно соответствовать количеству этого компонента в обогащаемой руде. Например, если при обогащении руды получены два конечных продукта — концентрат и хвосты, то данное условие запишется следующим равенством:

$$\gamma_k \beta + \gamma_{хв} \psi = 100 \alpha \quad (2)$$

или в общем виде при обогащении нескольких сортов многокомпонентных руд

$$\sum \gamma_i \beta_i = \sum \gamma_{их} \alpha_{их}. \quad (2a)$$

Равенства (1) и (2) и (2a) называются уравнениями баланса продуктов обогащения. С помощью этих уравнений, зная содержание полезного компонента в обогащаемой руде и в полученных концентрате и хвостах, можно вычислить выход продуктов обогащения. Так, для определения выхода концентрата нужно решить равенство (2) относительно (γ_k) и одновременно из равенства (1) ввести подстановку ($\gamma_{хв}$) = $100 - \gamma_k$, в результате чего получим следующее выражение:

$$\gamma_k = \frac{100 (\alpha - \psi)}{\beta - \psi}, \text{ \%}. \quad (3)$$

Выход хвостов вычисляют по формуле, полученной также из уравнений (1) и (2),

$$\gamma_{хв} = \frac{100 (\beta - \alpha)}{\beta - \psi}, \text{ \%}. \quad (4)$$

Результаты полученных вычислений должны удовлетворять равенству (1).

Извлечение — показатель, обозначающий, какая часть всего количества полезного компонента, содержащегося в обогащаемой руде, перешла в концентрат или другой продукт обогащения. Извлечение выражается в процентах, реже в долях единицы и вычисляется как отношение массы компонента в данном продукте к его массе в обогащаемой руде

$$\epsilon_i = \frac{\gamma_i \beta_i}{\alpha_i} \quad (5)$$

Если выходы продуктов неизвестны, но имеются данные о качестве полезного ископаемого, концентрата и хвостов, то, используя выражения (3) и (5) или (4) и (5), получим выражение для вычисления извлечения данного компонента руды соответственно в концентрат ϵ_k и в хвосты $\epsilon_{хв}$:

$$\epsilon_k = \frac{\beta}{\alpha} \frac{\alpha - \vartheta}{\beta - \vartheta} 100, \% \quad (6)$$

$$\epsilon_{хв} = \frac{\vartheta}{\alpha} \frac{\beta - \alpha}{\beta - \vartheta} 100, \% \quad (7)$$

Суммарное извлечение данного компонента во все полученные конечные продукты обогащения составляет 100%:

$$\Sigma \epsilon_i = 100\%.$$

Степень сокращения — величина, обозначающая, во сколько раз выход полученного концентрата γ_k меньше количества переработанного полезного ископаемого. Степень сокращения R выражает число тонн руды, которое нужно переработать, чтобы получить 1 т концентрата. Она вычисляется по формуле

$$R = \frac{100}{\gamma_k} \quad (8)$$

Степень концентрации, или степень обогащения K — показатель, обозначающий, во сколько раз увеличилось содержание компонента в концентрате по сравнению с его содержанием в обогащаемом полезном ископаемом:

$$K = \frac{\beta}{\alpha} \quad (9)$$

Пример. При обогащении железной руды, содержащей 31% железа ($\alpha = 31\%$), получен концентрат с содержанием железа 67,5% ($\beta = 67,5\%$) и хвосты с содержанием железа 9,6% ($\vartheta = 9,6\%$). Определить основные технологические показатели обогащения.

Выход концентрата

$$\gamma_k = \frac{\alpha - \vartheta}{\beta - \vartheta} 100 = \frac{31 - 9,6}{67,5 - 9,6} 100 = 37\%.$$

Выход хвостов

$$\gamma_{хв} = \frac{\vartheta - \alpha}{\beta - \vartheta} 100 = \frac{9,6 - 31}{67,5 - 9,6} 100 = 63\%.$$

Проверка: $\gamma_k + \gamma_{хв} = 37 + 63 = 100\%$.

Извлечение железа в концентрат

$$\epsilon_k = \frac{\beta \gamma_k}{\alpha} = \frac{67,5 \cdot 37}{31} = 80,5\%.$$

Извлечение железа в хвосты (потери с хвостами)

$$\epsilon_{хв} = \frac{\beta \gamma_{хв}}{\alpha} = \frac{9,6 \cdot 63}{31} = 19,5\%.$$

Проверка: $\epsilon_k + \epsilon_{хв} = 80,5 + 19,5 = 100\%$.

Степень сокращения

$$R = \frac{100}{\gamma_k} = \frac{100}{37} = 2,7 \text{ раза.}$$

Степень обогащения

$$K = \frac{\beta}{\alpha} = \frac{67,5}{31} = 2,2 \text{ раза.}$$

Следовательно, в данном случае в результате обогащения руды содержание железа в концентрате увеличится по сравнению с его содержанием в руде в 2,2 раза, а для получения 1 т концентрата потребуется переработать 2,7 т руды.

Качественно-количественные показатели обогащения характеризуют техническое совершенство технологического процесса фабрики. Чем выше содержание ценного компонента в концентрате и его извлечение, чем больше показатели степени обогащения и степени сокращения, тем выше эффективность обогащения данного полезного ископаемого.

Качество продуктов обогащения в отдельных случаях характеризуется не только содержанием ценных компонентов и наличием вредных примесей, но и содержанием зерен различного размера — гранулометрическим составом. Продукты со строго определенными размерами зерен называются классами. Крупность зерен классов выражается в миллиметрах и обозначается числом со знаком плюс или минус (например +100 мм; —0,1 мм) или двумя числовыми показателями, обозначающими максимальный и минимальный размер зерен в данном классе, например — 100+50 мм или 100—50 мм.

Качество конечных продуктов обогащения, получаемых на обогатительных фабриках, должно соответствовать требованиям, предъявляемым потребителями продуктов обогащения к их химическому и гранулометрическому составу. Требования к качеству концентратов называются условиями и регламентируются ГОСТами, техническими условиями (ТУ) или временными нормами и разрабатываются с учетом технологии и экономики переработки данного сырья и его свойств, а также с учетом реальных возможностей технологии обогащения. Условиями устанавливается среднее и минимально или максимально допустимое содержание различных составных компонентов

полезного ископаемого в конечных продуктах обогащения и, если необходимо, содержание классов различной крупности в получаемых продуктах.

Если качество продуктов соответствует кондициям, продукты называются кондиционными.

§ 3. КЛАССИФИКАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Полезные ископаемые на обогатительных фабриках проходят целый ряд последовательных операций, в результате которых достигается отделение полезных компонентов от примесей. Процессы обогащения полезных ископаемых по своему назначению делятся на подготовительные, вспомогательные и основные.

К *подготовительным* относятся процессы дробления, измельчения, грохочения и классификации.

Дробление и измельчение — процессы уменьшения размеров кусков полезных ископаемых под действием внешних сил, преодолевающих внутренние силы сцепления между отдельными минеральными частицами. Дробление и измельчение не имеют между собой принципиальных различий. Условно принято считать, что при дроблении получают продукты крупнее 5 мм, а при измельчении — мельче 5 мм. Размер максимальных зерен, до которого необходимо раздробить или измельчить полезное ископаемое при его подготовке к обогащению, зависит от размера включений основных компонентов, входящих в состав полезного ископаемого, и от технических возможностей оборудования, на котором производится последующая переработка дробленого продукта. Так, при последующем обогащении методом сухой магнитной сепарации максимальная крупность дробленной руды допускается не более 50 мм.

Грохочение и классификация применяются с целью разделения полезного ископаемого на продукты различной крупности, называемые классами. Грохочение осуществляется рассевом полезного ископаемого на решетках и ситах с калиброванными отверстиями, поэтому отделяемый мелкий (подрешетный) продукт содержит зерна определенного максимального размера, соответствующего размеру отверстий просеивающей поверхности. В получаемом крупном (надрешетном) продукте частично остаются мелкие зерна, количество которых зависит от многих факторов. Грохочение применяется для разделения полезных ископаемых по крупности на ситах с отверстиями размером от нескольких сотен миллиметров до долей миллиметра.

Классификация осуществляется в водной или воздушной среде и основана на выносе движущимся водным или воздушным потоком мелких зерен. Получаемые при классификации крупные продукты называются песками, а мелкие — сливом

(при классификации в воде) или тонкими продуктами (при классификации в воздухе). Классификация применяется для тонкодисперсных продуктов при разделении по зерну размером не более 1 мм. В производственных условиях идеально точное разделение по крупности обычно не достигается. Так, при грохочении часть зерен размером менее отверстий сита остается в надрешетном продукте, а при классификации происходит не только засорение крупных продуктов более мелкими зернами, но и тонкие продукты содержат зерна, крупность которых превышает размер, по которому осуществляется разделение.

К основным относятся процессы собственно обогащения, в результате которых полезные компоненты выделяются в виде концентратов, а породные примеси удаляются с хвостами. В процессах обогащения используются различия в крупности, форме, плотности, магнитной проницаемости, смачиваемости, в электропроводности и др.

Обогащение по крупности используется в тех случаях, когда полезные компоненты представлены более крупными, или, наоборот, более мелкими зёрнами по сравнению с зёрнами пустой породы, например, в россыпях полезные компоненты находятся в виде более мелких частиц. Отделив мелкозернистую часть руды от крупнозернистой (валунов и гали), можно удалить значительную часть породных примесей.

Различия в форме зерен и в коэффициенте трения позволяют отделить плоские чешуйчатые частицы слюды или волокнистых агрегатов (асбеста) от частиц породы, имеющих округлую форму. При движении по наклонной плоскости плоские и волокнистые частицы скользят, а округлые зерна породы скатываются вниз. Коэффициент трения качения всегда меньше коэффициента трения скольжения, поэтому плоские частицы и округлые зерна сходят с наклонной плоскости с различной скоростью по различным траекториям, что создает условия для их разделения.

Различия в оптических свойствах компонентов в прошлом широко использовались при обогащении методом ручной рудоразборки. В последние годы все более широкое распространение приобретают фотометрические сепараторы, на которых осуществляется механическая рудоразборка зерен, обладающих различным цветом и блеском.

Различия в плотности минеральных зерен используются при обогащении полезных ископаемых гравитационными методами, которые широко применяются при обогащении ископаемых углей, для обогащения различных рудных полезных ископаемых и нерудного сырья.

На различиях магнитной восприимчивости и магнитной проницаемости компонентов основаны магнитные методы обогащения, широко применяемые для обогащения руд черных металлов, титановых, вольфрамовых, вермикулитовых руд, для вы-

деления железистых примесей из тальковых, графитовых, каолиновых и других неметаллорудных полезных ископаемых.

Полезные ископаемые, компоненты которых отличаются по электропроводности или обладают способностью под действием тех или иных физических факторов приобретать различные по величине и знаку электрические заряды, могут обогащаться электросепарацией. К таким полезным ископаемым относятся вольфрамовые, титановые, оловянные, слюдосодержащие, апатитовые и другие руды.

Различия в смачиваемости компонентов водой используются при обогащении полезных ископаемых флотационными методами. Особенностью флотационных процессов является возможность искусственно регулировать смачиваемость и разделять весьма тонкие минеральные зерна, крупность которых составляет сотые доли миллиметра. Благодаря этим особенностям флотационное обогащение является одним из наиболее универсальных методов обогащения разнообразных тонковкрапленных полезных ископаемых.

Применение того или иного способа обогащения зависит от минерального состава полезных ископаемых. При обогащении сложных поликомпонентных руд все большее развитие получают комбинированные способы обогащения, которые позволяют комплексно использовать руды, достигнув разделения минералов с весьма разнообразными физическими свойствами.

К вспомогательным относятся процессы, способствующие повышению эффективности основных процессов обогащения (предварительное обеспыливание, обесшламливание и др.) и процессы, повышающие эффективность дальнейшей переработки полученных продуктов обогащения (обезвоживание и сушка).

Подготовительные, основные и вспомогательные процессы называются технологическими.

Особое место занимают так называемые процессы производственного обслуживания. Целью данных процессов не является непосредственная переработка полезных ископаемых, а они предназначены для обеспечения нормального функционирования различных технологических операций. К процессам производственного обслуживания относятся внутрифабричный транспорт поступившей руды и продуктов обогащения, водоснабжение, электроснабжение, снабжение сжатым воздухом, технологический контроль качества продуктов обогащения и др.

§ 4. СХЕМЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Совокупность последовательных технологических операций обработки, которым подвергаются полезные ископаемые на обогатительных фабриках, называется схемой обогащения.

В зависимости от характера сведений, которые содержатся в схеме обогащения, она называется технологической, качественной, количественной, качественно-количественной, водно-шламовой и схемой цепи аппаратов.

Технологическая схема включает сведения о последовательности технологических операций по переработке полезного ископаемого на обогатительной фабрике.

Качественная схема содержит сведения о качественных изменениях полезного ископаемого в процессе его переработки (изменение крупности продуктов и содержания отдельных компонентов), а также данные о режиме отдельных технологических операций.

Количественная схема включает количественные данные о распределении полезного ископаемого по отдельным технологическим операциям и выход получаемых продуктов. Количественные показатели выражаются в единицах массы (т/сут, т/ч) и в процентах от исходной руды, количество которой принимается за 100%.

Качественно-количественная схема совмещает в себе данные качественной и количественной схем обогащения.

Водно-шламовая схема содержит данные о соотношении воды и твердого в продуктах обогащения. В водно-шламовых схемах указывается количество твердого (т/сут, т/ч) и количество жидкого ($\text{м}^3/\text{сут}$, $\text{м}^3/\text{ч}$), поступающих в каждую технологическую операцию и уходящих с получаемыми продуктами. Количество жидкого в операциях в водно-шламовой схеме может указываться также в виде соотношения массовых количеств жидкого и твердого (Ж:Т), в виде удельного расхода жидкого на единицу твердого ($\text{м}^3/\text{т}$) и в процентах (массовых).

Схема цепи аппаратов — графическое изображение пути движения полезного ископаемого и продуктов обогащения через аппараты. На таких схемах аппараты, машины и транспортные средства изображаются условно и указывается их число, тип и размер. Движение продуктов от агрегата к агрегату обозначается стрелками.

ГРОХОЧЕНИЕ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОЦЕССЕ

Грохочением называется процесс разделения зернистого материала на классы крупности. Грохочение осуществляется на просеивающих поверхностях. В качестве рабочих просеивающих поверхностей в производственных условиях применяются колосниковые решетки, штампованные литые и сварные решета, проволочные и резиновые сита (рис. 1).

Колосниковые решетки набираются из колосников, параллельно скрепленных между собой со строго определенными зазорами. Зазор между соседними колосниками определяет максимальный размер зерен подрешетного продукта. Колосники могут иметь различный профиль сечения. Наилучшим профилем является трапецевидный, так как при прохождении через расширяющуюся щель зерна не заклиниваются в ней. Колосниковые решетки обладают повышенной прочностью. Их используют для выделения крупных классов, ширина зазора между колосниками обычно бывает не менее 50 мм.

Решета применяются для грохочения по крупности от 10 до 100 мм. Изготавливаются решета из листовой стали методом штамповки и сварные. Отверстия в решете круглые, квадратные, а также овальные и прямоугольные располагаются в шахматном порядке и «в елочку». Для обеспечения прочности толщину листа b берут в зависимости от размера просеивающих отверстий. Для отверстий диаметром d более 20 мм $b = (0,1 \div 0,25)d$, диаметром менее 20 мм $b = (0,25 \div 0,6)d$. Срок службы штампованных решет 4—6 мес. Для повышения долговечности выпускают решета из литой резины. Их срок службы увеличивается в 10—20 раз по сравнению с металлическими.

Сита бывают тканые, плетеные, струнные и шпальтовые. Тканые и плетеные сита изготавливаются преимущественно с квадратными и прямоугольными отверстиями размером от 100 до 0,04 мм из стальной, латунной, бронзовой, медной или никелевой проволоки. В последнее время изготавливают резиновые, капроновые и капроталевые сита.

Шпальтовые сита представляют собой щелевидные сита, набираемые из проволоки круглого, чаще из стержней трапецевидного сечения. Предназначены шпальтовые сита для вы-

деления мелких классов. Ширина щелевидных отверстий в свету может быть от 0,25 до 16 мм. Щелевидные сита изготавливаются из нержавеющей стали, срок службы их 2—3 мес.

Рис. 1. Рабочие поверхности грохотов:

a — металлические щелевидные или колосниковые решетки (живое сечение 40—70%); *б* — металлические штампованные сита и решета (живое сечение 35—40%); *в* — сварные металлические решета (живое сечение 50—70%); *г* — тканые сита из металлической проволоки, синтетического волокна или комбинированные (живое сечение 40—60%); *д* — струнные сита стальные, синтетические, резиновые (живое сечение 65—80%); *е* — литые секционные резиновые или синтетические сита (живое сечение 40—70%); *ж* — шпальтовые металлические сита для обезвоживающих грохотов (живое сечение 8—40%)

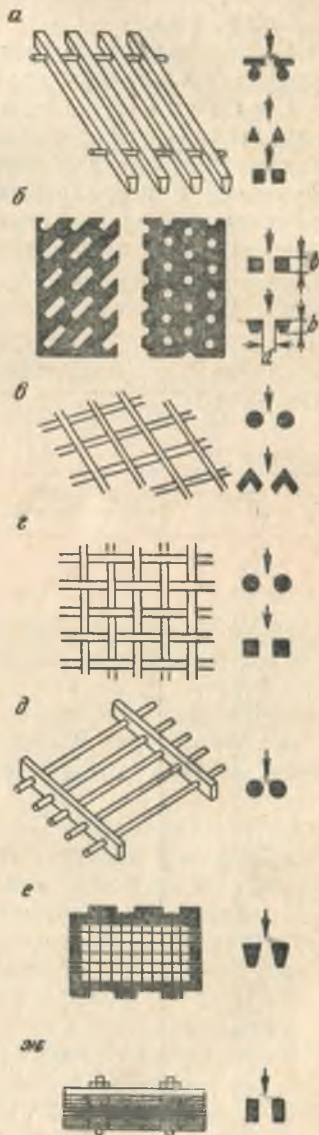
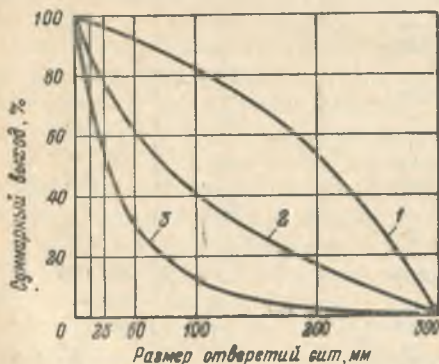


Рис. 2. Характеристика крупности материала:

1 — в материале преобладают крупные классы зерен; 2 — распределение материала по классам крупности равномерное; 3 — в материале преобладают мелкие классы



Коэффициентом живого сечения решета (сита) называется отношение суммарной площади отверстий сита к общей площади просеивающей поверхности.

Крупность продуктов принято выражать в миллиметрах и микронах. Размер отверстий тканых сит в зарубежной и часто в отечественной практике характеризуется числом меш — числом отверстий, приходящихся на один линейный дюйм сетки, т. е. на 25,4 мм.

С помощью сит и решет производится грохочение различных продуктов на классы крупности и выполняется ситовый анализ.

С и т о в ы й а н а л и з — рассев проб полезного ископаемого и продуктов его переработки на ряд классов с помощью набора стандартных сит для определения содержания зерен различной крупности в исследуемом продукте. Стандартные наборы сит характеризуются модулем, обозначающим отношение размеров отверстий двух смежных сит данного набора. Существуют различные стандартные наборы сит с модулем равным 2, $\sqrt{2}$ и др. (табл. 1).

Т а б л и ц а 1

Стандартные наборы сит

Сита по ГОСТ 3584—53 ²⁰ (модуль $\sqrt{10}$)	Сита по шкале Тайлера (модуль $\sqrt{2}$)			
размер отверстий, мкм	число меш основного ряда	размер отверстий, мкм	число меш промежуточного ряда	размер отверстий, мкм
2500	3	6680	—	—
2000	4	4700	—	—
1600	—	—	5	3960
1250	6	3330	—	—
1000	—	—	7	2790
900	8	2360	—	—
800	—	—	9	1980
700	10	1650	—	—
630	—	—	12	1400
560	14	1170	—	—
500	—	—	16	990
450	20	830	—	—
400	—	—	24	700
355	28	590	—	—
315	—	—	32	—
280	35	417	—	495
250	—	—	42	—
224	48	295	—	351
200	—	—	60	—
180	65	208	—	246
160	—	—	80	—
140	100	147	—	175
125	—	—	115	—
112	150	104	—	124
100	—	—	170	—
90	200	74	—	88
80	—	—	250	—
71	270	53	—	61
63	—	—	325	—
				43

Результаты ситового анализа представляются в виде таблицы и графически. В качестве примера в табл. 2 приведены результаты ситового анализа трех продуктов. На рис. 2 показаны характеристики крупности этих продуктов. При построении графика по оси абсцисс в масштабе откладывается размер отверстий сит d (в мм), по оси ординат — суммарный выход классов крупностью более d . По кривым крупности можно определить теоретически возможный выход продуктов грохочения при условии точного разделения материала по зерну заданного размера.

Таблица 2

Результаты ситового анализа

Класс крупности, мм	Продукт 1		Продукт 2		Продукт 3	
	Выход класса, %					
	частный	суммар- ный	частный	суммар- ный	частный	суммар- ный
+200	53,0	53,0	17,0	17,0	2,0	2,0
—200+100	29,0	82,0	24,0	41,0	10,0	12,0
—100+50	9,0	91,0	21,0	62,0	18,0	30,0
—50+25	5,0	96,0	15,0	77,0	20,0	50,0
—25+13	2,0	98,0	10,0	87,0	22,0	72,0
—13+0	2,0	100,0	13,0	100,0	28,0	100,0
Итого	100,0		100,0		100,0	

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

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

Подготовительное грохочение — разделение материала на два или несколько классов, подвергаемых раздельной переработке на данной фабрике, например перед раздельным обогащением классов крупности на различных аппаратах.

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

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

Эффективность грохочения E — показатель, характеризующий точность разделения материала по крупности при грохочении в реальных условиях.

Для вычисления показателя эффективности грохочения предложено несколько формул. В простейшем случае, когда зерна крупнее заданного размера не попадают в подрешетный

535

5320

продукт (просеивающая поверхность исправна), эффективность грохочения может быть вычислена по формуле

$$E = \frac{\beta_n \gamma_n}{\alpha}, \%, \quad (10)$$

где β_n — содержание нижнего класса крупностью менее d в подрешетном продукте, %;

γ_n — выход подрешетного продукта крупностью менее d , %

α — содержание класса крупностью менее d в поступающем на грохочение материале, %.

В частном случае, когда $\beta_n = 100\%$,

$$E = \frac{\gamma_n}{\alpha} 100, \%. \quad (10a)$$

Для определения эффективности работы грохота необходимо отобрать пробы от исходного материала, от полученных подрешетного и надрешетного продуктов и подвергнуть их рассеву на те же классы. По результатам ссева из балансового уравнения найдем выход подрешетного продукта грохота по формуле (3):

$$\gamma_n = \frac{100(\alpha - \beta_n)}{\beta_n - \beta_n}, \%, \quad (11)$$

где β_n — содержание нижнего класса в надрешетном продукте, %.

Тогда эффективность грохочения

$$E = \frac{\beta_n}{\alpha} \frac{\alpha - \beta_n}{\beta_n - \beta_n} 100, \%. \quad (12)$$

Если $\beta_n = 100\%$, $\beta_n = 0$, то

$$E = 100\%.$$

На эффективность грохочения влияет большое число факторов, в том числе конструктивные особенности приводного механизма и режим работы грохота, ситовый состав исходного продукта, его влажность, форма зерен, размер отверстий сита и производительность грохота по исходному продукту, а также способ грохочения. При повышенном содержании влаги в исходном материале мелкие зерна слипаются в крупные агрегаты. Разделить их при сухом грохочении с достаточной эффективностью не представляется возможным. В таких случаях предусматривается мокрое грохочение, при котором вода подается на грохот вместе с исходным материалом.

§ 2. КЛАССИФИКАЦИЯ И КОНСТРУКЦИИ ГРОХОТОВ

Известно большое число различных конструкций грохотов, предназначенных для разделения полезных ископаемых на классы крупности, но принцип действия у всех один и тот же — разделение по крупности происходит путем отсева мелочи из

поступающего на грохочение материала при его перемещении в разрыхленном состоянии вдоль просеивающей поверхности. Различие отдельных типов грохотов заключается в способе разрыхления материала на просеивающей поверхности грохота. По конструкции грохоты подразделяются на: неподвижные плоские и криволинейные, валковые, барабанные, плоские качающиеся, гирационные и инерционные с круговыми движениями, вибрационные с прямолинейными возвратно-поступательными движениями (резонансные).

Все механические грохоты делятся на легкие, средние и тяжелые, предназначенные для грохочения материалов с насыпной массой соответственно 1; 1,6 и более $2,5 \text{ т/м}^3$. Условно различные типы грохотов обозначаются буквами и цифрами. Первая буква Г обозначает грохот, вторая буква Г обозначает гидрогрохот, И — инерционный, С — самобалансный, Р — резонансный, Ц — цилиндрический, Д — двухкоробный, Л — легкого типа, С — среднего, Т — тяжелого типа. Первая цифра числового обозначения характеризует ширину короба грохота (3 — 1250 мм, 4 — 1500, 5 — 1750, 6 — 2000, 7 — 2500 мм), вторая цифра — число сит. Например ГИЛ-43 — грохот инерционный легкого типа с шириной короба 1500 мм, трехситный.

Валковые и плоские качающиеся грохоты считаются устаревшими и в настоящее время не выпускаются. Ниже приводится описание принципиального устройства наиболее распространенных на обогатительных фабриках грохотов.

Неподвижные колосниковые грохоты представляют колосниковые решетки (см. рис. 1, а), устанавливаемые под углом $30\text{--}25^\circ$ при грохочении углей и $40\text{--}45^\circ$ при грохочении руд. Исходный материал загружается в верхнюю часть решетки и движется вниз самотеком. При этом мелочь частично проваливается через зазоры между колосниками. Материал на неподвижной колосниковой решетке недостаточно разрыхляется, поэтому эффективность грохочения на этих грохотах обычно не превышает 50—60%. Неподвижные колосниковые грохоты предусматривают для выделения наиболее крупных классов в тех случаях, когда низкая эффективность грохочения не оказывает существенного влияния на эффективность последующих процессов переработки полезного ископаемого. Неподвижные колосниковые грохоты применяют для предварительного грохочения перед первой стадией дробления. Ширину щелей между колосниками принимают равной примерно удвоенной ширине разгрузочной щели дробилки, но не менее 50 мм.

Криволинейные грохоты являются неподвижными. К ним относятся дуговые и цилиндрикоконические.

Дуговой грохот (рис. 3) предназначен для грохочения тонкого и мелкого материала. Исходная пульпа под давлением подается через загрузочный патрубок 1 тонкой струей по касательной к дугообразному шпальтовому ситу 2, щели которого

располагаются поперек потока материала. Тонкие шламы вместе с водой разгружаются через сито в разгрузочную коробку 3 и затем через штуцер 4 в пульпопровод. Обесшламленный продукт разгружается через желоб 5 в конце дугового сита. Крупность твердых частиц подрешетных шламов примерно в 2,5 раза

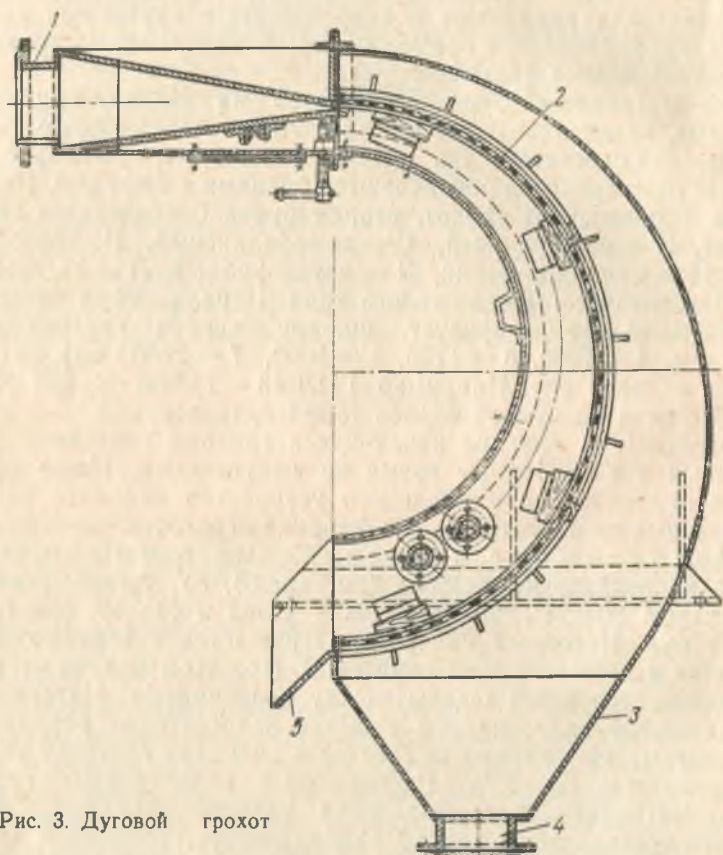


Рис. 3. Дуговой грохот

меньше ширины щелей сита. Удельная производительность грохота при ширине щелей 0,3—0,7 мм составляет 70—150 м³/(ч · м²). Плотность исходной пульпы может колебаться в широких пределах (от 7 до 70%). Эффективность грохочения колеблется в пределах 35—90%. Дуговые грохоты применяют при ширине щелей от 0,25 до 1 мм. Срок службы сита на рудных пульпах 30—40 дней.

Цилиндроконические грохоты (рис. 4) по принципу действия аналогичны дуговым. Просеивающая поверхность грохота имеет форму гидроциклона, выполненного из шпальтового сита. Пульпа подводится под напором по касательной

к верхней цилиндрической части грохота, получает внутри грохота вращательное движение и по спирали перемещается к вершине конической части, где разгружается через патрубок. Подрешетный продукт разгружается во внешний кожух грохота и выводится через патрубок в днище грохота.

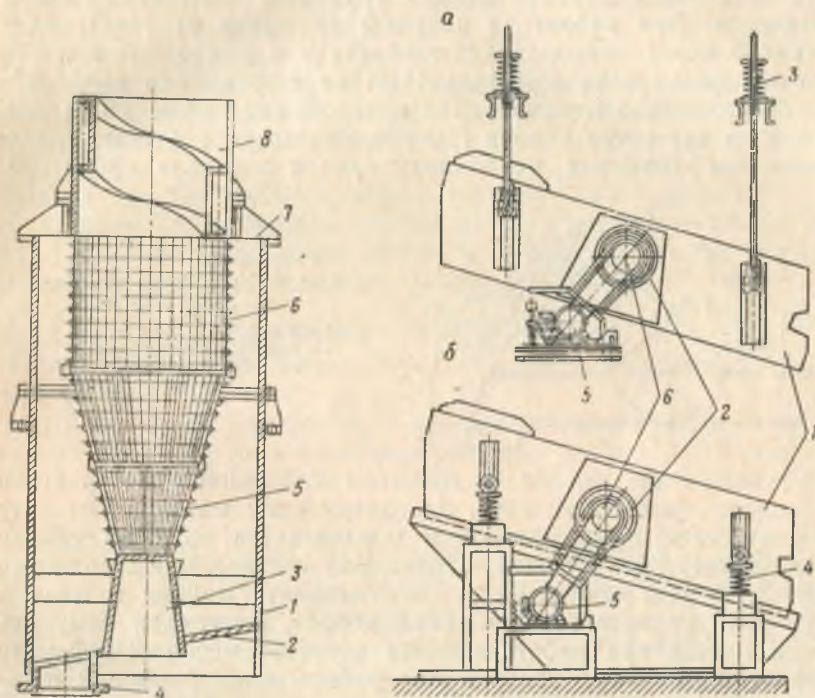


Рис. 4. Цилиндроконический неподвижный грохот:

1 — корпус; 2 — днище; 3 — труба для надрешетного продукта; 4 — труба для подрешетного продукта; 5 — коническое сито; 6 — цилиндрическое сито; 7 — крышка кожуха; 8 — загрузочное устройство

Рис. 5. Инерционный грохот в подвесном (а) и в опорном (б) исполнении

Инерционные грохоты отличаются простотой конструкции, надежностью в работе, высокой производительностью и эффективностью грохочения. Особенностью современных инерционных грохотов типа ГИЛ, ГИС и ГИТ по сравнению с более ранними конструкциями (ГУП, ГВП, ГВР) является возможность изготовления каждого грохота в подвесном и в опорном исполнении (рис. 5). Предпочтение отдается опорным грохотам, как более надежным в работе. Грохот состоит из корпуса 1 с ситами, инерционного вибратора 2 и пружинных подвесок 3 или опор 4. Единственным конструктивным недостатком является то, что вибратор создает круговую траекторию движения корпуса, поэтому для продвижения материала необ-

ходимо короб устанавливать под углом до 25° к горизонту. Вибратор грохота представляет горизонтальный вал, на котором по обеим сторонам корпуса устанавливаются дебалансные стальные диски, имеющие эксцентричное посадочное отверстие и ступицу. На диске имеется второе отверстие, в котором может устанавливаться дополнительный груз для изменения массы дебаланса. Вал вибратора получает вращение от электродвигателя 5 через клиноременную передачу и приводной шкив 6. При вращении вала с дебалансами на подшипники вала действует радиально направленная центробежная сила дебаланса. При этом все точки короба грохота описывают круговые траектории, направленные перпендикулярно к оси вала вибратора.

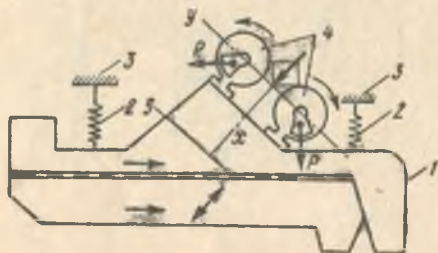


Рис. 6. Устройство самобалансировочного грохота:

1 — короб; 2 — пружинные опоры; 3 — опорные конструкции; 4 — двойной самобалансировочный вибратор; 5 — рабочий сито

Такое движение короба приводит к колебаниям поверхности расположенного в нем сита, благодаря чему материал на сите встряхивается, разрыхляется и продвигается вниз по уклону сита, подвергаясь рассеву. Приводной шкив насаживается на приводной вал эксцентрично. Эксцентриситет шкива соответствует радиусу круговых вибраций короба, благодаря чему ось обода шкива при работе грохота остается неподвижной. Это создает нормальные условия для работы клиноременной передачи и привода грохота.

Режим работы грохота регулируется изменением угла наклона короба, изменением амплитуды вибраций с помощью дополнительного груза дебаланса, а также изменением числа вибраций грохота путем замены шкива на двигателе.

К инерционным грохотам тяжелого типа относятся также грохоты типа Гр самоустанавливающиеся с дебалансными грузами. Конструкция этих грохотов и принцип их действия аналогичны описанному.

Самобалансировочные грохоты по принципу действия относятся к инерционным, изготавливаются легкого (ГСЛ), среднего (ГСС) и тяжелого (ГСТ) типа в подвесном или опорном исполнении. В качестве приводного механизма применяется двухвальный самобалансировочный вибратор. Вибратор устанавливается над ситом грохота (рис. 6), состоит из двух спаренных дисков с дебалансами одинаковой массы, вращающихся с одинаковой скоростью на двух параллельных валах в противоположные стороны. При вращении каждого дебаланса возникают

одинаковые по величине силы инерции p , равнодействующая которых R всегда направлена вдоль оси x . Величина и направление равнодействующих изменяются по синусоиде, т. е. за каждую четверть оборота вала равнодействующая изменяется от нуля до максимума ($2p$) и наоборот, а направление меняется через каждые пол оборота на обратное. Таким образом, в отличие от обычного дебалансного привода, в котором действует вращающаяся центробежная сила, в самобалансном создается равнодействующая, направленная под постоянным углом к плоскости сита грохота. Под действием этой силы коробу грохота сообщаются прямолинейные колебания под углом к плоскости сита. Это создает возможность устанавливать короб грохота под небольшим углом к горизонту (не более 8°).

Основные достоинства самобалансного грохота — малая высота, высокие производительность и эффективность грохочения. Недостаток — сложность конструкции вибратора.

§ 3. ЭКСПЛУАТАЦИЯ ГРОХОТОВ

При эксплуатации грохотов необходимо соблюдать следующие условия.

Сита грохота должны быть равномерно натянуты и не иметь провисаний. Во время остановки грохотов необходимо проверять состояние сит, очищать их от застрявших посторонних предметов и зерен полезного ископаемого и проверять исправность сит.

Подшипники вибраторов и электродвигателя должны своевременно заправляться смазкой. Старая смазка периодически должна удаляться промывкой в керосине. При работе грохота температура нагрева подшипников не должна превышать температуру окружающего воздуха более чем на $35-40^\circ\text{C}$.

Исходное питание должно подаваться равномерно во времени и равномерно распределяться по ширине сита.

Остановка грохота допускается только после отключения питания и освобождения сит от материала. Пуск грохота следует производить вхолостую. Исходное питание на грохот подается после достижения валом вибратора рабочих оборотов.

Запрещается проводить какие-либо работы по устранению неисправностей непосредственно во время работы грохота.

После проведения ремонтных работ грохот должен обкатываться вхолостую не менее $1,5-2$ ч.

При грохочении сухих продуктов, содержащих тонкие частицы, наблюдается сильное пылеобразование. С целью предупреждения загрязнения рабочего пространства пылью, грохоты изготавливаются с кожухами и предусматривается их включение в аспирационную вентиляционную систему.

Во время эксплуатации грохота необходимо следить за исправностью вентиляционной системы и за герметичностью кожуха грохота, не допускать загрязнения воздуха производственной пылью.

ДРОБЛЕНИЕ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОЦЕССЕ

Процесс дробления по своему назначению может быть подготовительным и самостоятельным. Подготовительное дробление осуществляется с целью разъединения сростков ценных компонентов и пустой породы. В некоторых случаях необходимость предварительного дробления обусловлена технико-экономическими соображениями, или ограничениями по крупности материала, подвергаемого последующей обработке, например, дробление кусков руды или угля перед обогащением на отсадочных машинах. Дробление называется самостоятельным, если продукт дробления не подвергается обогащению, а является товарным и подлежит непосредственному использованию, например, дробление агломерата обожженных окатышей и др.

Интенсивность процесса дробления характеризуется степенью дробления. Степень дробления — показатель, указывающий, во сколько раз в результате дробления уменьшился размер наиболее крупных кусков полезного ископаемого. Степень дробления i определяется как отношение размера максимальных кусков $D_{\max}$, содержащихся в поступающей на дробление руде, к максимальному размеру кусков $d_{\max}$, содержащихся в дробленном продукте.

Размер максимальных кусков руды, поступающей на обогатительную фабрику, в зависимости от производительности рудника и способа разработки полезного ископаемого может достигать 1000—1500 мм. Требуемая максимальная крупность продукта, поступающего непосредственно на обогащение, может составлять 10 мм и менее. Таким образом, требуемая степень дробления достигает 100—150 и более. Степень дробления в дробильной машине обычно не превышает 6—10. Поэтому дробление исходной руды до требуемого размера осуществляется в нескольких последовательно работающих дробильных машинах, т. е. в несколько стадий. Степень дробления, достигаемая в каждой отдельной стадии, называется частной, а во всех стадиях — общей. Общая степень дробления равна произведению частных степеней дробления

$$i_{\text{общ}} = i_1 i_2 i_3 \dots i_n.$$

В зависимости от крупности исходной руды и крупности дробленого продукта различают следующие стадии дробления:

- крупное — максимальный размер кусков руды уменьшается от 1500—300 до 350—100 мм;
- среднее — от 350—100 до 100—40 мм;
- мелкое — от 100—40 до 30—5 мм.

Процесс дробления является весьма дорогостоящим и энергоемким, поэтому при дроблении любого полезного ископаемого необходимо соблюдать принцип «не дробить ничего лишнего». Для осуществления этого принципа перед каждой стадией дробления следует предусматривать выделение из поступающей руды мелкого класса, крупность которого соответствует крупности дробленой руды в данной стадии. Выделение мелочи производится на грохотах. Операции грохочения в схемах дробления позволяют за счет отсева мелочи сократить нагрузку на дробилки, повысить производительность дробилок за счет увеличения подвижности дробимого материала в рабочей зоне дробилки и сократить удельные затраты электроэнергии на подготовку руды к обогащению. Но при введении операций грохочения схема дробления усложняется, увеличиваются капитальные затраты на строительство фабрики. Поэтому грохочение в схемах дробления следует предусматривать при достаточно высоком содержании отсеиваемого мелкого класса в руде и при повышенной влажности этого класса.

В зависимости от сочетания операций дробления и грохочения стадия дробления может осуществляться в открытом и замкнутом цикле. При дроблении в открытом цикле каждый кусок руды, поступающей на дробление, проходит через дробилку в данной стадии только один раз. При дроблении в замкнутом цикле наиболее труднодробимые крупные куски руды выделяются из дробленого продукта на грохоте контрольного грохочения и возвращаются на додробливание в ту же самую дробилку.

В зависимости от наличия операций грохочения различают четыре разновидности схем одной стадии дробления (рис. 7): схема одностадиального дробления в замкнутом цикле (рис. 7, а), предусматривающая отдельные операции предварительного и контрольного грохочения; схема дробления в открытом цикле (рис. 7, б), предусматривающая предварительное грохочение; схема дробления в замкнутом цикле (рис. 7, в), предусматривающая только контрольное грохочение; схема дробления, не предусматривающая вспомогательного грохочения (рис. 7, г).

Число теоретически возможных вариантов схем многостадийного дробления, включающих n стадий, составляет $N = 4^n$. Однако практически применяются лишь схемы, предусматривающие первую стадию дробления по схемам, показанным на рис. 7, б или 7, г, последующие стадии преимущественно по схеме

рис. 7, б, последнюю — по любой из схем рис. 7, а или б, а также возможен вариант схемы с совмещенными операциями предварительного и контрольного грохочения (рис. 7, в).

В зависимости от характера механического воздействия на руду, различают следующие способы дробления.

Раздавливание (рис. 8, а) — разрушение в результате сжатия зерна между двумя дробящими поверхностями. При дроблении раздавливанием образуется большое количество мелких зерен, особенно при дроблении хрупких полезных ископаемых.

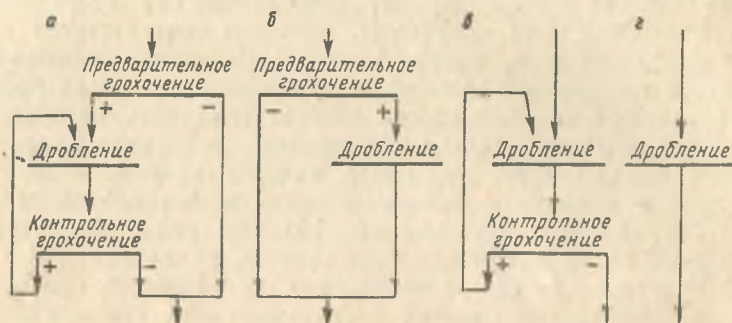


Рис. 7. Схемы одностадийного дробления

мых. Данный способ применяется для различных полезных ископаемых, если при дроблении допускается повышенный выход мелочи.

Раскалывание (рис. 8, б) — разрушение зерна в результате его расклинивания между остриями дробящих поверхностей. Раскалывание характеризуется минимальным образованием мелочи, поэтому применяется в тех случаях, когда переизмельчение нежелательно, например, при подготовке углей к обогащению, при дроблении агломерата и т. д.

Излом (рис. 8, в) — разрушение в результате изгиба, проявляется при ребристой форме дробящих поверхностей дробилок; имеет подчиненное значение.

Срезывание (рис. 8, г) — разрушение в результате создаваемых напряжений сдвига; имеет также подчиненное значение.

Истирание (рис. 8, д) — разрушение в результате воздействия двух смещающихся относительно друг друга дробящих поверхностей. Истирание характеризуется образованием большого количества тонких продуктов; используется широко в проборазделочных машинах.

Удар (рис. 8, е) — разрушение зерен в результате воздействия динамических кратковременных нагрузок. Дробление уда-

ром приводит к разрушению прежде всего по трещинам и по поверхностям соприкосновения зерен отдельных компонентов широко используется при дроблении промпродуктов, состоящих из сростков, а также при тонком измельчении полезных ископаемых.

Обычно конструкция той или иной дробилки основана на преимущественном использовании одного из перечисленных способов дробления, а остальные могут иметь подчиненное значение. Выбор способа дробления, а следовательно и типа дробилки, зависит от крепости руды. Руды по крепости делятся на ряд категорий (табл. 3).

Законы дробления определяют работу, которую производят внешние силы при разрушении кусков полезного ископаемого. Эта работа затрачивается на преодоление сил взаимного сцепления частиц твердого вещества, определяемых природой и структурой кристаллов, образующих куски полезного ископаемого. Она зависит также от разнообразных дефектов кристаллической решетки минералов, макро- и микротрещин, ослабляющих прочность кусков.

При дроблении куски полезного ископаемого разрушаются по наиболее слабым сечениям. Образовавшиеся при дроблении обломки не содержат тех слабых мест, по которым разрушались крупные куски. Поэтому при многостадийном дроблении прочность материала по мере уменьшения крупности исходного продукта повышается.

Энергия, затрачиваемая на дробление, частично расходуется на деформацию разрушаемых кусков и рассеивается в окружающее пространство в виде тепла, а частично расходуется на образование новых поверхностей, превращаясь в свободную поверхностную энергию твердого тела (уравнение Ребиндера):

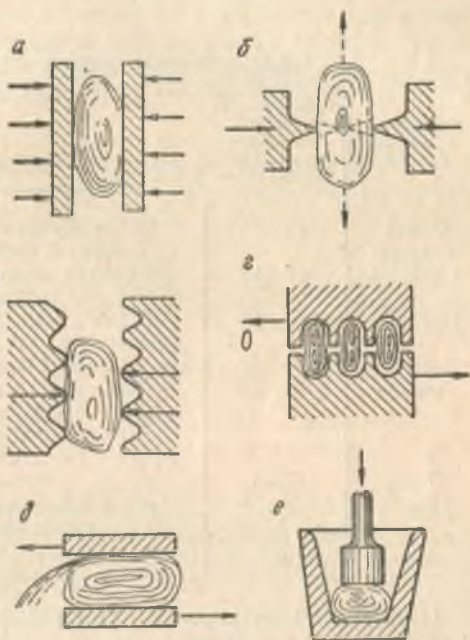


Рис. 8. Способы дробления полезных ископаемых

$$A = A_d + A_n = K_K \Delta V + K_R \Delta S, \quad (13)$$

где A — работа дробления;
 $A_d = K_K \Delta V$ — работа, связанная с деформацией кусков;
 $A_n = K_R \Delta S$ — работа образования новых поверхностей;
 ΔV — деформированный объем;
 ΔS — вновь образованная поверхность;
 K_K и K_R — коэффициенты пропорциональности, определяемые экспериментально.

Т а б л и ц а 3

Классификация горных пород по крепости

Категория крепости породы	Коэффициент крепости по шкале М. М. Протодьяконова	Породы
Очень твердые	18—20	Особо крепкие кварциты, диориты, базальтовые породы, титаномагнетит (кусинский)
Твердые	15—18	Крепкие железистые кварциты, диабазовые и гнейсовые породы и др.
Средние	10—15	Гранит, сиенит, мрамор, большинство сульфидных руд, гематитовые и магнетитовые руды ряда месторождений и др.
Мягкие	5—10	Известняк, песчаник, медный колчедан, некоторые железистые кварциты, мармитовые и сидерито-мармитовые руды, магнетитовые руды ряда месторождений, гематитовые руды и др.
Очень мягкие	2—5	Уголь, антрацит, пористый известняк, некоторые сидерито-мармитовые руды, бурый железняк, марганцевые и железо-марганцевые руды, мел, каолин и др.

При малой степени дробления работой, затрачиваемой на образование новых поверхностей, можно пренебречь вследствие ее незначительности по сравнению с работой деформаций. В этом случае работа дробления пропорциональна объему или массе дробимых тел (гипотеза Кирпичева — Кика):

$$A = A_d = K_K \Delta V = K_K \Delta D^3, \quad (14)$$

где ΔD — изменение диаметра дробимого куска.

При высокой степени дробления работа деформаций, наоборот, мала по сравнению с работой на образование новых поверхностей. В этом случае работа дробления пропорциональна величине вновь образованной поверхности (гипотеза Риттингера):

$$A = A_n = K_R \Delta S. \quad (15)$$

Чаще всего дробление производится при средней степени дробления, когда работа пропорциональна как изменению объема ΔV , так и приращению поверхности ΔS дробимых тел. В этом случае работа дробления пропорциональна приращению параметра, являющегося сред-

негеометрической величиной между объемом и поверхностью зерен (гипотеза Бонда):

$$A = K_B \Delta (\sqrt{VS}) = K_B \Delta (D^{2.5}). \quad (16)$$

Закон Кирпичева — Кика применим для приближенного определения работы лишь для крупного дробления с малыми степенями дробления. Закон Риттингера применим для приближенного определения работы при высокой степени дробления, сверхтонком дроблении и при измельчении руды. По закону Бонда работу можно приближенно определить для крупного, среднего и мелкого дробления при средних степенях дробления.

§ 2. КЛАССИФИКАЦИЯ И УСТРОЙСТВО ДРОБИЛОК

Дробилки по принципу действия делятся на следующие типы:

1. Дробилки преобладающего статического действия:

щечковые — с простым движением щеки и со сложным движением щеки;

конусные — с подвесным валом ККД, КРД и с консольным валом КСД, КМД;

валковые — двухвалковые с гладкими валками, двух- и четырехвалковые с зубчатыми валками и одновалковые с зубчатым или с желобчатым валком.

2. Дробилки динамического действия:

ударные — молотковые, роторные и стержневые;

с безударным ротором — центробежные однодисковые и центробежные многодисковые.

Дробилки различаются по конструкции, принципу действия, производительности, характеру получаемого дробленого продукта и назначению. Для крупного, среднего и мелкого дробления руд цветных и черных металлов наиболее широко применяются конусные дробилки, отличающиеся высокой производительностью и действующие в основном по принципу раздавливания, частично — по принципу истирания и изгиба. На фабриках средней производительности вместо конусных применяются щечковые дробилки, отличающиеся более низкой производительностью. Когда требуется высокая степень дробления при невысокой производительности, применяются валковые дробилки с гладкими валками. Для мягких руд при необходимости получения как можно более низкого выхода мелочи применяют валковые зубчатые дробилки. Все более широкое распространение для дробления самых различных по крепости полезных ископаемых приобретают дробилки ударного действия, обеспечивающие наиболее высокую степень дробления.

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

Щековые дробилки

Щековые дробилки различаются между собой способом крепления подвижной щеки и устройством приводного механизма. Кинематические схемы различных типов щековых дробилок показаны на рис. 9.

Основными конструктивными элементами щековых дробилок являются неподвижная щека 1, подвижная щека 2, распорные плиты 3, шарнирные опоры подвижной щеки 4 и приводной механизм 5.

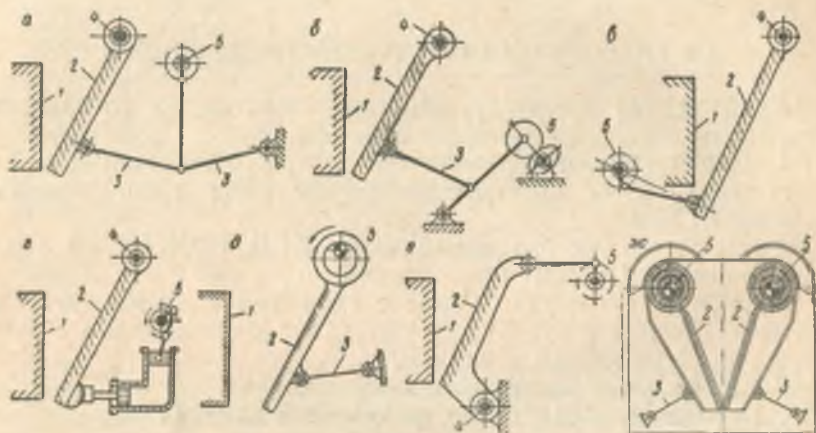


Рис. 9. Кинематические схемы щековых дробилок.

Дробилки с простым движением щеки (типа ЩДП) бывают с верхним подвесом щеки (рис. 9, а, б, в и г) и с нижней шарнирной опорой (рис. 9, е). Дробилки со сложным движением щеки (типа ЩДС) изготавливаются с одной (рис. 9, д) и двумя (рис. 9, ж) подвижными щеками.

Дробилки типа ЩДП выпускаются с различными приводными механизмами. Чаще всего применяют шарнирно-рычажный механизм (см. рис. 9, а). Некоторые зарубежные фирмы для машин малых размеров предусматривают кулачковый приводной механизм (см. рис. 9, б). В Канаде имеются опытные щековые дробилки с гидравлическим приводом (см. рис. 9, г). Кроме перечисленных изготавливаются дробилки с кривошипно-шатунным приводом (см. рис. 9, в и е).

В дробилках со сложным движением щеки (типа ЩДС) привод осуществляется непосредственно от приводного эксцентрикового вала, на котором подвешивается щека (см. рис. 9, д); имеются также дробилки ЩДС с двумя подвижными щеками (рис. 9, ж), а также с двумя парами щек для параллельного или последовательного дробления.

В СССР все дробилки типа ЩДП изготавливаются по схеме, показанной на рис. 9, а, дробилки типа ЩДС — по схеме, показанной на рис. 9, б.

Щековая дробилка с простым движением щеки показана на рис. 10. Все конструктивные детали дробилки связаны с рамой 1. Неподвижной щекой служит передняя внутренняя стенка рамы, к которой крепится футеровочная плита 2. Подвижная щека 3 с укрепленной на ней футеровочной

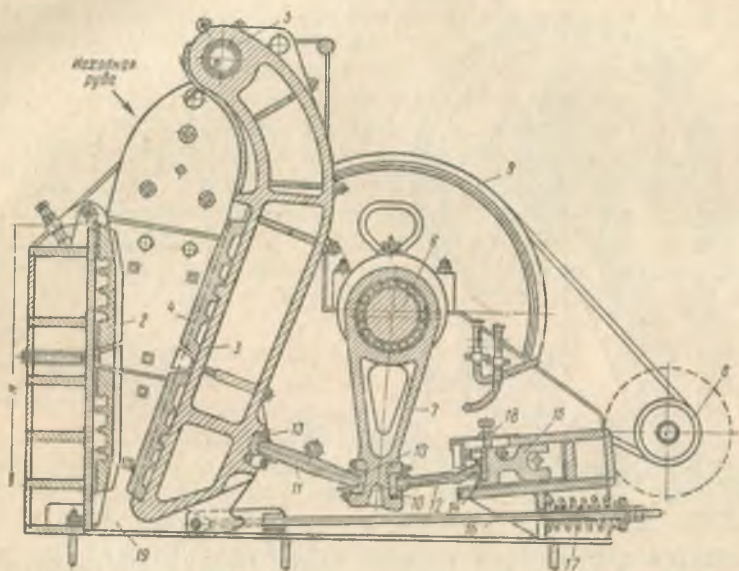


Рис. 10. Щековая дробилка с простым движением щеки

плитой 4 подвешена на ось 5, концы которой лежат в подшипниках боковых стенок рамы. Внутренние стенки боковых рам также футеруются сменными плитами. В коренных подшипниках рамы монтируется приводной эксцентриковый вал 6, на котором крепится шатун 7. Вал приводится в движение от электродвигателя шкивами клиноременной передачи 8 и 9. На приводной вал помимо шкива 9 насажен маховик. В нижнюю часть шатуна в углубления сухарей 10 упираются распорные плиты 11 и 12. Противоположный конец передней распорной плиты 11 опирается на сухарь 13, устанавливаемый в нижней части нерабочей поверхности подвижной щеки, а задняя распорная плита 12 — на сухарь 14 упора 15 в задней стенке рамы дробилки. Распорные плиты удерживаются в гнездах сухарей за счет составляющей массы подвижной щеки и штангой 16 с опорной пружиной 17. Регулировочный винт 18 служит для изменения ширины S выходной щели.

Исходная руда загружается в дробилку через приемное отверстие и заполняет все рабочее пространство дробилки. При вращении вала за счет эксцентричной посадки ось подвеса шатуна совершает круговую траекторию, при этом нижний конец шатуна совершает возвратно-поступательное движение в вертикальном направлении с амплитудой, равной удвоенному радиусу эксцентриситета вала. При перемещении шатуна вверх угол между распорными плитами увеличивается, распорные плиты

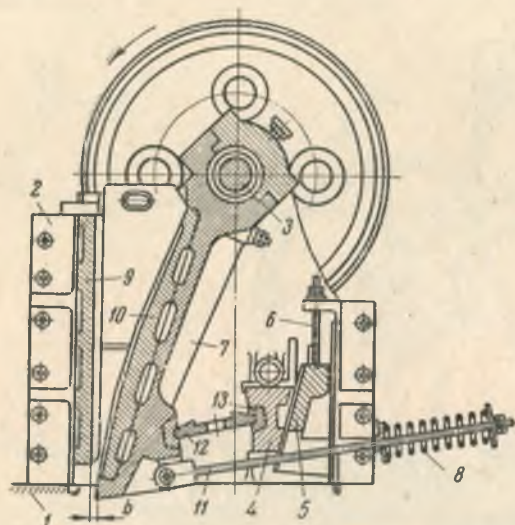


Рис. 11. Щековая дробилка со сложным движением щеки:

1 — опорная рама; 2 — неподвижная щека; 3 — приводной эксцентриковый вал; 4 — задняя опора распорной плиты; 5 и 6 — регулировочный клин и винт для изменения ширины разгрузочной щели; 7 — подвижная щека; 8 — пружина; 9 и 10 — футеровочные плиты; 11 — штанга; 12 — распорная плита; 13 — сухарь

расходятся и отжимают нижний конец подвижной щеки, поворачивая ее на некоторый угол относительно оси подвеса. При этом происходит сжатие и частичное разрушение руды, заполняющей камеру дробления дробилки. Часть оборота вала, при которой происходит дробление руды, называется рабочим ходом. При перемещении шатуна вниз угол между распорными плитами уменьшается, подвижная щека отходит от неподвижной, ширина выходной щели 19 увеличивается и происходит разгрузка дробленых кусков, размер которых меньше ширины выходной щели. Часть оборота вала, при которой происходит разгрузка мелочи, образующейся при дроблении, называется холостым ходом. Для выравнивания нагрузок на привод при рабочем и холостом ходах на приводе валу установлены маховики.

Щековые дробилки со сложным движением щеки ЩДС в СССР выпускаются с одной подвижной щекой (см. рис. 9, д). Отличительной особенностью дробилки является крепление подвижной щеки непосредственно на приводном валу (рис. 11). Особенность кинематической схемы дробилки оказывает влияние на характер движения подвижной щеки. Все точ-

ки рабочей поверхности щеки совершают траекторию овального вида, причем перемещение щеки в вертикальном направлении в 2,5—3 раза больше по сравнению с перемещением в горизонтальном направлении. Вследствие значительного смещения подвижной щеки в вертикальном направлении материал в дробилке подвергается не только раздавливанию, но и истиранию, что приводит к образованию большого количества мелочи и вызывает повышенный износ дробящих плит. Поэтому дробилки со сложным движением щеки применяют преимущественно для дробления малоабразивных руд и в тех случаях, когда не противопоказано переизмельчение их.

Типоразмеры щековых дробилок характеризуются шириной и длиной приемных отверстий ($B \times L$). Максимальная крупность кусков исходного материала не должна превышать 85% ширины приемного отверстия. Крупность дробленого продукта зависит от ширины выходной щели. За номинальный размер выходной щели принимается расстояние от крайней точки выступа на футеровочной плите одной щеки до наиболее удаленной точки во впадине футеровочной плиты другой щеки, измеренное в нижнем конце щели при разомкнутом их положении.

Включение щековых дробилок в работу представляет определенные трудности, так как вследствие больших движущихся масс (подвижная щека, шатун, маховики) в момент пуска возникают значительные перегрузки на двигатель. В современных конструкциях предусматривается трехступенчатое включение дробилки. Первая ступень — приводится во вращение маховик, выполняющий роль приводного шкива; вторая ступень — вращающийся приводной маховик входит в зацепление с валом дробилки посредством фрикционной муфты. Третья ступень — вращение передается на второй маховик, и только после этого дробилку можно загружать.

Смазка дробилки принудительная, под давлением. Для коренных подшипников предусматривается жидкая смазка, для подшипников оси шатуна и гнезд сухарей применяется консистентная смазка.

Распорные плиты изготавливаются из относительно хрупкого материала (например, серого чугуна), поэтому при попадании в дробилку недробящегося металлического предмета распорные плиты ломаются, тем самым предохраняя от поломки более ответственные и сложные детали.

Режим работы щековой дробилки характеризуется следующими данными.

Оптимальная частота вращения приводного вала в зависимости от ширины приемного отверстия B дробилки подсчитывается по формуле

$$n = \frac{182,6}{\sqrt{B}}, \text{ об/мин.} \quad (17)$$

Для определения производительности дробилок предложены различные формулы. Приближенно объемную производительность дробилки в зависимости от конструктивных размеров подсчитывают по формуле

$$Q = L \sqrt{B} (1479b - 40B), \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (18)$$

где B , L и b — соответственно ширина и длина приемного отверстия и ширина выходной щели, м.

Потребляемая мощность N определяется по формуле

$$N = 5LHSn, \text{ кВт}, \quad (19)$$

где H — высота неподвижной щеки, м;

S — ход щеки, м;

n — число движений щеки в минуту.

Установленная мощность электродвигателя принимается с запасом 50%, учитывая перегрузку в пусковой период.

Конусные дробилки

Основными конструктивными элементами конусных дробилок являются корпус дробилки, рабочая часть которого выполняется в форме усеченного конуса, внутренний дробящий конус, опорное устройство дробящего конуса, приводной эксцентриковый стакан и привод.

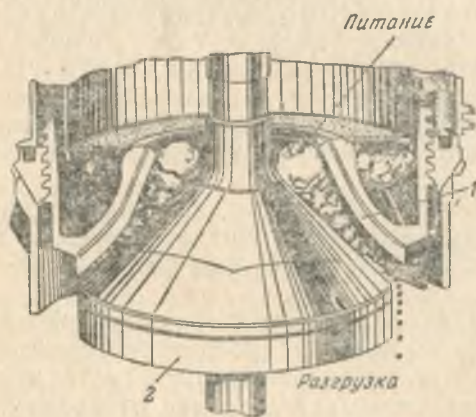


Рис. 12. Процесс дробления руды в конусной дробилке

Дробление кусков руды в конусных дробилках производится в кольцевом пространстве, которое образуется внутренней поверхностью рабочей части корпуса 1 и дробящей поверхностью внутреннего усеченного конуса 2 (рис. 12).

Конусные дробилки выпускаются нескольких конструктивных типов, отличающихся профилем конуса и внутренней поверхностью рабочей части корпуса, конструкцией опорного устройства, конструкцией и принципом действия защитного устройства от

поломок, способом регулирования ширины разгрузочной щели и устройством приводного механизма.

Отечественными заводами изготавливаются для крупного дробления конусные дробилки типа ККД и КРД, для среднего — типа КСД и КСД-Т, для мелкого дробления — типа КМД. Кроме того, в настоящее время на ряде обогащительных фабрик проходят испытания дробилки мелкого дробления типа КМД-СТ и КМД-Т.

Конусные дробилки крупного дробления типа ККД изготавливаются с верхним подвесом дробящего конуса и с нижней разгрузкой дробленого продукта (рис. 13). Исходная руда из бункера поступает через загрузочное отверстие в рабочее пространство дробилки, образуемое коническим корпусом 1 и подвижным конусом 2 с осью симметрии 3. Дробящие поверхности футеруются сменными плитами 4 и 5 из марганцовистой стали. Конус подвешен на опорное кольцо верхней части корпуса дробилки 6, защищенной от ударов загружаемой сверху руды футеровочными плитами 7. Нижний конец вала конуса входит в эксцентрично расположенное углубление в стакане 8, вращающемся во втулке 9. Стакан приводится во вращение от двух приводов через две пары конических зубчатых колес 10 и 11, два вала 12 и 13 и шкивы 14 и 15.

При вращении эксцентрикового стакана ось конуса описывает коническую поверхность, при этом дробящий конус попеременно то сближается с дробящей поверхностью неподвижного конуса, то удаляется от нее. В момент сближения дробящих поверхностей происходит дробление кусков руды, заполняющих кольцевое пространство между конусами. Разрушение дробимых кусков происходит преимущественно путем раздавливания, частично — изгиба вследствие криволинейной формы дробящих поверхностей.

Регулирование ширины разгрузочной щели дробилки производится вручную с помощью специальной гайки 16, устанавливаемой на валу дробящего конуса в верхней части. Поворачивая гайку, поднимают или опускают вал вместе с конусом, при этом соответственно уменьшается или увеличивается ширина разгрузочного отверстия и тем самым регулируют крупность дробленого продукта.

Для предупреждения поломок наиболее ответственных деталей предусматривается закрепление клиноременного шкива на приводном валу четырьмя пальцами, которые при попадании в дробилку недробимых предметов вследствие возрастания нагрузки на привод срезаются, шкив начинает вращаться вхолостую, и дробилка останавливается.

Конусные дробилки типа ККД не имеют маховиков, работают с небольшим числом качаний дробящего конуса, движущиеся части их не обладают большим запасом кинетической энергии, поэтому при заклинивании рабочего пространства

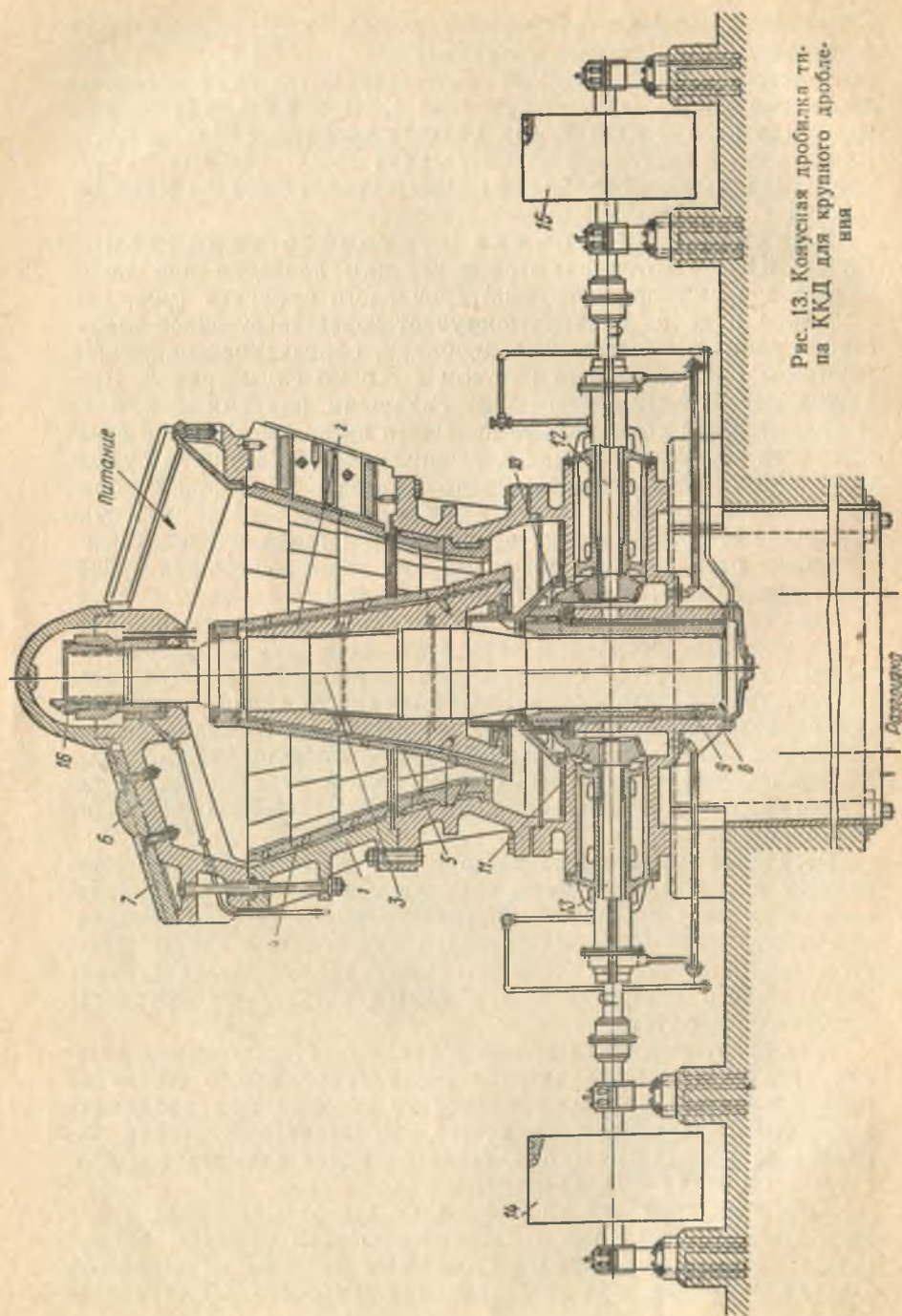


Рис. 13. Конусная дробилка тн-
на ККД для крупного дробле-
ния

недробящимся куском привод отключается, и дробилка останавливается.

При дроблении руды в четыре стадии первая стадия осуществляется в конусной дробилке типа ККД или в щековой, а вторая стадия — в конусных дробилках типа КРД.

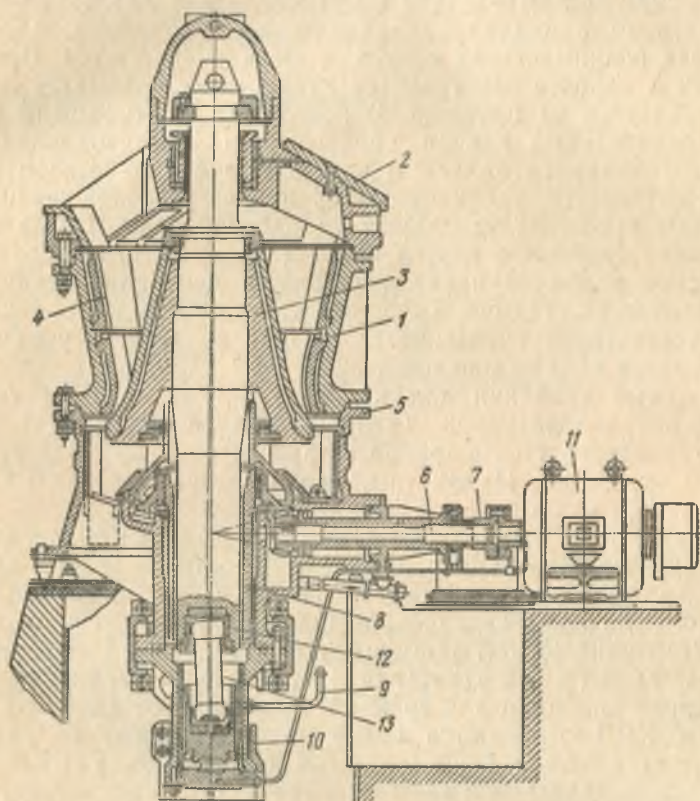


Рис. 14. Редукционная конусная дробилка типа КРД для крупного дробления:

1 — неподвижный конус; 2 — траверса; 3 — подвижный конус; 4 — футеровочные плиты; 5 — станина; 6 — приводной вал; 7 — муфта приводного вала; 8 — эксцентриковая втулка; 9 — система принудительной смазки; 10 — гидравлический домкрат; 11 — электродвигатель; 12 — вал конуса; 13 — стойка домкрата.

Конусные дробилки крупного дробления типа КРД (рис. 14) имеют один приводной механизм, гидравлическое регулирование ширины разгрузочной щели и предохранительное устройство от перегрузок при попадании в рабочее пространство недробящихся предметов. В остальном принципиальное устройство этих дробилок аналогично дробилкам типа ККД.

Регулирование ширины разгрузочной щели и автоматическое срабатывание защитного устройства происходит следующим

образом. Верхний подвес вала подвижного конуса предусматривает возможность его вертикального перемещения при помощи гидравлического домкрата 10. Нижний конец вала 12 конуса свободно проходит через эксцентрическую втулку 8 и опирается на стойку 13 плунжера гидравлического домкрата. Для уменьшения ширины разгрузочной щели масло под давлением подается насосом в цилиндр гидравлического домкрата, плунжер домкрата поднимает вал конуса, и щель уменьшается. При попадании в рабочее пространство недробимых предметов давление передается на плунжер. В результате часть масла через предохранительный клапан сбрасывается, противодействие в цилиндре домкрата падает, и вал конуса под действием перегрузок опускается, увеличивая ширину разгрузочной щели. Недробимые предметы удаляются из рабочей зоны. После этого положение дробящего конуса автоматически восстанавливается.

Смазка дробилки предусматривается централизованная от автоматических станций. Трущиеся детали приводного механизма и эксцентрика смазываются жидкой смазкой, а узел верхнего подвеса вала — консистентной.

Конусные дробилки для крупного дробления выпускаются нескольких типоразмеров. Типоразмер дробилок типа ККД и КРД характеризуется шириной загрузочного и шириной разгрузочного отверстий. Параметры, характеризующие данные размеры, входят в обозначение типоразмера дробилки.

Конусные дробилки для среднего дробления выпускаются двух модификаций: дробилки марки КСД-Т с уменьшенной шириной разгрузочного отверстия и дробилки марки КСД-Гр — с увеличенной шириной разгрузочного отверстия. Дробилки КСД-Т применяют в основном в четырехстадиальных, КСД-Гр — в трехстадиальных схемах дробления. Конструктивно дробилки для среднего дробления от дробилок типа ККД и КРД отличаются более пологим дробящим конусом (угол при вершине конуса у КСД около 100° , у ККД 20°), наличием параллельной зоны дробления, большим эксцентриситетом стакана и схемой крепления подвижного конуса. Устройство дробилки типа КСД показано на рис. 15.

Корпус дробилки состоит из нескольких конструктивных элементов. Цилиндрическая литая станина 1 нижним фланцем устанавливается на фундаменте. К верхнему фланцу станины с помощью болтов и пружин 2 крепится установочное кольцо 3, на внутренней поверхности которого сделана винтовая нарезка. Головки болтов располагаются на фланце кольца, а внизу болты проходят через отверстия в дуговых шайбах, затягиваются гайками, и пружины прижимают установочное кольцо к станине дробилки. В установочное кольцо ввинчивается наружная чаша 4, представляющая цилиндрическую отливку с внутренней конической поверхностью и с нарезкой на внешней поверхности. На конической поверхности наружной части крепится футеров-

ка 5 из марганцовистой стали. Футеровку крепят с наружной стороны чаши болтами, зацепляющимися с крючьями, которые отлиты заодно с футеровкой и пропущены в отверстия в чаше. Плотность прилегания футеровки обеспечивается цинковой заливкой. Проемы, в которых размещены крепящие футеровку болты, закрыты сверху кольцевым кожухом, соединенным с чашей. На кольцевом кожухе крепится приемная воронка 6.

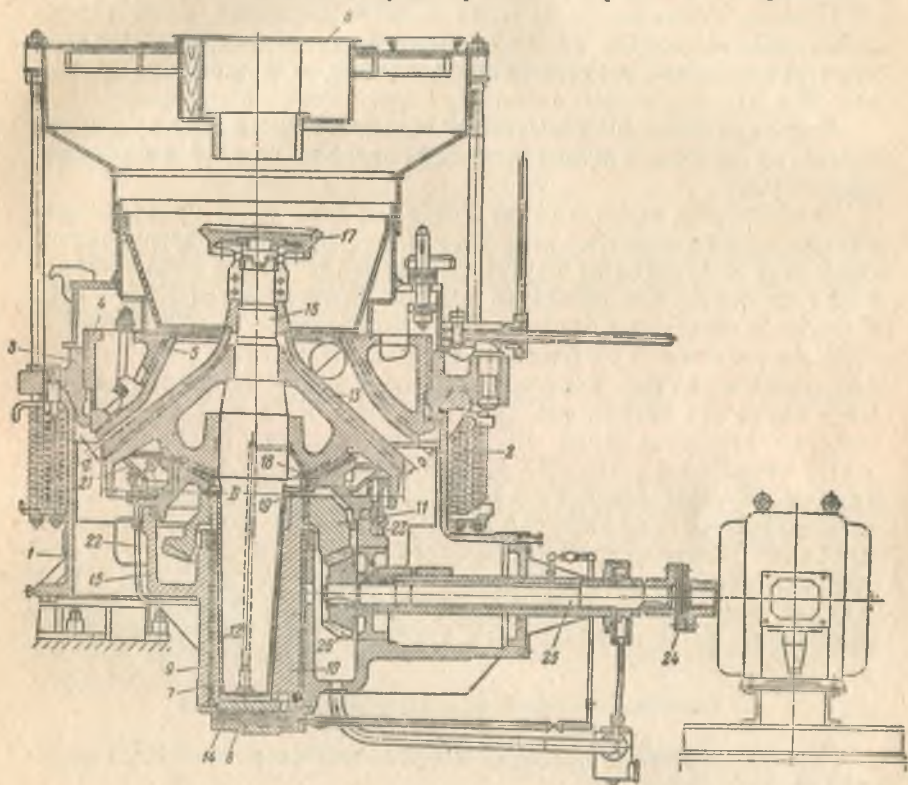


Рис. 15. Конусная дробилка для среднего дробления

В нижней части станины имеется цилиндрическая втулка 7 с крышкой 8. Во втулке жестко крепится сменная бронзоватая втулка 9. Оси втулок и станины совпадают. В бронзовой втулке свободно вращается эксцентриковый стакан 10 с закрепленной на нем конической шестерней 11. В конической эксцентрической расточке стакана жестко посажена бронзовая втулка 12, внутрь которой входит нижний конец вала дробящего конуса 13. Эксцентриковый стакан опирается на подпятник 14 в днище картера 15, закрепленного на втулке 7. Вверху к торцовой части вала 16 конуса крепится распределительная тарелка 17, служащая для равномерного распределения исходной руды по всему

периметру загрузочного отверстия дробилки. Дробящий конус своей нижней частью опирается на сферический подпятник 18, установленный в опорной чаше 19. С целью защиты подпятника от загрязнения рудной пылью предусмотрен гидравлический затвор, состоящий из кольцевой канавки 20 на подпятнике и воротника 21 на дробящем конусе. Канавка по трубкам 22 и 23 заполняется водой (летом) или маслом (зимой).

Привод дробилки состоит из электродвигателя, клиноременной передачи, муфты 24, приводного вала 25 с подшипниками, смонтированными в установочной обойме, и конических шестерен 26 и 11.

Регулирование ширины параллельной зоны и разгрузочного отверстия дробилки производится поворотом чаши 4 с помощью домкратов.

В последних конструкциях дробилок типа КСД предусматривается гидравлическое регулирование ширины разгрузочного отверстия и защита от перегрузок привода аналогично дробилкам типа КРД. Эти дробилки условно обозначаются КСД-ГРЩ. Степень дробления в дробилках КСД составляет 4—7.

Конусные дробилки для мелкого дробления называются иначе короткоконусными и обозначаются КМД. Схематическое устройство дробилок типа КМД аналогично устройству дробилок типа КСД. Конструктивно дробилки типа КМД от дробилок типа КСД отличаются более коротким внутренним конусом, большим диаметром приемной воронки и меньшим размером загрузочного отверстия, более крутым наклоном дробящей поверхности внутреннего конуса и более длинной параллельной зоной дробления. Дробилки типа КМД-СТ и КМД-Т при работе в открытом цикле обеспечивают степень дробления до 18 и более. Эти дробилки пока не выпускаются.

Основные параметры конусных дробилок

Число качаний n в минуту конуса дробилок типа ККД определяется по формуле

$$n = 200 - 80B, \quad (20)$$

где B — ширина загрузочного отверстия, м;
дробилок типа КСД и ККД — по формуле

$$n \gg 60 \sqrt{\frac{g(\sin \alpha - f \cos \alpha)}{2l}}, \quad (21)$$

где g — ускорение свободного падения, м/с²;

α — угол наклона образующей внутреннего конуса в параллельной зоне, градус;

f — коэффициент трения скольжения между куском руды и поверхностью подвижного конуса;

l — длина параллельной зоны, м.

Рассчитанное по этой формуле число качаний дробящего конуса обеспечивает эффективное дробление руды (продолжительность одного оборота эксцентрика не превышает время скольжения куска руды вдоль параллельной зоны).

Потребляемую при дроблении мощность рассчитывают для дробилок типа ККД по формуле

$$N_{\text{дв}} = KD^2rn, \text{ кВт}, \quad (22)$$

где K — коэффициент, равный 17—20;

D — диаметр основания подвижного конуса, м;

r — эксцентриситет эксцентрикового стакана, м;

N — потребляемая мощность, кВт;

для дробилок типа КСД и КМД — по формуле

$$N_{\text{дв}} = 0,21D^2n, \text{ кВт}. \quad (23)$$

Производительность дробилок типа ККД рассчитывается по удельной нагрузке с учетом крупности, влажности и крепости исходной руды по формуле

$$Q = K_{\text{кр}}K_{\text{т}}K_{\text{в}}qb, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (24)$$

где $K_{\text{кр}}$ — коэффициент, учитывающий крупность исходной руды;

$K_{\text{т}}$ — коэффициент, учитывающий твердость руды;

$K_{\text{в}}$ — коэффициент, учитывающий влажность руды;

q — объемная производительность, отнесенная к 1 мм ширины разгрузочного отверстия при дроблении руд средней твердости, $\text{м}^3/(\text{ч} \cdot \text{мм})$;

b — ширина разгрузочного отверстия дробилки, мм.

Производительность Q дробилок среднего и мелкого дробления при ширине разгрузочной щели менее 25 мм рассчитывается по формуле

$$Q = K_{\text{т}}qb_0, \text{ м}^3/\text{ч}; \quad (25)$$

при ширине щели более 25 мм — по формуле

$$Q = K_{\text{т}}(qb_0 + A), \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (26)$$

где b_0 — минимальная ширина разгрузочного отверстия, мм;

A — коэффициент, учитывающий типоразмер дробилки.

Валковые, молотковые и роторные дробилки

Валковые дробилки изготавливаются с гладкими, зубчатыми и рифлеными валками, одно-, двух- и многовалковыми.

Одновалковые зубчатые дробилки применяются для дробления антрацита, агломерата и угля. Для дробления агломерата валковые дробилки выпускаются трех типоразмеров в зависимости от размера агломашины.

Двухвалковые зубчатые дробилки применяются для дробления угля и мягких пород, а также для дробления высокоглинистых и влажных железных и марганцевых руд в первой стадии дробления.

Двухвалковые дробилки с гладкими и рифлеными валками применяются для дробления различных полезных ископаемых, особенно при последующем обогащении гравитационными методами, так как эти дробилки дают минимальное количество мелких классов, которые гравитационными методами обогащаются менее эффективно по сравнению с более крупными классами.

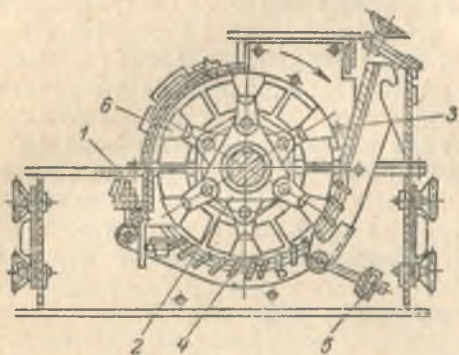
Четырехвалковые дробилки с гладкими валками применяются для дробления кокса и известняка при подготовке компонентов шихты на аглофабриках.

Преимущества валковых дробилок — незначительный выход тонкого материала, простота конструкции, небольшие габариты по высоте и надежность в эксплуатации.

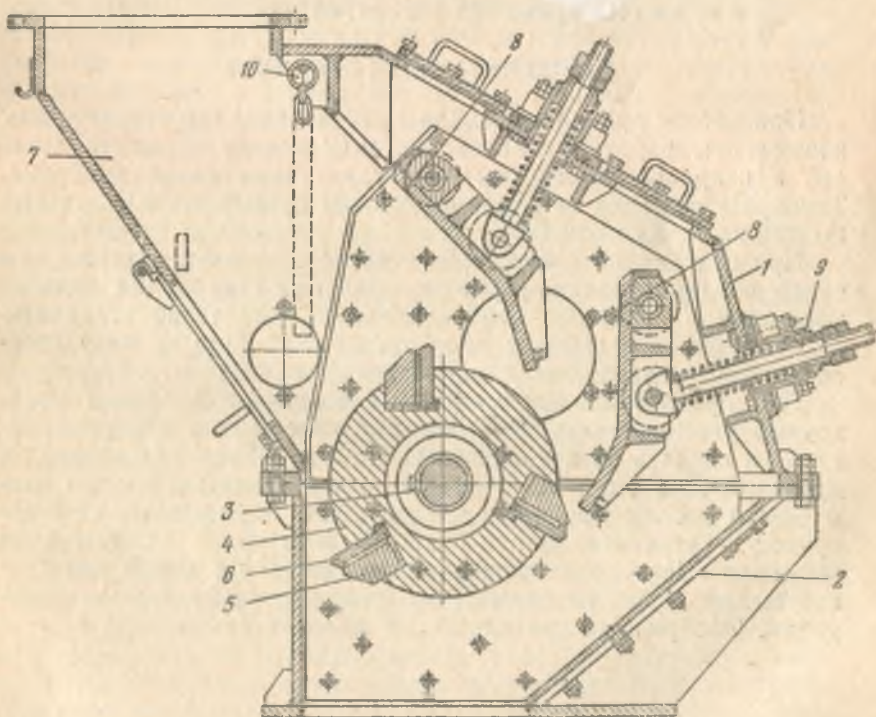
Молотковые дробилки применяются для крупного, среднего и мелкого дробления хрупких, мягких и средних по крепости пород. При дроблении твердых пород наблюдается быстрый износ дробящих поверхностей. По сравнению с щековыми, конусными и валковыми молотковые дробилки характеризуются более высокой удельной производительностью, более низким удельным расходом электроэнергии и более высокой степенью дробления (до 30—40). Молотковые дробилки отличаются большим конструктивным разнообразием: они выпускаются с шарнирно подвешенными и с жестко закрепленными молотками, одно- и двухроторные, с разгрузкой дробленого продукта через колосниковую решетку и со свободной разгрузкой, с жесткой и с самоочищающейся решеткой, реверсивные и неревверсивные, горизонтальные и вертикальные. В дробилках с колосниковыми решетками дробление производится ударом молотков по кускам руды, путем соударения кусков друг о друга и об отбойные плиты корпуса дробилки путем истирания и раздавливания материала молотками на колосниковой решетке. Вследствие существенного истирания в дробленом продукте образуется большое количество мелочи. При дроблении в дробилках без колосниковой решетки производительность увеличивается, но снижается степень дробления. Дробилки с жестко закрепленными молотками называются роторными.

На рис. 16 показана однороторная молотковая дробилка. Она состоит из корпуса 1, ротора 2, отбойных плит 3, колосниковой решетки 4, оттяжек колосниковой решетки 5. Ротор представляет сборную конструкцию, состоящую из вала и жестко насаженных (на шпонках) дисков, к которым шарнирно крепятся молотки 6. Вал ротора приводится во вращение от электродвигателя. Исходная руда подается в дробилку сверху через загрузочное отверстие непосредственно на ротор, подвергается

ударному действию молотков, отбрасывается на отбойные плиты и в результате многократных соударений дробится; образующаяся мелочь разгружается через отверстия в колосниковой



Молотковая дробилка



Роторная дробилка

решетке. Шарнирное крепление молотков предохраняет их от поломок в случае попадания в дробилку недробящихся предметов.

Роторные дробилки предназначены для дробления руд средней твердости. Дробилка (рис. 17) состоит из верхней 1

и нижней 2 частей корпуса, вала 3 и ротора 4. Ротор представляет барабан, в пазах которого при помощи клиньев 5 закреплены ножи 6. Длина ножей равна длине ротора. Исходный материал через загрузочную воронку 7 подается на вращающийся ротор, который ножами отбрасывает его на отбойные плиты 8. Для смягчения ударов при попадании в дробилку недробимых предметов отбойные плиты закрепляются на амортизаторах 9. Для равномерной загрузки дробилки и предотвращения выбрасывания из нее материала внутри подвешены цепи 10.

Производительность молотковых и роторных дробилок зависит от крепости, вязкости, влажности и крупности исходного материала и требуемой крупности дробленого продукта.

Расчетная мощность электродвигателя дробилок определяется по формуле

$$N_{\text{дв}} = 0,15D^2nL, \text{ кВт}, \quad (27)$$

где D и L — диаметр и длина ротора, м;
 n — частота вращения ротора, об/мин.

§ 3. ЭКСПЛУАТАЦИЯ ДРОБИЛОК

При работе дробилок прежде всего необходимо обеспечивать нормальную работу масляной системы, смазку трущихся деталей и исправность основных конструктивных узлов дробилки. Температура масла на сливе не должна превышать 60°C , а при выходе из охладителя 45°C .

При ослаблении крепления футеровочных плит, а также при плохо сбалансированном роторе молотковой дробилки появляются стук и вибрации, что необходимо немедленно устранять.

Во избежание забивки рабочего пространства не допускается перегрузка дробилки исходной рудой.

Для предотвращения аварийных остановок дробилок необходимо устанавливать металлоискатели с целью контроля питания и следить за исправностью предохранительных устройств дробилок. Для соблюдения безопасных условий работы все движущиеся детали дробилок должны быть ограждены, электропривод и сигнализационная пусковая аппаратура должны быть заземлены. Для предупреждения загрязнения рабочих помещений пылью дробилки должны быть подключены к системе аспирации. Обслуживающие площадки должны иметь перила.

ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОЦЕССЕ

Измельчение — процесс уменьшения крупности твердых частиц в результате различных физических воздействий. В отличие от дробления крупность измельченного продукта не превышает 5 мм. В практике обогащения полезных ископаемых измельчение применяется для раскрытия рудных зерен, имеющих размер от 5 мм до долей миллиметра. Тонкое измельчение широко применяется также в химической, полимерной, керамической, фарфоро-фаянсовой и других отраслях промышленности. Измельчение полезных ископаемых и других материалов осуществляется преимущественно в различного типа барабанных мельницах. В последнее время появился ряд методов, в которых используются принципиально новые способы измельчения: струйное, электрогидравлическое, термическое, ультразвуковое и др. Из новых способов промышленное применение получило струйное измельчение, основанное на использовании энергии сжатого воздуха или горячего газа. Этот способ измельчения перспективен в производстве цемента, при подготовке керамического сырья и минеральных наполнителей, в бумажной, резиновой, полимерной и других отраслях промышленности, а также при измельчении тонковкрапленных руд и подготовке топлива и флюсов на окомковательных и агломерационных фабриках. При переработке руд струйное измельчение обеспечивает более полное раскрытие минеральных зерен при минимальном переизмельчении. Однако оно требует дальнейшего совершенствования с целью увеличения производительности и снижения энергозатрат.

Применяемые для измельчения различных материалов барабанные мельницы различаются по форме барабана, характеру среды и измельчающих тел, по способу разгрузки измельченного продукта и по принципу действия. На современных обогатительных фабриках применяются преимущественно мельницы с барабанами цилиндрической формы различной длины. Трубная мельница является разновидностью цилиндрической и отличается удлиненной формой барабана. В зависимости от характера среды барабанные мельницы бывают для сухого и для мокрого измельчения. В качестве измельчающих тел для барабанных мельниц применяются стальные шары и стержни, кера-

мические шары, природная галька и крупные куски руды. По способу разгрузки измельченного продукта барабанные мельницы бывают с разгрузкой через решетку, с периферической разгрузкой и с центральной разгрузкой через полую цапфу. По принципу действия барабанные мельницы бывают вращающиеся, вибрационные и центробежные.

Степень измельчения, так же как и степень дробления, определяется отношением максимального размера зерен исходного продукта к максимальному размеру зерен измельченного продукта. Максимальная крупность измельчаемой руды составляет от 10 до 25 мм. При этом степень измельчения может превысить 250. За один прием измельчения достижение такого сокращения размера зерен представляет большие трудности, поэтому измельчение, как и дробление, чаще всего осуществляют в несколько приемов (стадий).

Для повышения эффективности процесса измельчения целесообразно исходный продукт и разгрузку мельницы подвергать классификации по крупности с целью выделения готового тонкого продукта и возврата крупнозернистого продукта (песков) на повторное измельчение в ту же мельницу (при измельчении в замкнутом цикле) либо в следующую мельницу (при стадийном измельчении). Пески, выделяемые из измельченного продукта при его классификации и направляемые на доизмельчение в ту же мельницу, называются циркулирующей нагрузкой, выход которой составляет 300—500% и более.

§ 2. КОНСТРУКЦИИ ВРАЩАЮЩИХСЯ БАРАБАНЫХ МЕЛЬНИЦ

Шаровая мельница с разгрузкой через решетку МШР (рис. 18) состоит из барабана 1, коренных подшипников 2 и 3, и питателя 4. Барабан состоит из загрузочной, разгрузочной и средней частей. Загрузочная часть представляет торцовую крышку 5, отлитую вместе с цапфой. В цапфе установлен загрузочный патрубок 6, внутри которого предусмотрены винтовые направляющие для подачи материала из питателя внутрь барабана. Одновременно патрубок служит для защиты внутренней поверхности цапфы от износа. Средняя часть мельницы представляет барабан, к которому болтами крепятся горцовые крышки. Внутри барабан футеруется бронеплитами 7, которые крепятся на болтах 8.

Разгрузочная часть включает торцовую крышку 9 с цапфой 10, разгрузочную решетку 11, лифтеры 12, внутри цапфы устанавливается разгрузочная воронка 13.

Барабан, устанавливаемый в подшипниках 2 и 3, получает вращение от электродвигателя через зубчатый венец 14.

Исходный материал подается в мельницу через отверстие 15 питателя, измельченный разгружается через щелевидные отверстия решетки в лифтеры, из которых при повороте барабана

сливается в горловину разгрузочной цапфы. Разгрузочная цапфа выполняется несколько большего размера, чем загрузочная, что облегчает продвижение пульпы вдоль барабана мельницы. Мельницы типа МШР характеризуются укороченным барабаном (отношение длины барабана к диаметру составляет не более 1:1), благодаря чему они выдают измельченный продукт с меньшим содержанием шламов, чем мельницы с центральной разгрузкой. Благодаря более высокому заполнению мельниц типа МШР мелющими телами, удельная производительность этих мельниц увеличивается на 10—15%.

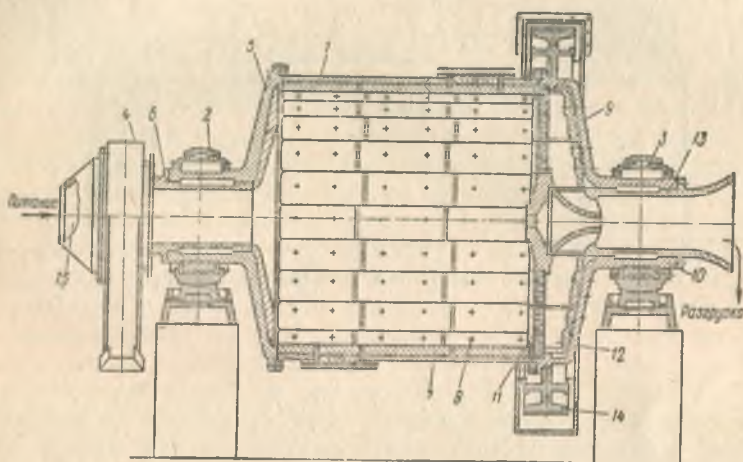


Рис. 18. Шаровая мельница с решеткой

В шаровых мельницах с центральной разгрузкой МШЦ (рис. 19) разгрузка измельченного материала происходит непосредственно через разгрузочную полую цапфу. На внутренней поверхности разгрузочной воронки цапфы имеются специальные направляющие, с помощью которых крупные зерна и шары, случайно попавшие в полость цапфы, возвращаются в барабан. Отношение длины барабана к диаметру у мельниц типа МШЦ составляет от 1,5:1 до 2:1. В остальной конструкция мельницы аналогична мельнице с решеткой. Применяется эта мельница для более тонкого измельчения.

Стержневая мельница типа МСЦ показана на рис. 20. Принципиальное устройство мельниц типа МСЦ аналогично мельницам с центральной разгрузкой. Основным отличием стержневых мельниц является увеличенный диаметр загрузочной и разгрузочной цапф, рассчитанных на большую, чем в шаровых мельницах производительность по исходному материалу. Внутри барабан мельницы заполнен стальными стержнями, длина которых на 25—30 мм меньше длины барабана.

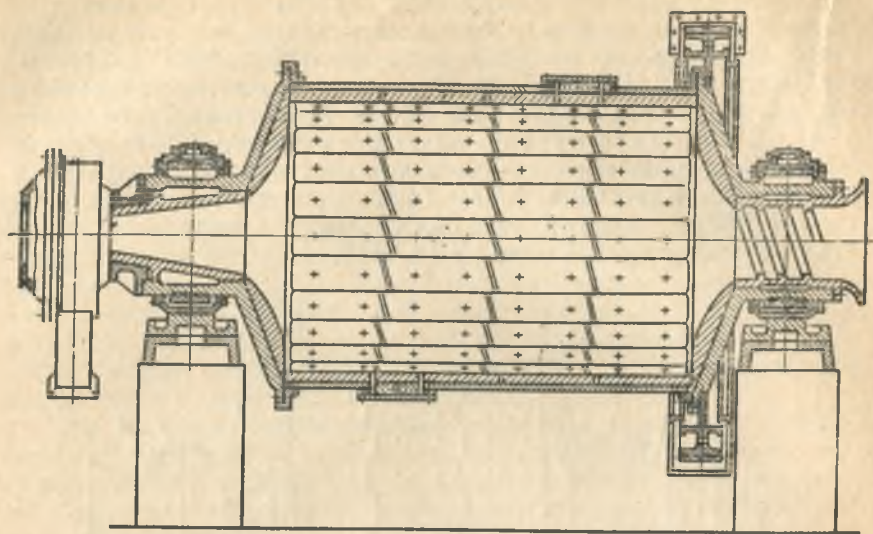


Рис. 19. Шаровая мельница с центральной разгрузкой

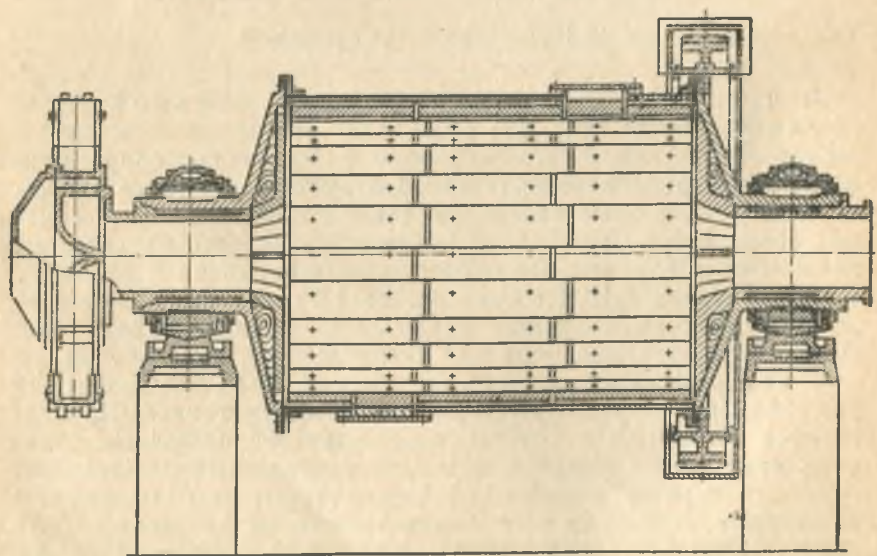


Рис. 20. Стержневая мельница

Торцовые крышки барабана выполняются плоскими либо слегка коническими. При работе мельницы стержни, раздвинутые кусками руды, производят своего рода классификацию материала по крупности: мелкие зерна проваливаются через зазоры между стержнями и не переизмельчаются; более крупные задерживаются на стержнях и подвергаются наиболее интенсивному разрушению стержнями. Поэтому в измельченном продукте отсутствуют излишне крупные недоизмельченные куски и сравнительно мало тонкого класса. Стержневые мельницы обычно работают в открытом цикле и предусматриваются в первой стадии.

Мельница мокрого рудного самоизмельчения имеет ряд конструктивных особенностей (рис. 21). Размер барабана характеризуется отношением длины к диаметру примерно 0,3 : 1. Эти мельницы известны под названием «Каскад». Мелющей средой являются крупные куски руды. Руда загружается в мельницу загрузочным устройством, которое монтируется на специальной тележке, перемещающейся по рельсам, что обеспечивает свободный доступ внутрь при ремонте мельницы. Исходная руда, поступающая в барабан, выступами на броне поднимается на некоторую высоту, затем падает или скатывается вниз, подвергаясь разрушению под действием удара, раскалывания и частично истирания. Измельченный материал выгружается из барабана через решетку либо непосредственно через полую цапфу. К концу разгрузочной цапфы барабана крепится на болтах бутара, представляющая цилиндроконический грохот для разделения измельченного материала по крупности. По сравнению с шаровыми и стержневыми мельницами самоизмельчения обладают следующими преимуществами: достигается экономия металла за счет измельчающей среды; уменьшается переизмельчение и шламование руды; упрощается схема дробления руды.

Однако эти мельницы имеют более низкую удельную производительность и отличаются большим износом футеровки.

Известны принципиально различные схемы рудного самоизмельчения:

1. Без специального выделения крупных кусков руды (дробящей среды). Вся руда после крупного дробления направляется в мельницу самоизмельчения.

2. Из руды после крупного дробления на грохотах выделяются крупные куски размером более 100 мм, используемые в качестве дробящей среды. Подрешетный продукт грохотов направляется на вторую стадию дробления до крупности — 25 мм. Дробленая руда — 25 мм и дробящая среда подаются в мельницу самоизмельчения.

Первая схема упрощает общую схему дробления и измельчения руды, но так как в мельницу поступает вся руда после крупного дробления, наблюдается постепенное накопление в

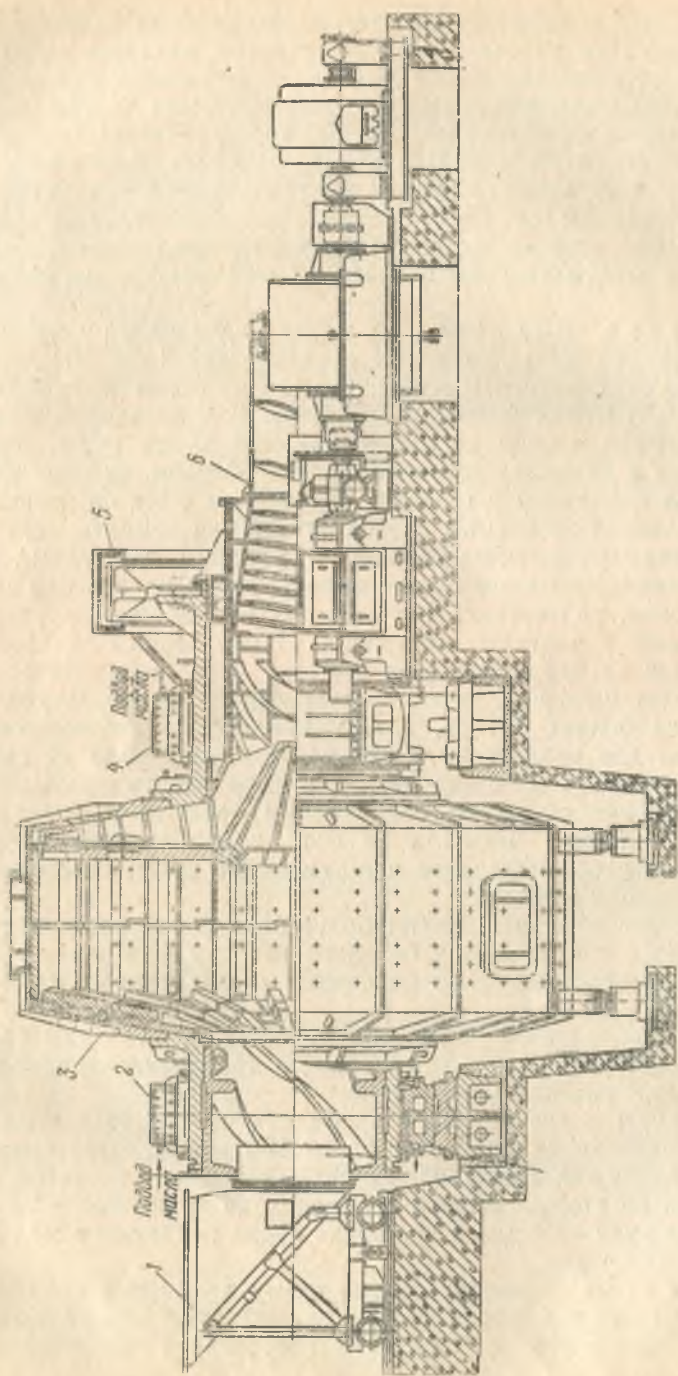


Рис. 21. Мельница мокрого рудного самозмельчения:

1 — загрузочное устройство; 2 — торцевой подшипник; 3 — торцевая крышка барабана; 4 — коренной подшипник разгрузочной цапфы; 5 — зубчатый венец; 6 — бугара

мельнице критических кусков. Критическими являются куски размером от 25 до 75 мм, которые слишком малы, чтобы дробить другие куски, и слишком велики, чтобы раздробиться крупными кусками. Для их доизмельчения в мельницу приходится загружать стальные шары диаметром 150—125 мм, однако это противоречит идее самоизмельчения, увеличивает расход металла и износ футеровки.

По второй схеме исключается накопление критического материала, но усложняется схема дробления и измельчения.

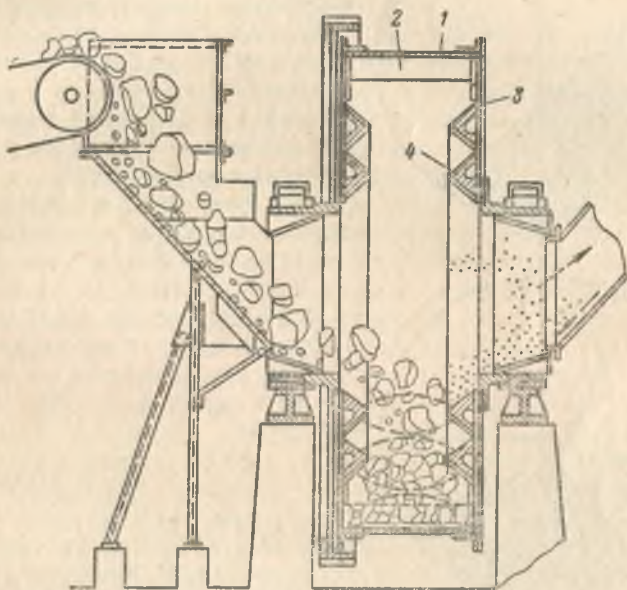


Рис. 22. Мельница сухого самоизмельчения типа «Аэрофол»

Мельницы самоизмельчения могут применяться при трехстадиальном дроблении. В этом случае применяются мельницы самоизмельчения с разгрузкой через решетку, длина барабана которых больше диаметра, а дробящей средой является руда крупностью от 40 до 125 мм.

Мельницы сухого самоизмельчения типа «Аэрофол» (рис. 22) представляет короткий барабан 1 большого диаметра (5,5—11 м). На внутренней поверхности вдоль образующей барабана на некотором расстоянии одна от другой укрепляются двутавровые балки и рельсы 2, которые при вращении барабана поднимают куски материала на некоторую высоту. Падая вниз, куски разбиваются, ударяясь о полки, и одновременно дробят ударом находящийся внизу материал. На торцовых крышках 3 барабана укреплены кольца 4 треугольного сечения, которые направляют куски материала в середину

барабана. Измельченный материал удаляется из барабана воздушным потоком. Мельница работает в замкнутом цикле с воздушными классификаторами.

§ 3. РЕЖИМ РАБОТЫ МЕЛЬНИЦ

Частота вращения барабана. При повышении частоты вращения барабана до критической наступает момент, когда центробежные силы уравнивают силы тяжести мелющих тел, которые, не отрываясь, начинают вращаться вместе с внутренней поверхностью барабана, и измельчение руды практически прекращается.

Критической частотой вращения барабана называют такую частоту, при которой мелющие тела прижимаются центробежной силой к внутренней поверхности барабана и вращаются вместе с барабаном, не отрываясь. Критическая частота вращения вычисляется по формуле

$$n_{кр} = \frac{42,3}{\sqrt{D}}, \text{ об/мин, } (28)$$

где D — диаметр барабана мельницы, м.

При работе мельницы частота вращения барабана должна быть меньше критической. В зависимости от частоты вращения барабана в мельнице создаются различные режимы измельчения (рис. 23).

Если фактическая частота вращения барабана составляет не менее 0,76—0,88 критической, создается так называемый водопадный режим измельчения, когда основная масса мелющих тел поднимается вместе с внутренней поверхностью вращающегося барабана на некоторую высоту, а затем, отрываясь, свободно падает под действием сил тяжести по траекториям, близким к параболическим.

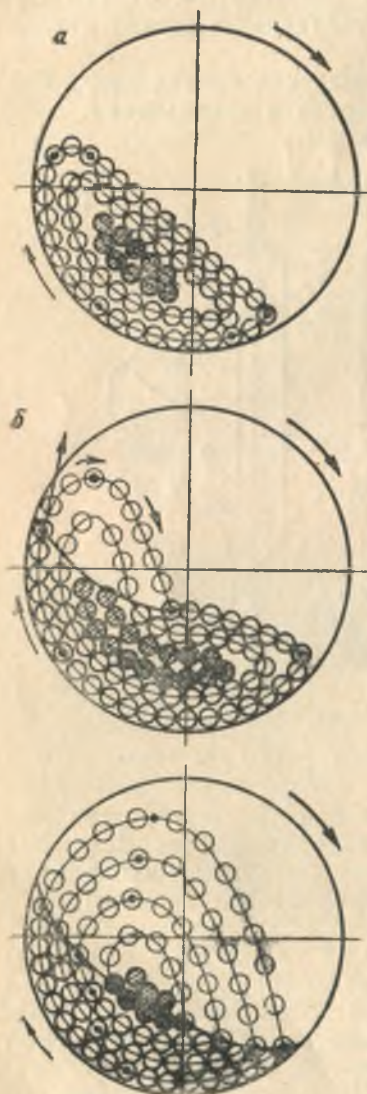


Рис. 23. Схема движения мелющих тел в барабане мельницы: а — при каскадном режиме; б — при смешанном режиме; в — при водопадном режиме

Измельчение рудных зерен в данных условиях происходит преимущественно ударом. Водопадный режим применяется при измельчении более крупного материала (в первой стадии).

Смешанный режим измельчения характеризуется тем, что одна часть мелющих тел участвует в свободном полете, другая часть — перекачивается внутри барабана по замкнутым траекториям, подвергая руду измельчению ударом и истиранием. Смешанный скоростной режим имеет место при мокром измельчении руд в шаровых мельницах; скорость вращения составляет 0,6—0,76 от критической.

Каскадный режим наиболее тихходный, скорость вращения барабана составляет 0,5—0,6 критической. При измельчении в каскадном режиме свободный полет мелющих тел исключен. При установившемся каскадном режиме мелющие тела непрерывно циркулируют внутри барабана, поднимаясь по круговым траекториям на некоторую высоту, затем скатываясь под углом, близким к углу естественного откоса. При каскадном режиме руда измельчается преимущественно путем истирания. Каскадный режим является наиболее благоприятным для стержневых мельниц, так как при водопадном и смешанном режиме свободный полет стержней может привести к их перекосам, неправильной укладке и к образованию «костров». Для шаровых мельниц каскадный режим при сухом измельчении применяется для трубных мельниц при производстве цемента, для измельчения угля и т. д.

Производительность барабанных мельниц зависит от диаметра, рабочего объема и скорости вращения барабана, от массы и размера мелющих тел, от конструктивных особенностей мельницы, от измельчаемости руды, от крупности исходного и измельченного материала, от выхода циркулирующего продукта, от плотности пульпы в исходном питании. Производительность мельниц Q подсчитывают по методу подобия, по удельной производительности или по эффективности (по удельной затрате энергии) измельчения в любой мельнице, работающей на действующей фабрике:

$$Q = \frac{q}{\alpha - \beta} K_{изм} K_{кр} K_D K_M K_\delta V, \text{ т/ч}, \quad (29)$$

где α, β — соответственно содержание расчетного тонкого класса в исходной руде и в измельченном продукте, доли единицы;

q — удельная производительность работающей (эталонной) мельницы по тонкому классу, т/(ч · м³);

$K_{изм}, K_{кр}, K_\delta$ — поправочные коэффициенты, учитывающие различие в измельчаемости, крупности и плотности руды;

K_D, K_m — коэффициенты, учитывающие различие диаметров барабанов и конструкций работающей мельницы, принятой за эталон, и расчетной;

V — полезный объем расчетной мельницы, m^3 .

При определении производительности мельницы по эффективности измельчения работающей мельницы, принятой за эталон, расчет ведется с учетом прироста количества готового тонкого класса на единицу затрачиваемой электроэнергии:

$$Q = \frac{E}{\alpha - \beta} K_{изм} K_{кр} N_d \eta, \quad (30)$$

где E — эффективность измельчения работающей мельницы, выражающая прирост содержания тонкого класса на единицу затраченной на измельчение мощности, $t/(kВт \cdot ч)$;

N_d — мощность двигателя, $kВт$;

η — отношение мощности потребляемой к установленной мощности двигателя ($\eta = 0,85 \div 0,9$).

§ 4. ОБСЛУЖИВАНИЕ МЕЛЬНИЦ

Высокие технико-экономические показатели работы барабанных мельниц возможны при правильной эксплуатации и обслуживании мельниц. Необходимо осуществлять тщательный контроль за механическим состоянием оборудования и за соблюдением технологического режима измельчения (плотность и крупность измельчаемого продукта, загрузка рудой и т. д.).

Основными регулируемыми параметрами процесса измельчения при обслуживании мельниц являются количество руды и воды, подаваемых в мельницу. Если изменяется крупность или крепость руды, то для получения требуемой крупности измельченного продукта соответственно регулируется нагрузка по руде и расход воды.

Во время работы мельниц необходимо следить за состоянием подшипников, температура нагрева которых не должна превышать $65^\circ C$, контролировать исправность системы смазки, периодически осматривать поверхность зубьев шестерен венцовой пары. Смазка коренных подшипников барабана и подшипников вала-шестерни производится от станции централизованной жидкой смазки, смазка открытых зубчатых передач — от станции густой смазки.

Периодически производится остановка мельниц для перефутеровки. Футеровка изготавливается из специальных сортов стали и износостойкого чугуна. Срок службы такой футеровки составляет для мельниц первой стадии 5—7 мес., для второй и третьей стадии — до 18 мес. В последние годы освоен выпуск резиновой футеровки. Применение резины позволяет снизить массу футеровки, повысить срок ее службы, уменьшить интенсивность производственного шума.

ГРАВИТАЦИОННЫЕ ПРОЦЕССЫ

§ 1. ОБЩАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И КЛАССИФИКАЦИЯ ГРАВИТАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ

Гравитационные процессы основаны на законах движения минеральных частиц в различных средах, в которых осуществляется их разделение. Они применяются для обогащения полезных ископаемых, в которых полезные компоненты и минеральные примеси отличаются по плотности, и для разделения тонкоизмельченных полезных ископаемых и тонкодисперсных продуктов обогащения на классы различной крупности.

В зависимости от характера разделительной среды гравитационные процессы бывают сухие и мокрые. К сухим относятся процессы, которые осуществляются в воздушном потоке, либо в воздушно-минеральной взвеси. К мокрым процессам относятся процессы, осуществляемые в различных жидких средах (в воде, в водно-минеральных суспензиях и в тяжелых жидкостях).

Гравитационные процессы могут осуществляться в условиях свободного падения единичных зерен, либо в условиях стесненного падения более или менее сплоченной массы минеральных зерен.

Под свободным падением понимается движение единичных зерен в среде неограниченного объема под действием сил тяжести и сил сопротивления среды, при этом разделяемые зерна не оказывают друг на друга никаких воздействий.

Под стесненным падением понимается движение множества зерен в виде более или менее сплоченной массы, когда помимо гравитационных сил и сил сопротивления среды на движение зерен оказывает влияние динамическое воздействие непрерывно сталкивающихся окружающих зерен.

Гравитационные процессы могут осуществляться в ламинарных, турбулентных и переходных режимах. Режим характеризуется безразмерным числом — параметром Рейнольдса Re .

Числом Рейнольдса Re называют отношение произведения скорости на диаметр частицы и плотность среды к коэффициенту вязкости среды:

$$Re = \frac{v d \Delta}{\mu}, \quad (31)$$

где v — скорость движения частицы относительно среды, м/с;
 d — диаметр частицы, м;
 Δ — плотность среды, кг/м³;
 μ — вязкость среды, Н·с/м².

При $Re < 1$ режим называется ламинарным, при $Re > 1000$ — турбулентным, при $Re = 1 \div 1000$ — переходным, неустойчивым.

Обогащение в тяжелых средах является наиболее эффективным гравитационным методом, обеспечивающим наиболее точное разделение минералов по заданной плотности. Обогащение крупнокусковых и крупнозернистых продуктов осуществляется в спокойных тяжелых средах под действием силы тяжести и сил сопротивления. Сепарация мелкозернистого материала с применением тяжелых сред производится в центробежном поле. Сепарация в тяжелых средах широко применяется для обогащения угля, а также для обогащения руд цветных и черных металлов.

Отсадка — разделение минеральных зерен по плотности под действием восходящих или восходяще-нисходящих потоков воды или воздуха. Мокрая отсадка получила широкое распространение при обогащении угля и руд. Воздушная (пневматическая) отсадка отличается более низкой эффективностью и в практике обогащения руд не применяется.

Обогащение в струе вод, текущей по наклонной поверхности, может осуществляться в аппаратах различной конструкции: в моечных желобах, на шлюзах, в струйных сепараторах и на концентрационных столах. Моечные желоба до недавнего времени широко применялись при обогащении угля, но за последние годы из угольной практики они вытесняются более совершенными аппаратами. Шлюзы в основном применяются для обогащения руд редких и драгоценных металлов с низким содержанием тяжелых компонентов. Обогащение в струйных сепараторах является простым и дешевым методом обогащения, но не обеспечивает четкого разделения минералов, поэтому применяется как вспомогательный процесс. При обогащении на концентрационных столах получают богатые продукты, однако этот процесс является дорогостоящим и малопроизводительным. При обогащении руд черных металлов этот процесс имеет ограниченное применение.

Обогащение в криволинейных потоках осуществляется в шнековых и винтовых сепараторах. Шнековые сепараторы применяются в основном для обогащения антрацитов, винтовые — для обогащения различного рудного сырья, в том числе для обогащения железных руд.

Классификация тонкозернистых продуктов на классы различной крупности осуществляется в восходящих, горизонтальных или в центробежных потоках среды и применяется в схемах тонкого измельчения руд с целью выделения избыточ-

ного по крупности продукта, а также для разделения тонкозернистых полезных ископаемых на отдельные классы перед их обогащением на различных аппаратах. Классификация по крупности может осуществляться в воздушной и в водной средах. Воздушная классификация применяется в основном при обогащении неметаллических полезных ископаемых, мокрая классификация предусматривается для различных полезных ископаемых,

§ 2. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ГРАВИТАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ

Законы сопротивления среды движению зерна

Большое влияние на скорость движения зерен оказывает сопротивление среды. В пустоте все тела, независимо от их размера, формы и плотности, под действием сил земного притяжения падают с одинаковой скоростью, равной по закону Ньютона

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

где v — скорость падения зерна, м/с;
 g — ускорение свободного падения, м/с²;
 h — пройденный путь, м.

В реальной среде тела при движении помимо сил тяжести испытывают влияние сил сопротивления среды. Силы сопротивления в среде возникают вследствие обтекания тела средой. При небольших скоростях слои среды плавно раздвигаются телом и затем плавно смыкаются позади тела. Пограничные слои среды могут участвовать в движении совместно сдвигающимся телом, в то время как остальная масса среды остается неподвижной. В этом случае возникают силы вязкостного сопротивления, обусловленные преодолением сил трения между отдельными слоями среды, смещающимися относительно друг друга. Силы вязкостного сопротивления преобладают при ламинарных режимах — при небольших относительных скоростях движения и малых размерах зерен ($d < 0,12$ мм, $Re < 1$).

По Стоксу, вязкостные силы сопротивления в условиях ламинарных режимов

$$p_s = \frac{3\pi}{Re} v^2 d^2 \Delta, \text{ Н.} \quad (32)$$

Подставив в равенство (32) Re из (31), получим

$$p_s = 3\pi\mu v d, \text{ Н.} \quad (33)$$

При падении относительно крупных зерен диаметром более 2 мм скорость их движения относительно жидкости достигает значительной величины. Движение происходит в турбулентном режиме при $Re > 1000$. В этом случае плавность обтекания нарушается, струйки срываются, образуются завихрения.

В результате образования вихрей и отрыва их от поверхности зерна позади него образуется зона пониженного давления. Переддвигающимся телом вследствие инертности среды образуется зона повышенного давления. Возникновение перепада давления в среде на поверхности зерна приводит к возникновению динамического сопротивления среды движущемуся зерну. Числовое значение динамического сопротивления среды экспериментально определил Риттингер:

$$p_R = \frac{\pi}{12} v^2 d^2 \Delta, \text{ Н.} \quad (34)$$

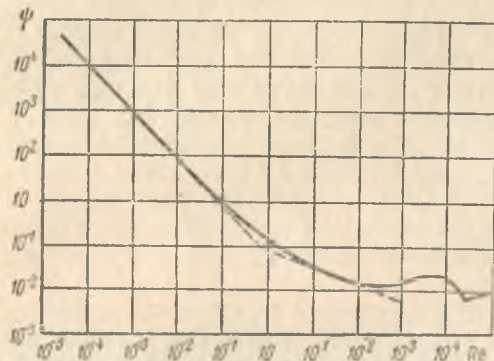
Этому закону подчиняются силы сопротивления, возникающие при движении относительно крупных зерен $d > 2$ мм с большими скоростями, когда $R > 1000$.

Для зерен промежуточной крупности ($0,12 < d < 2$ мм и $1 < Re < 1000$) Аллен предложил следующую формулу для определения сил сопротивления среды:

$$p_A = 1,25\pi \sqrt{\mu \Delta} \sqrt{v^3 d^3}, \text{ Н.} \quad (35)$$

Формулы (33), (34) и (35) применимы для зерен разной крупности, что представляет опреде-

Рис. 24. Зависимость коэффициента сопротивления Ψ от параметра Рейнольдса Re



ленные трудности. Рейлей предложил единую форму для определения сил сопротивления среды движению зерна любой крупности, которая учитывает проявление вязкостного и динамического сопротивления:

$$p = \psi v^2 d^2 \Delta, \text{ Н.} \quad (36)$$

где ψ — коэффициент сопротивления, зависящий от параметра Re .

Аналитическая зависимость $\psi = f(Re)$ отсутствует. Эта зависимость представлена в виде кривой Рейлея (рис. 24), построенной в логарифмической шкале.

Предложенные выше зависимости справедливы для зерен правильной шарообразной формы.

Законы свободного падения зерен в среде

При свободном падении единичного зерна в неограниченной спокойной среде на зерно действуют три силы:

сила тяжести

$$G = \frac{\pi d^3}{6} \delta g, \text{ Н;} \quad (37)$$

подъемная сила

$$A = \frac{\pi d^3}{6} \Delta g, \text{ Н}; \quad (38)$$

сила сопротивления p .

Принимая значение силы сопротивления по формуле (34), получим следующее уравнение движения зерна:

$$m \frac{dv}{dt} = \frac{\pi d^3}{6} \delta g - \frac{\pi d^3}{6} \Delta g - \frac{\pi}{12} v^2 d^2 \Delta, \quad (39)$$

где m — масса зерна, кг,

$$m = \frac{\pi d^3}{6} \delta; \quad (40)$$

v — скорость падения зерна, м/с;

d — диаметр зерна, м;

δ и Δ — плотность зерна и среды, кг/м³;

g — ускорение свободного падения, м/с².

Из формул (39) и (40) получим

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

В начальный момент, когда $v=0$, ускорение движению зерна будет постоянным и равно начальному ускорению

$$g_0 = (\delta - \Delta) g. \quad (41)$$

По мере того как скорость движения будет нарастать, сила сопротивления будет увеличиваться. В момент, когда сумма всех действующих сил станет равной нулю, зерно будет падать с постоянной скоростью v_0 , называемой конечной. В результате ускорение движения становится равным нулю, т. е.

$$\frac{dv}{dt} = 0.$$

Приравняв правую часть равенств (39) нулю и введя v_{0R} вместо v , получим

$$v_{0R} = \sqrt{\frac{2gd(\delta - \Delta)}{\Delta}} = 4,43 \sqrt{\frac{d(\delta - \Delta)}{\Delta}}, \text{ м/с}, \quad (42)$$

v_{0R} — конечная скорость падения зерна согласно закону Риттингера (34).

Выполнив аналогичные подстановки с учетом сил сопротивления по Аллену (35) и Стоксу (33), соответственно получим: закон Аллена

$$v_{0\Delta} = 1,2d \sqrt[3]{\frac{(\delta - \Delta)g}{\Delta\mu}}, \text{ м/с}; \quad (43)$$

закон Стокса

$$v_{0s} = 0,545d^2 \frac{\delta - \Delta}{\mu}, \text{ м/с.} \quad (44)$$

Формулы (42), (43) и (44) справедливы для определенных крупностей зерен. Закон Риттингера справедлив при турбулентных режимах движения зерен шарообразной формы размером 0,8 мм и выше. Формула Стокса применима только для зерен размером от 0,12 до 0,012 мм, падение которых происходит в ламинарных режимах и на которые преобладающее влияние оказывают вязкостные силы сопротивления. Формула Аллена применима для определения конечной скорости падения зерен крупностью от 0,1 до 1,5 мм. На скорость падения этих зерен одновременно влияют и вязкостные, и динамические силы сопротивления.

Определение конечной скорости падения частиц шарообразной формы по числу Рейнольдса (метод П. В. Лященко)

Если выразить в уравнении движения зерна в среде силы сопротивления по формуле Рейлея (36), учитывающей одновременное действие на движущуюся частицу сил вязкостного и динамического сопротивления, то после преобразований получим общее выражение для конечной скорости падения зерен

$$v_0 = \sqrt{\frac{\pi d (\delta - \Delta)}{6\psi\Delta}}, \text{ м/с.} \quad (45)$$

Формулу (45) можно использовать, если известен коэффициент сопротивления среды ψ .

Кроме того, конечную скорость падения можно выразить через параметр Рейнольдса Re . При установившемся режиме, когда скорость свободного падения зерна равна v_0 , из формулы (31) находим

$$v_0 = \frac{\mu Re}{d\Delta}, \text{ м/с.} \quad (46)$$

Так как скорость падения зерна неизвестна, значение Re можно определить косвенно, используя графическую зависимость, найденную П. В. Лященко для водной среды между безразмерными величинами $Re^2\psi$ и Re (рис. 25). В свою очередь, значение Re можно вычислить, если воспользоваться формулой Рейлея для общего сопротивления среды (36) и формулой параметра Рейнольдса (31). Используя данные выражения, соответственно получим

$$v^2 d^2 = \frac{\rho}{\psi \Delta};$$

$$v^2 d^2 = \frac{Re^2 \mu^2}{\Delta^2}.$$

Приравняв правые части полученных равенств, получим

$$\frac{p}{\psi \Delta} = \frac{Re^2 \mu^2}{\Delta^2}. \quad (47)$$

Отсюда

$$Re^2 \psi = \frac{p \Delta}{\mu^2}. \quad (48)$$

При установившемся режиме, когда скорость падения зерна $v = v_0 = \text{const}$, сила сопротивления среды уравнивает движущую силу, равную разности силы тяжести G и архимедовой силы выталкивания зерна A . Подставив в формулу (48) вместо p значение $G - A$, после преобразований получим

$$Re^2 \psi = \frac{\pi d^3 (\delta - \Delta) \Delta g}{6 \mu^2}. \quad (49)$$

Введем в формулу (49) значения постоянных параметров: плотность воды $\Delta = 1000 \text{ кг/м}^3$, вязкость воды $\mu = 0,001 \text{ Н} \cdot \text{с/м}^2$, $g = 9,81 \text{ м/с}^2$, тогда для воды

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

(50) Рис. 25. Зависимость параметра $Re^2 \psi$ от числа Рейнольдса Re

Пример. Определить конечную скорость свободного падения в воде частицы шарообразной формы диаметром $d = 0,5 \text{ мм}$, плотностью $\delta = 2700 \text{ кг/м}^3$.

По формуле (43) Аллена находим

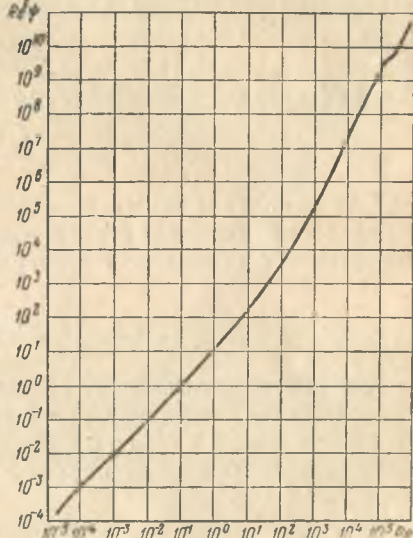
$$v_{0A} = 1,2 \cdot 0,0005 \sqrt{\frac{(2700 - 1000)^2}{1000 \cdot 0,001}} = 0,385 \text{ м/с}.$$

Зная размер и плотность зерна, по формуле (50) для воды находим

$$Re^2 \psi = 5134 \cdot 10^6 \cdot 0,0005^3 (2700 - 1000) = 1090.$$

По графику (см. рис. 25) для значения параметра $Re^2 \psi = 1090$ находим значение параметра Рейнольдса $Re = 50$. Тогда по формуле (46)

$$v_0 = \frac{0,001 \cdot 50}{0,0005 \cdot 1000} = 0,1 \text{ м/с}$$



Влияние формы зерен на конечную скорость свободного падения

В реальных условиях минеральные частицы имеют неправильную форму, отличающуюся от шарообразной. Форма частиц и шероховатость поверхности оказывают значительное влияние на величину сил сопротивления среды, а значит и на скорость движения частиц в среде.

Размер частиц неправильной формы принято характеризовать эквивалентным диаметром $d_э$, для определения которого предложено несколько способов.

Эквивалентный диаметр можно определять как среднегеометрический размер ячеек смежных сит d_i и d_{i+1} , на которых выделяется тот или иной класс,

$$d_э = \sqrt{d_i d_{i+1}}$$

или как среднеарифметический размер ячеек смежных сит

$$d_э = \frac{d_i + d_{i+1}}{2}.$$

Для гравитационных процессов более приемлемым является определение эквивалентного диаметра по диаметру шара, равновеликого с объемом V частицы неправильной формы

$$d_э = \sqrt[3]{\frac{6V}{\pi}} = 1,24 \sqrt[3]{V}. \quad (51)$$

Для оценки отклонения неправильной формы частицы от шарообразной используется так называемый геометрический коэффициент формы f , представляющий отношение поверхностей реальной частицы F и эквивалентного по объему шара $F_э$,

$$f = \frac{F}{F_э}.$$

В зависимости от значения коэффициента f частицы неправильной формы делят на четыре группы: пластинчатые ($f > 1,5$); продолговатые ($f \approx 1,5$); угловатые ($f = 1,2 \div 1,5$); округлые ($f = 1,0 \div 1,2$).

Влияние формы зерен на закономерности свободного падения показано на кривых (рис. 26), полученных в результате замера конечных скоростей падения в воде зерен различной формы. Выведенные ранее закономерности свободного падения зерен шарообразной формы сохраняются и для зерен неправильной формы, если в расчетные формулы (42), (43) и (44) ввести соответствующие поправочные коэффициенты, полученные экспериментально.

Конечную скорость свободного падения частиц неправильной формы можно определять с использованием формулы (50) с

помощью критерия Рейнольдса, если известны эквивалентный диаметр частицы d_a и коэффициент формы. В данном случае для d_a вычисляется параметр $Re^2\psi$ и затем по экспериментальным кривым (см. рис. 26) находится соответствующее значение Re с учетом формы частицы.

Пример. Определить конечную скорость свободного падения в воде зерен угловатой формы, имеющих эквивалентный диаметр $d_s = 2$ мм и плотность $\delta = 3200$ кг/м³.

$$Re^2\psi = 5134 \cdot 10^6 \cdot 0,002^3 (3200 - 1000) = 90\,000.$$

По кривой 3 (см. рис 26) находим

$$Re = 500.$$

Тогда

$$v_0 = \frac{0,001 \cdot 500}{0,002 \cdot 1000} = 0,25 \text{ м/с.}$$

Время достижения конечной скорости свободного падения частиц

Время t_0 , за которое скорость осаждения частиц в спокойной среде достигает максимума и становится постоянной, очень мало и может быть вычислено с достаточной точностью по формуле Лященко

$$t_0 = \frac{2,5v_0}{g_0}, \text{ с,} \quad (52)$$

где g_0 — ускорение свободного падения в начальный момент движения, когда $v = 0$ и силы сопротивления $p = 0$.

Для данных условий уравнение движения зерна (39) принимает вид

$$m \frac{dv}{dt} = G - A.$$

Введя вместо m , G и A соответствующие числовые значения, после некоторых преобразований получим

$$\frac{dv}{dt} = g_0 = \frac{\delta - \Delta}{\delta} g, \text{ м/с}^2. \quad (53)$$

Пример. Определить время достижения конечной скорости свободного падения частиц кварца округлой формы размером $d_s = 2$ мм, $\delta = 2700$ кг/м³.

Определяем $Re^2\psi = 5134 \cdot 10^6 \cdot 0,002^3 (2700 - 1000) = 70\,000$.

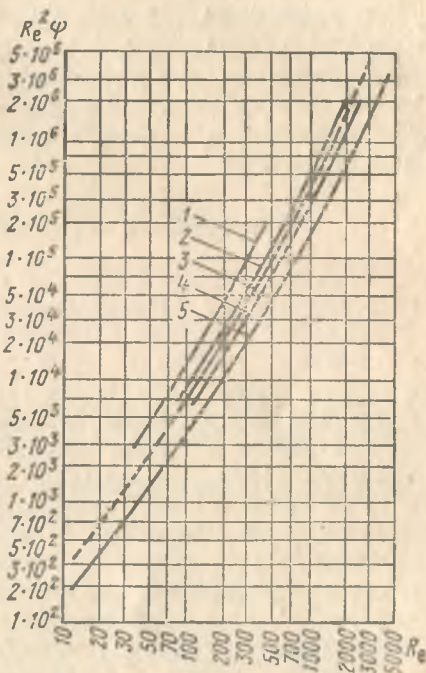


Рис. 26. Зависимость между параметрами $Re^2\psi$ и Re для зерен различной формы:

1 — пластинчатых; 2 — продолговатых; 3 — угловатых; 4 — округлых; 5 — шарообразных

По кривой 1 (см. рис. 26) находим $Re = 400$. Тогда

$$v_0 = \frac{0,001 \cdot 400}{0,002 \cdot 1000} = 0,2 \text{ м/с}$$

По формуле (53) имеем

$$g_0 = \frac{2700 - 1000}{2700} \cdot 9,81 = 6,18 \text{ м/с}^2.$$

Тогда

$$t_0 = \frac{2,5 \cdot 0,2}{6,18} = 0,8 \text{ с.}$$

В связи с малым временем достижения максимального значения скорости свободного падения v_0 во многих промышленных аппаратах, в которых процесс осуществляется в условиях свободного падения, разделение частиц происходит на основании различий в конечных скоростях свободного падения фазделяемых зерен.

Закономерности стесненного падения зерен в среде

Гравитационные процессы, протекающие в условиях свободного падения, на современных предприятиях встречаются редко. В реальных условиях разделение зерен происходит в условиях стесненного движения зерен при содержании твердых частиц в пульпе более 15%. В плотных пульпах частицы двигаются более или менее сплоченной массой, причем на движение каждого отдельного зерна одновременно оказывают влияние и смежные зерна, непрерывно сталкивающиеся друг с другом, и сама среда. В итоге скорость стесненного падения зерен по сравнению со скоростью свободного падения их существенно снижается. Так, экспериментально было установлено, что скорость измельченного кварцевого продукта в стесненных условиях в 2,76 раза меньше, чем при свободном падении, а зерна галенита в стесненных условиях падают в 3,47 раза медленнее.

Большой вклад в разработку теории стесненного падения внес П. В. Лященко. До него данной проблемой занимались Р. Ричардс, Финкей, Ханкок и др.

На основании экспериментальных данных Ричардс предположил, что движение зерен в стесненных условиях аналогично движению отдельных частиц в среде с повышенной плотностью. Он предложил вычислять конечную скорость стесненного падения по формуле

$$v_{0\tau} = K \sqrt{d(\delta - \sigma)}. \quad (54)$$

Данная формула аналогична закону Риттингера (42), но вместо плотности среды Δ принята средняя плотность σ , имеющая значение, среднее между плотностью среды и плотностью частицы. При использовании формулы Ричардса (54) в зависи-

мости от крупности материала расчетные скорости по сравнению с фактическими получались завышенными в 1,8—3 раза. Однако гипотеза Ричардса оказала большое влияние на дальнейшее развитие теории стесненного падения тел в жидкой среде.

Финкей изучал закономерности стесненного падения на примере движения частиц в узких вертикальных трубках. Причем скорость воды в кольцевом пространстве, при которой происходит взвешивание частицы в узкой трубе, Финкей приравнял скорости свободного падения той же частицы в неограниченном пространстве, а среднюю скорость воды в свободном сечении узкой трубы принял за скорость стесненного падения, т. е.

$$v_{ст} = \frac{v_0}{k} = \rho v_0, \quad (55)$$

где k — коэффициент снижения скорости,

$$k = \frac{F}{F-f}; \quad (56)$$

f — площадь экваториального сечения зерна;

F — площадь живого сечения трубы;

$F-f$ — площадь живого сечения кольцевого пространства трубы;

ρ — величина, обратная коэффициенту k , названа коэффициентом сужения площадей, или коэффициентом пористости среды.

Скорость стесненного падения зерен в воде, полученная по формуле Финкея, завышена примерно в 1,5 раза по сравнению с фактической.

Ханкок предложил следующее выражение для определения скорости стесненного падения зерен:

$$v_{ст} = v_0 \Theta^2, \text{ м/с}, \quad (57)$$

где Θ — коэффициент разрыхления зерен, равный отношению объема свободного пространства между зернами к полному объему, занимаемому разрыхленной смесью. По формуле Ханкока расчетные величины получаются весьма близкими к фактическим для зерен размером от 0,1 до 12,5 мм.

Лященко установил, что

$$v_{ст} = v_0 \sqrt{\Theta^n}. \quad (58)$$

Величина Θ^n называется коэффициентом снижения скорости. Показатель степени n зависит от размера, плотности и формы частиц. Для мелких частиц $n=6$. Тогда, по Лященко,

$$v_{ст} = v_0 \Theta^3, \text{ м/с}. \quad (59)$$

Формула Лященко пригодна для определения скорости стесненного падения зерен крупностью менее 0,3 мм при классификации тонкозернистого материала. Для более крупного материала расчетные результаты завышаются в 1,5—2 раза.

Равнопадаемость зерен и коэффициент равнопадаемости

Равнопадающими называются такие минеральные зерна, которые при различных плотностях и размерах обладают одинаковой конечной скоростью падения.

Пусть зерна двух разных минералов плотностью δ_1 и δ_2 размером соответственно d_1 и d_2 имеют конечную скорость падения в воде v_{0_1} и v_{0_2} . Если они равнопадающие, то

$$v_{0_1} = v_{0_2}.$$

Выразив конечную скорость падения зерен из формулы Риттингера для зерен любой формы и заменив числовое значение постоянного коэффициента в формуле (42) коэффициентом K_R , получим

$$K_{R_1} \sqrt{\frac{d_1 (\delta_1 - \Delta)}{\Delta}} = K_{R_2} \sqrt{\frac{d_2 (\delta_2 - \Delta)}{\Delta}}. \quad (60)$$

Отношение диаметров зерен легкого минерала и более тяжелого, падающих с одинаковой скоростью, называется коэффициентом равнопадаемости e .

Из равенства (60) найдем значение коэффициента равнопадаемости e_R для зерен, подчиняющихся закону Риттингера:

$$e_R = \frac{d_1}{d_2} = \frac{K_{R_2}^2 (\delta_2 - \Delta)}{K_{R_1}^2 (\delta_1 - \Delta)}. \quad (61)$$

Если зерна имеют примерно одинаковую форму и не отличаются резко шероховатостью поверхности, то $K_{R_1} = K_{R_2}$, тогда

$$e_R = \frac{d_1}{d_2} = \frac{\delta_2 - \Delta}{\delta_1 - \Delta}. \quad (62)$$

Коэффициент равнопадаемости по формуле Риттингера обратно пропорционален плотностям зерен, уменьшенным на величину плотности среды.

Используя по аналогии формулы Аллена и Стокса, получим:

$$e_s = \frac{d_1}{d_2} = \sqrt{\frac{\delta_2 - \Delta}{\delta_1 - \Delta}}; \quad (63)$$

$$e_A = \frac{d_1}{d_2} = \sqrt[3]{\frac{(\delta_2 - \Delta)^2}{(\delta_1 - \Delta)^2}}, \quad (64)$$

где e_A , e_s — коэффициенты равнопадаемости зерен, подчиняющихся закону свободного падения соответственно Аллена и Стокса.

П. В. Ляшенко вывел коэффициент равнопадаемости, пользуясь общим выражением для скорости свободного падения (45). Тогда для зерен любого размера

$$e = \frac{d_1}{d_2} = \frac{\psi_1 (\delta_2 - \Delta)}{\psi_2 (\delta_1 - \Delta)}. \quad (65)$$

Коэффициент равнопадаемости стесненного падения в 1,5—2 раза больше того же коэффициента свободного падения. Это объясняется тем, что в стесненных условиях изменяется соотношение между скоростями падения легких и тяжелых зерен.

Равнопадаемость оказывает серьезное влияние на гравитационные процессы разделения зерен. В материале, поступающем на разделение с использованием различия скоростей падения разделяемых зерен, не должны присутствовать равнопадающие зерна. Для того, чтобы гравитационный процесс протекал эффективно, необходимо предварительно поступающий в процесс материал подвергнуть классификации по крупности. Шкала классификации не должна превышать коэффициент равнопадаемости, характеризующий данный процесс.

§ 3. КЛАССИФИКАЦИЯ ТОНКОЗЕРНИСТЫХ ПРОДУКТОВ

Классификацией называется процесс разделения смеси минеральных зерен в среде на классы различной крупности на основе различий скоростей падения зерен различного размера. В зависимости от характера среды различают воздушную и мокрую классификацию. В результате классификации получают два продукта и более. В случае мокрой классификации продукты, представленные тонкими зернами, крупность которых не превышает размер, по которому происходит разделение, называются сливом. Крупные продукты, размер зерен которых превышает размер граничного зерна, называются песками. Размер зерна, по которому происходит разделение материала по крупности, называется граничным.

Для оценки результатов классификации производится ситовый анализ продуктов классификации с помощью набора стандартных сит. Затем вычисляется извлечение каждого элементарного класса в слив и пески, и на графике строятся две кривые: кривая извлечения элементарных классов в слив $e_{сл}$ и кривая извлечения этих же классов в пески $e_{п}$ (рис. 27). По точке пересечения данных кривых определяется условное граничное зерно, по которому произошло разделение.

Под условным граничным зерном d_p понимается размер зерен, которые распределились в слив и в пески поровну.

Классификации подвергается материал крупностью не более 6—8 мм. Обычно максимальная крупность классифицируемого материала не превышает 3—4 мм.

Классификация может быть самостоятельным, подготовительным или вспомогательным процессом. Как самостоятельный

процесс классификация применяется, например, при обогащении глинистых руд с целью отделения тонкозернистых частиц от более грубозернистых песчаных примесей. В данном случае получаемые при классификации продукты являются конечными и предназначаются для самостоятельного использования. В качестве вспомогательной операции классификация применяется при тонком измельчении полезных ископаемых с целью извлечения из измельченного продукта готового по крупности тонкого материала. Получаемые при классификации пески возвращаются на доизмельчение. Подготовительная классификация

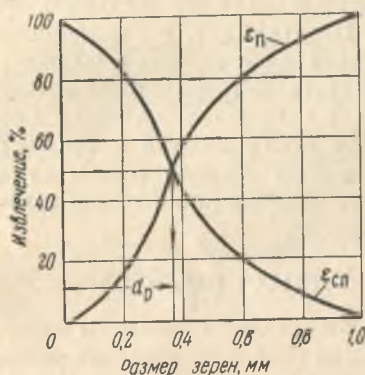


Рис. 27. Графическое определение условного размера граничного зерна при разделении по крупности

предусматривается для предварительного разделения полезного ископаемого по крупности на два или несколько классов, каждый из которых в дальнейшем подвергается самостоятельному обогащению (например, предварительное разделение руды на отдельные узкие классы с учетом равнопадаемости).

Классификация осуществляется в аппаратах, принцип действия которых может быть основан на законах движения зерен в свободных либо в стесненных условиях падения.

В зависимости от конструкции классификатора процесс классификации может осуществляться в горизонтальном или в восходящем потоке среды под действием гравитационных сил и сил сопротивления среды. Классификация может осуществляться в центробежных классификаторах. В данном случае на классифицируемые частицы дополнительно оказывают действие центробежные силы инерции.

По способу разгрузки крупнозернистого материала (песков) классификаторы для мокрой классификации делятся на механические (реечные, чашевые, спиральные, элеваторные и др.) и собственно гидравлические (конические, многокамерные, гидроциклоны и др.) с разгрузкой песков самотеком.

При классификации в восходящем потоке в слив уходят тонкие частицы, конечная скорость падения которых в спокойной среде превышает скорость восходящего потока, т. е.

$$u_{\text{в}} = v_{0i},$$

где $u_{\text{в}}$ — скорость восходящего водного потока, м/с;
 v_{0i} — конечная скорость падения граничного зерна в спокойной среде, м/с.

Для получения нескольких классов их выделение осуществляется последовательно при различных скоростях восходящих потоков. Отношение между величинами скоростей восходящих потоков, при которых происходит выделение классов, называется коэффициентом шкалы гравитационной классификации S :

$$S = \frac{u_{B(i+1)}}{u_{B_i}} = \frac{v_{0(i+1)}}{v_{0_i}}, \quad (66)$$

где u_{B_i} и $u_{B_{i+1}}$ — скорости восходящих потоков, при которых выделяют смежные классы, м/с;

v_{0_i} и $v_{0(i+1)}$ — конечные скорости падения граничных зерен, по которым происходит выделение двух смежных классов.

При классификации в горизонтальном потоке каждая частица перемещается в горизонтальном направлении со скоростью горизонтального потока среды и одновременно перемещается по вертикали с конечной скоростью падения v_0 под действием сил тяжести в среде. Для того чтобы тонкая частица не попала в слив, необходимо, чтобы за время движения вдоль ванны классификатора длиной L частица успела погрузиться на глубину сливающегося потока h , т. е.

$$\frac{L}{u_L} = \frac{h}{v_0}, \text{ отсюда } v_0 = \frac{hu_L}{L}, \text{ но } u_L = \frac{V}{Lb},$$

тогда

$$v_0 = \frac{V}{hb}, \text{ м/с}, \quad (67)$$

где L и b — соответственно длина и ширина ванны классификатора, м;

u_L — скорость горизонтального потока, м/с;

h — глубина потока, м;

V — объем пульпы, уходящей в слив классификатора, м³/с.

При классификации в горизонтальном потоке крупность частиц, выносимых в слив, не зависит от глубины потока или отстойника, а определяется объемом слива и площадью зеркала отстойника.

Чем больше объем уходящего слива и чем меньше площадь зеркала классификатора, тем больше конечная скорость падения частиц, уходящих со сливом, т. е. тем более грубый получим слив.

Спиральные классификаторы получили широкое распространение на обогатительных фабриках для классификации руды при ее измельчении. Спиральный классификатор (рис. 28) состоит из корпуса 1, рамы 2, спирали 3, подъемного механизма

и привода. Корпус классификатора имеет полуцилиндрическую форму. Устанавливается классификатор под углом к горизонту. В корпусе на продольном наклонном валу вращается спираль, предназначенная для подъема песков по наклонному днищу. Нижняя часть корпуса классификатора представляет осадительную камеру, заполненную пульпой до уровня сливного порога. В зависимости от характера перерабатываемого материала

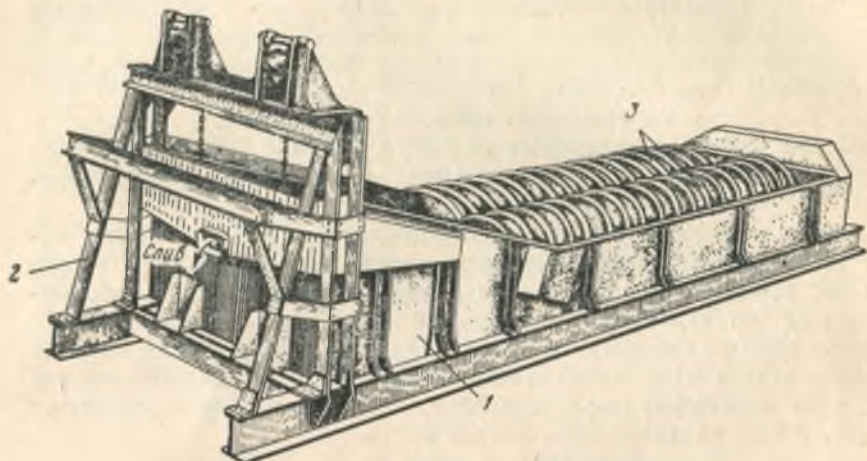


Рис. 28. Спиральный классификатор

и назначения классификатора применяют спиральные классификаторы с низким и с высоким порогом. В классификаторах с низким порогом (рис. 29, а) нижний подшипник вала спирали находится выше зеркала пульпы, спираль только самой нижней частью погружена в пульпу. Классификатор данного типа характеризуется небольшой площадью зеркала пульпы, имеет очень низкую производительность по сливу и применяется в основном для отмывки строительных песков и гравия от глинистого материала. Классификаторы с низким порогом известны под названием пескомоек и гравиемоек.

В классификаторах с высоким порогом подшипник вала спирали находится ниже уровня пульпы и предохраняется специальным сальником. Различают спиральные классификаторы с высоким порогом с непогруженной спиралью (рис. 29, б) и с погруженной спиралью (рис. 29, в). Отличие заключается в том, что в первом случае верхняя часть всех витков спирали выходит из зеркала пульпы, а во втором — часть витков спирали полностью погружена в пульпу. Классификаторы с непогруженной спиралью применяются для выделения более грубого слива. И те и другие выпускаются в двух конструктивных исполнениях: одно- и двухспиральные. Спиральные классификаторы по сравнению с речными имеют ряд достоинств: более простая конст-

рукция приводного механизма; возможность остановки, а затем пуска спирального классификатора под нагрузкой; днище классификатора может иметь большой угол наклона, что позволяет осуществить самотечный транспорт песков в мельницы большого размера; в зоне классификации происходит менее интенсивное перемешивание пульпы, благодаря чему разделение по крупности происходит более четко. В последние годы спиральные классификаторы практически полностью вытеснили речечные.

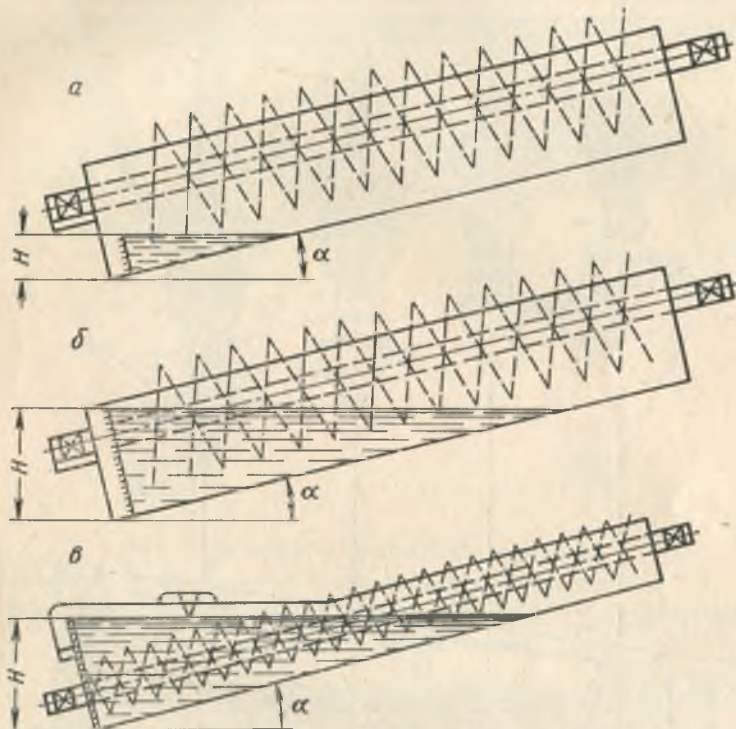


Рис. 29. Схемы спиральных классификаторов

Гидравлические классификаторы

На рис. 30 показан четырехсекционный классификатор стесненного падения, применяемый для предварительной классификации руды перед обогащением на концентрационных столах. Классификатор состоит из четырех секций, смонтированных в общем корпусе. Верхняя часть корпуса классификатора в плане имеет вид трапеции с меньшим основанием со стороны загрузки и с большим — у сливного порога. Нижняя часть корпуса состоит из четырех пирамидальных отсеков, к каждому из которых внизу примыкает классификационное устройство, где и

создаются стесненные условия осаждения зерен. Классифицирующее устройство включает лопастную мешалку, вращающуюся

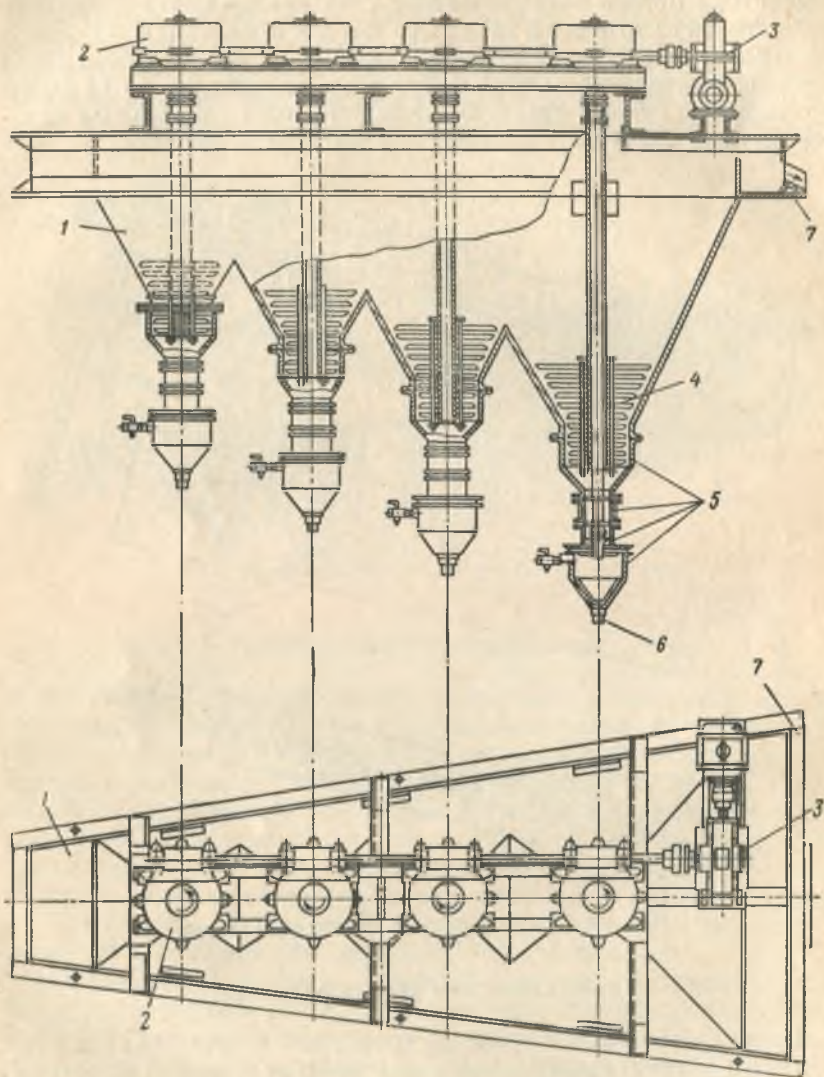


Рис. 30. Четырехсекционный гидравлический классификатор стесненного падения:

1 — корпус; 2 — редуктор; 3 — привод; 4 — мешалки; 5 — цилиндрические камеры; 6 — клапаны; 7 — сливной порог

ся на вертикальном полом валу, цилиндрическую камеру, в которую по касательной подводится дополнительная вода, и коническую насадку с клапаном для выгрузки осевшего материала.

Исходная пульпа подается в узкий конец ванны классификатора и образует горизонтальный поток, сливающийся через порог с широкой стороны ванны. В верхней части ванны происходит классификация материала по крупности в горизонтальном водном потоке, скорость которого уменьшается по мере увеличения ширины ванны от загрузочного торца к разгрузочному. В соответствии со снижением скорости горизонтального потока размер осаждаемых зерен уменьшается. Осаждающийся

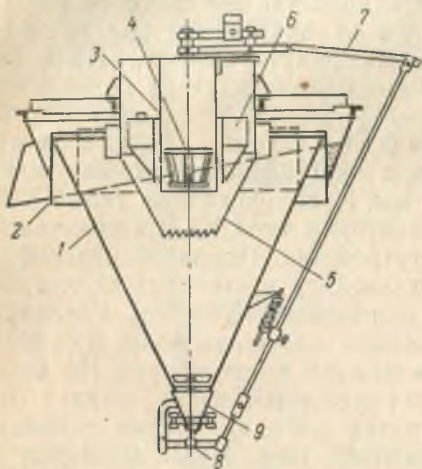


Рис. 31 Конический песковый классификатор

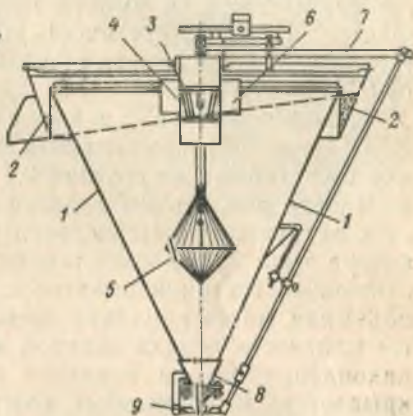


Рис. 32. Конический шламовый классификатор:

1 — корпус; 2 — кольцевой желоб для слива; 3 — струерассекатель; 4 — загрузочный цилиндр; 5 — поплавок; 6 — направляющее кольцо; 7 — система рычагов; 8 — конусная головка; 9 — шариковый клапан

материал поступает в пирамидальные камеры, где непрерывно разрыхляется вращающимися мешалками и подвергается воздействию восходящих водных потоков, создаваемых дополнительно подаваемой водой. Получаемые в каждом отсеке отмытые песковые фракции порциями равномерно выгружаются через конические насадки, а тонкие зерна уходят в слив.

Четырехсекционный классификатор высотой 2 м и площадью зеркала 3 м² имеет производительность до 25 т/ч.

Конические классификаторы песковые (ККП) предусмотрены для классификации мелкозернистого материала крупностью не более 2 мм.

Классификатор типа ККП (рис. 31) состоит из корпуса 1 с кольцевым сливным желобом 2. Исходное питание подается через загрузочный цилиндр 3 со струерассекателем 4. Зернистый материал под действием сил тяжести осаждается в нижней конической части классификатора, а тонкие частицы выносятся восходящими потоками в верхнюю часть конуса и уходят в

сливной желоб 2. При достижении осевшим материалом нижней кромки внутреннего конуса 5 свободный выход из загрузочного устройства прекращается, уровень пульпы в конусе повышается, поплавков 6 перемещается вверх. Движение поплавка системой рычагов 7 передается шариковому клапану 8 в нижней части конуса 9, и происходит выгрузка осевшего продукта. Как только уровень осевших песков в конусе снизится и возобновится свободное поступление пульпы через нижнее отверстие внутреннего конуса, шариковый клапан той же системой рычагов закрывается, и выпуск песков из классификатора прекращается. Производительность классификаторов типа ККП по твердому в зависимости от размера классификатора колеблется от 5 до 22 т/ч.

Конические классификаторы шламовые ККШ (рис. 32) применяются для классификации тонких шламов с частицами не крупнее 0,7 мм. Классификаторы типа ККШ во многом аналогичны классификаторам типа ККП и отличаются конструкцией поплавкового устройства. Поплавков классификатора типа ККШ представляет двойной пустотелый конус, соединенный системой рычагов с шариковым клапаном. Удельная объемная масса поплавка превышает плотность воды, но меньше плотности осадка шламов в нижней части конуса. По мере накопления осадка поплавков перемещается вверх, клапан открывается, и происходит разгрузка избытка осадка шламов. Производительность классификаторов типа ККШ примерно в 2 раза меньше производительности классификаторов типа ККП.

Гидроциклоны получили широкое распространение при классификации тонкодисперсных продуктов различных полезных ископаемых. Схематическое устройство гидроциклона показано на рис. 33. Исходная пульпа подается под давлением через тангенциально установленный питающий патрубок 1 к цилиндрической части гидроциклона 2. Пульпа внутри гидроциклона приобретает вращательное движение. Крупные минеральные частицы, обладающие большой массой, под действием центробежных сил перемещаются к внутренним стенкам гидроциклона и под действием сил тяжести скользят вниз, разгружаясь через песковый патрубок 3 вместе с некоторым количеством воды. Остальное количество воды удаляется через осевой верхний патрубок 4, погруженный в цилиндрическую часть гидроциклона. Режим работы гидроциклона регулируется изменением размера отверстия для разгрузки песков с помощью сменных песковых насадок. Чем меньше диаметр пескового отверстия, тем выше плотность песков и тем более крупный слив разгружается через верхний патрубок.

Гидроциклоны изготавливаются с диаметром цилиндрической части от 50 до 1200 мм. Они имеют следующие преимущества по сравнению с механическими классификаторами: просты по конструкции, во много раз дешевле, не требуют больших

производственных площадей, удобны в эксплуатации. Гидроциклоны успешно заменяют механические классификаторы в замкнутых циклах при измельчении руд в шаровых мельницах.

Недостатком является повышенный износ корпуса гидроциклона и насоса, создающего необходимый напор, и повышенный

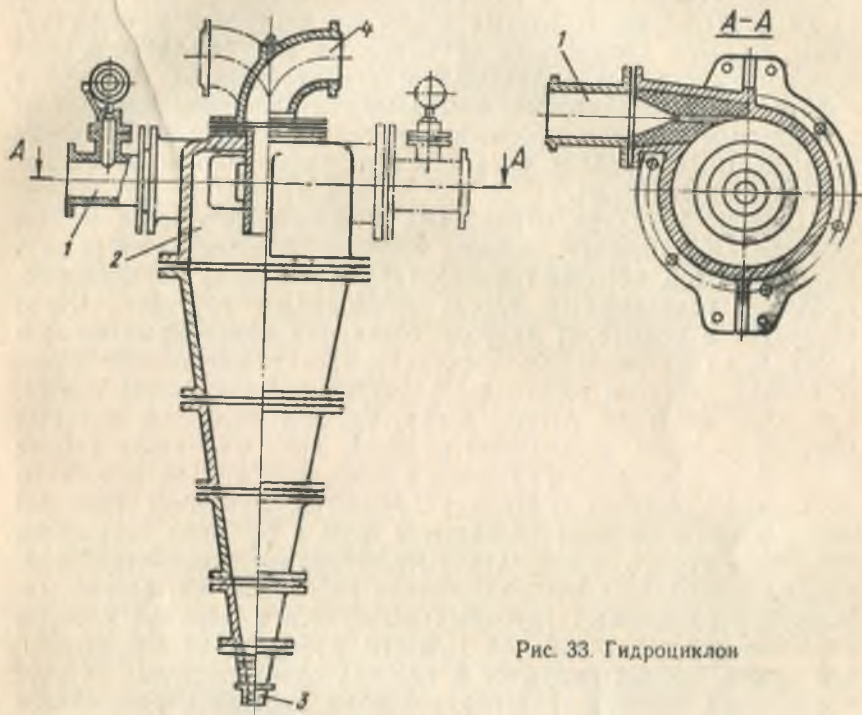


Рис. 33. Гидроциклон

расход электроэнергии. Для увеличения срока службы изнашивающихся деталей гидроциклоны футеруют каменным литием, насосы изготавливают из специальных сортов металла или гуммируют.

ОТСАДКА

Отсадкой называется процесс разделения сыпучей смеси зерен различных минералов, отличающихся плотностью, в пульсирующем или в восходяще-нисходящем потоке. В соответствии с характером разделительной среды отсадка называется гидравлической (мокрой) или пневматической (воздушной) и осуществляется в машинах, называемых отсадочными.

В гидравлических отсадочных машинах создаются восходяще-нисходящие потоки воды путем движения поршня, диафрагмы или с помощью сжатого воздуха. В пневматических отсадочных

машинах создается пульсирующий воздушный поток за счет установки специальных пульсаторов в подводящем воздуховоде.

Обогащение отсадкой занимает одно из ведущих мест в технологии обогащения различных полезных ископаемых. Отсадка с успехом может применяться для рудных и нерудных полезных ископаемых, в которых полезные минералы отличаются от сопутствующих пустых пород по плотности и представлены зернами крупностью не менее 0,5 мм. Отсадкой обогащаются выветрелые железные и марганцевые руды, россыпные золотоносные, платиновые, алмазные, титано-циркониевые пески. Данным методом обогащаются также некоторые коренные руды цветных и редких металлов и особенно широко — ископаемые угли и антрацит.

Принцип действия отсадочных машин заключается в следующем. Обогащаемое полезное ископаемое подается на решето вместе с водой, которая транспортирует его вдоль машины, распределяя равномерным слоем, называемым постелью. Через отверстия в решетке от привода создаются переменные по скорости и по направлению восходяще-нисходящие потоки воды. В период действия восходящего потока постель разрыхляется, при этом наиболее легкие зерна, скорость падения которых меньше скорости восходящих потоков, движутся вверх вместе с водой, а тяжелые зерна лишь взвешиваются. Под действием нисходящих потоков постель уплотняется, при этом тяжелые зерна водным потоком увлекаются вниз с большей скоростью, чем более легкие. В результате многократных воздействий восходяще-нисходящих потоков постель расслаивается: легкие минералы восходящими потоками выносятся в верхние слои, а тяжелые под действием сил тяжести, преодолевая сопротивление среды, концентрируются в нижних слоях постели. За счет продольных потоков транспортной воды постель перемещается вдоль машины к разгрузочному концу решета, где происходит полойная разгрузка продуктов обогащения.

При отсадке тонкозернистых продуктов разгрузка тяжелых по плотности фракций производится через слой искусственной постели, состоящей из более крупных зерен.

Такова общая качественная характеристика механизма обогащения в отсадочных машинах.

Несмотря на широкое промышленное применение отсадки для обогащения различных полезных ископаемых до настоящего времени этот процесс не имеет общепризнанной теоретической интерпретации. Теоретические представления о механизме разделения полезных ископаемых в отсадочных машинах на слои минеральных зерен различной плотности носят характер гипотез, основанных на различных физических предположениях.

Детерминистская гипотеза основана на функциональной зависимости скорости падения отдельного зерна в стесненных условиях от его размера, формы, плотности и т. д. и не

учитывает статистические вероятностные явления, имеющие место при движении множества зерен, образующих слой постели.

Массово-статистические гипотезы истолковывают процесс расслоения постели на основе положений теории вероятности и статистической физики. Предложены три вероятностно-статистические модели процесса отсадки.

Суспензионная гипотеза уподобляет разделение зерен в отсадочной машине расслоению по плотности в минеральной суспензии, причем последнюю образуют зерна обогащаемого материала и зерна искусственной постели, взвешенные в восходящих потоках среды.

Энергетическая гипотеза рассматривает постель как замкнутую механическую систему, находящуюся в неустойчивом равновесии в поле силы тяжести. При разрыхлении такой системы положение минеральных зерен различной плотности, обладающих разным запасом потенциальной энергии, упорядочивается, постель расслаивается по плотности, запас потенциальной энергии системы уменьшается и она переходит в кинетическую. Потенциальная энергия системы вместе с энергией, подводимой извне, расходуется на преодоление сил сопротивления среды при перемещении зерен в равновесные слои.

По вероятностно-статистической модели отсадка представляется массовым процессом с вероятностным характером перемещения частиц различной крупности и плотности как в вертикальном, так и горизонтальном направлениях к местам их разгрузки из машины.

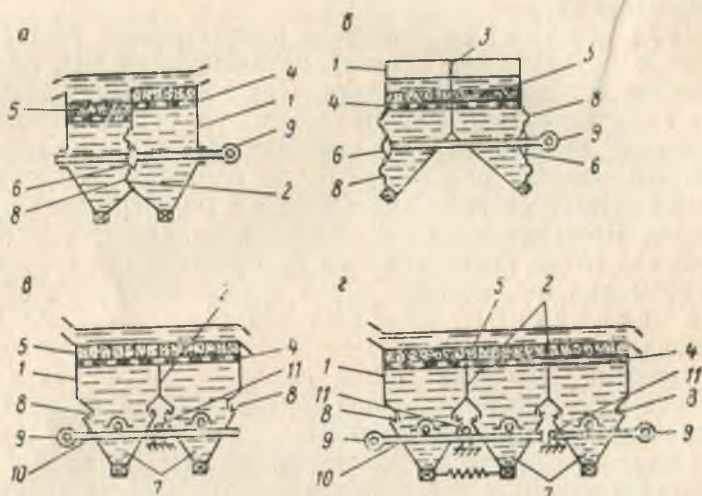
Ни одна из существующих гипотез не дает надежного математического аппарата для расчетов технологических параметров отсадочных машин при их конструировании и эксплуатации, а также для прогнозирования результатов обогащения.

По конструкции отсадочные машины отличаются большим разнообразием. Известно около 90 разновидностей конструкций отсадочных машин. Для отсадки руд в водной среде отечественными заводами в настоящее время изготавливаются машины с воздушным и с диафрагмовым приводами, машины с подвижным конусом, являющиеся одной из модификаций диафрагмовых машин.

Диафрагмовые отсадочные машины

Из диафрагмовых машин наиболее распространенными в практике обогащения руд являются машины с расположением диафрагмы в стенке между двумя последовательными ступенями (рис. 34, а), с диафрагмами в боковых (рис. 34, б) или в торцовых стенках камер. Машины с подвижным конусом изготавливаются двухступенчатыми (рис. 34, в) и трехступенчатыми (рис. 34, г). Диафрагмовые машины имеют ряд общих конструктивных элементов. Корпус 1 машины поперечными пере-

городками 2 делится на 2—3 последовательно работающие ступени. Некоторые машины делятся продольными перегородками 3 на параллельно работающие секции. На отсадочное решето 4 укладывается ячеистая решетка 5 для искусственной постели. Диафрагмы 6 и подвижные конусы 7 сочленяются с корпусом посредством эластичных манжет 8. Привод диафрагмовых машин осуществляется от эксцентрикового вала 9, в машинах с подвижным конусом привод дополнительно включает качающиеся рамы 10, сочлененные с неподвижным корпусом шарнирами 11.



а. Схематическое устройство диафрагмовых отсадочных машин и машин с подвижным конусом

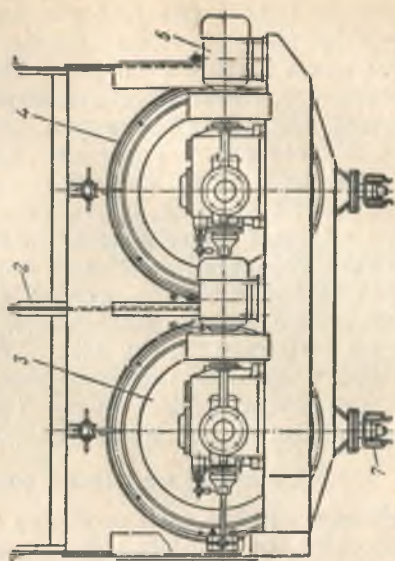
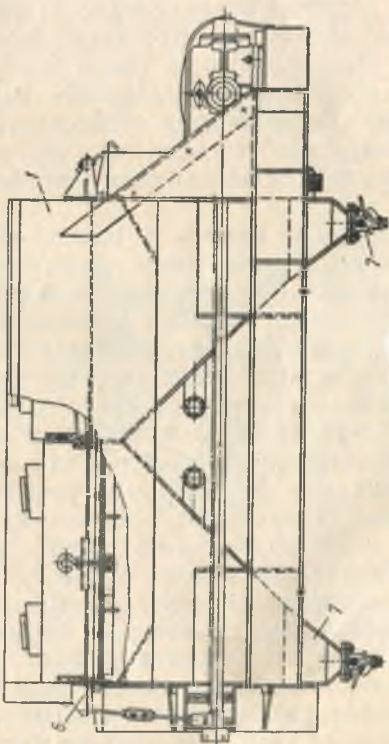
Диафрагмовые машины характеризуются небольшими размерами. Они компактны, что обеспечивает удобство их применения в различных условиях. С технологической точки зрения положительной особенностью диафрагмовых машин является простота регулировки и жесткость режима пульсации, зависящего от хода диафрагмы. В отечественной практике получили распространение диафрагмовые машины МОД-4, МОД-2П, НИМ-5, 2-ОВМ-1, а также машины с подвижным конусом МОД-1, МОД-2 и МОД-3.

Отсадочная машина МОД-4 (рис. 35) предназначена для обогащения руд крупностью до 30 мм. Она состоит из двух двухступенчатых машин, разделенных продольной перегородкой. В каждой из четырех камер в торцовых стенках корпуса установлены диафрагмы. Приводной вал имеет двойной эксцентриситет для регулирования амплитуды качания диафрагмы. Отсадочные решета имеют отверстия размером 3×22 мм. Решета устанавливаются с небольшим уклоном в сторону дви-

жения обогащаемого материала. Имеется искусственная постель, которая выполняет двойную роль: создает дополнительное гидравлическое сопротивление и препятствует просасыванию легких по плотности зерен под решето; мелкие тяжелые по плотности зерна увлекаются нисходящими потоками через промежутки между зернами искусственной постели и разгружаются через отверстия в решете в нижнюю пирамидальную часть машины, затем периодически удаляются через выпускные отверстия. Легкие зерна разгружаются непрерывно в конце отсадочной машины через сливной порог.

Отсадочная машина МОД-2П разработана на базе машины МОД-4 и отличается от последней числом камер (2) и наличием гидроэлеватора для непрерывной разгрузки тяжелого продукта. Режим отсадки в машине МОД-2П характеризуется более высоким числом пульсаций, большей толщиной постели и большей скоростью восходящих потоков воды. Все это позволяет увеличить удельную производительность машины МОД-2П примерно в 2 раза по сравнению с машиной МОД-4.

Отсадочная машина 2-ОВМ-1 (см. рис. 34, а) — двухступенчатая, высокочастотная, с вертикальной диафрагмой в перегородке между ступенями.



4. Диафрагмовая отсадочная машина МОД-4:

1 — корпус; 2 — продольная перегородка; 3 — соединительные манжеты; 4 — заслончатое соединительное манжеты; 5 — электродвигатель; 6 — отсадочное решето; 7 — разгрузочные устройства для тяжелых продуктов

Машина предназначена для обогащения мелкозернистых классов руд крупностью от 0,1 до 3 мм.

Отсадочная машина МОД-3 в продольном направлении разделена на три камеры — ступени. Машины предназначены для обогащения руд крупностью до 15 мм и работают с искусственной постелью. Конусы первой и второй ступеней (см. рис. 34, *г*) крепятся на общей раме, при качании которой перемещаются поочередно вверх и вниз, создавая в корпусе машины восходяще-нисходящие потоки. Конус третьей ступени имеет самостоятельный привод. Достоинством машины является создание в зоне отсадки более равномерных расходов воды по всей площади отсадочного решета в каждой камере.

Отсадочные машины МОД-1 и МОД-2 в отличие от МОД-3 являются двухступенчатыми с одним общим приводом для конусов обеих камер (см. рис. 34, *в*), в остальном машины аналогичны машине МОД-3.

Отсадочные машины с воздушным приводом

Машины данного типа особенно широко применяются в практике обогащения твердых горючих ископаемых, где они известны под названием беспоршневые отсадочные машины. В последнее время машины с воздушным приводом находят применение и для обогащения руд. Конструктивно машины с воздушным приводом характеризуются очень большим разнообразием, differing расположением воздушных камер, размером и конструктивными особенностями отсадочного отделения машины, способом разгрузки тяжелых продуктов и выдачей их из машины, конструкцией золотниковых устройств для подачи сжатого воздуха и т. д.

Воздушные камеры в ранних конструкциях отсадочных машин располагались сбоку параллельно отсадочному отделению. Недостатком бокового расположения воздушных камер является трудность создания равномерных водных потоков в отсадочном отделении при ширине решета более 2 м. Для устранения этого недостатка были созданы машины с двусторонним расположением воздушных камер, сдвоенные машины с центральным и с верхним расположением воздушных камер и машины с подрешетными воздушными камерами (рис. 36).

Машины с подрешетным расположением воздушных камер получили широкое распространение в СССР, Японии, Чехословакии и Нидерландах. В нашей стране машины данного типа созданы для обогащения угля и руд.

Конструкция воздушных пульсаторов отсадочных машин непрерывно совершенствуется. От конструкции воздушного пульсатора зависит характер режима, создаваемого в отсадочном отделении. Наиболее ранними являются вертикальные пульсаторы с возвратно-поступательным движением золотника. Недостатками пульсаторов данного типа являются недостаточный

расход воздуха и низкая надежность, особенно при повышенных частотах пульсаций.

В современных отсадочных машинах с воздушным приводом применяются пульсаторы роторного типа. Схематическое устройство роторного пульсатора показано на рис. 37. Пульсатор

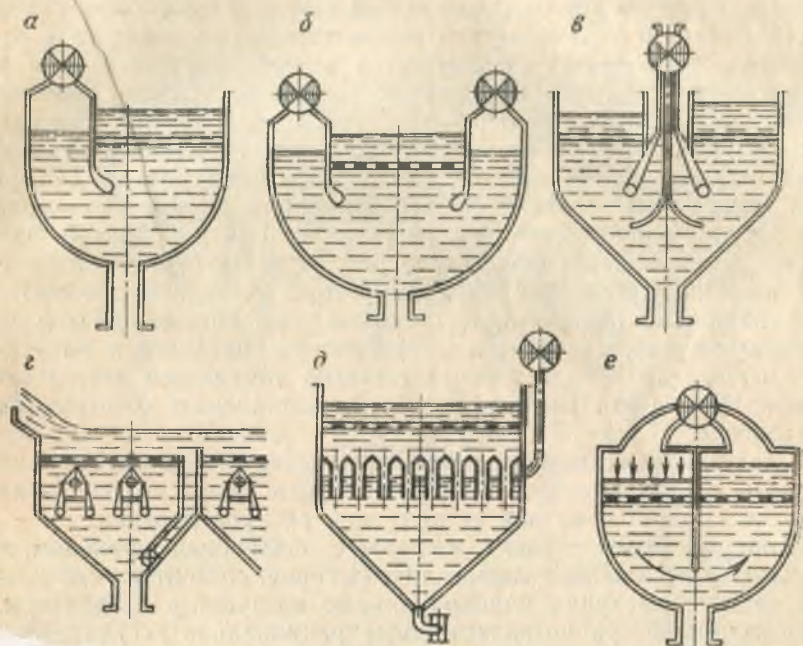
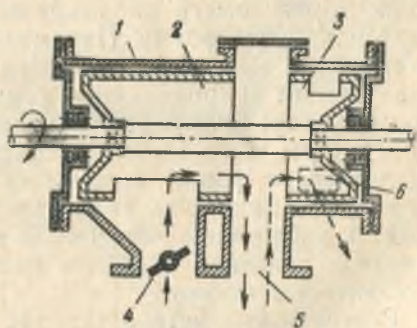


Рис. 36 Схематическое устройство отсадочных машин с воздушным приводом:

а — с боковым расположением воздушной камеры; б — с двусторонним боковым расположением воздушных камер; в — со сдвоенными центральными камерами; г — с подрешетными воздушными камерами; д — с патрубочными подрешетными камерами; е — машины двойного действия с надрешетным расположением воздушных камер



Пульсатор роторного типа

представляет ротор, вращающийся на горизонтальном валу в корпусе 1. От частоты вращения (число оборотов) ротора зависит число пульсаций воды в отсадочном отделении машины. Ротор состоит из двух полых стаканов 2 и 3. В стенках стаканов имеются окна, через которые происходит впуск сжатого воздуха в воздушное отделение машины и затем выпуск его

в атмосферу. Количество подаваемого в машину воздуха регулируется дроссельной заслонкой в канале 4. В корпусе пульсатора имеется канал 5 к воздушной камере машины и выходное отверстие 6 для выпуска сжатого воздуха в атмосферу. При вращении ротора канал 5 остается постоянно открытым, а канал 4 и отверстие 6 поочередно открываются, и воздух через окна в стаканах 2 и 3 по каналу 5 соответственно то подается в отсадочную машину, то сбрасывается в атмосферу, создавая в отсадочном отделении машины восходяще-нисходящие потоки воды. Продолжительность циклов с восходящим и нисходящим потоком воды зависит от конфигурации окон в стенках ротора, а частота пульсаций — от числа оборотов вала ротора. Роторные пульсаторы изготавливаются с набором сменных стаканов для регулирования режима и числа пульсаций и коробкой скоростей, что позволяет оперативно регулировать работу отсадочной машины. Кроме того, стаканы ротора могут изготавливаться с двойными поворотными стенками, при смещении которых изменяется живое сечение и конфигурация впускного и выпускного отверстий ротора и соответственно изменяется режим отсадки. Но все эти меры приводят к усложнению конструкции пульсатора.

Следующим этапом в совершенствовании отсадочных машин явилось создание пульсаторов клапанного типа, но они пока в отечественной практике не получили распространения.

Корпус каждой ступени машины с воздушным приводом, в отличие от отсадочных машин других типов, состоит из нескольких секций, имеющих индивидуальные воздушные пульсаторы. Многосекционность позволяет более рационально регулировать режим отсадки по длине машины. Нижняя часть корпуса машины может иметь пирамидальную, полуцилиндрическую или параболическую форму. Пирамидальные корпуса наиболее экономичны по высоте и по емкости машины, но характеризуются наихудшими гидродинамическими условиями. Параболическая форма корпуса улучшает гидродинамические условия в машине, но габариты ее по высоте существенно увеличиваются. Полуцилиндрическая форма корпуса является наиболее совершенной по гидродинамическим условиям, экономична по высоте, но приводит к увеличению общего объема корпуса машины. В отечественной практике наиболее распространены корпуса полуцилиндрической формы.

Разгрузочные устройства для выгрузки тяжелых продуктов при обогащении крупных классов углей и руд в машинах с воздушным приводом выполняются в виде вертикальной или горизонтальной щели, располагаемой обычно в конце каждой ступени машины. Регулирование количества выгружаемого тяжелого продукта осуществляется автоматически с помощью плоской заслонки или качающимся затвором, или роторным устройством.

При обогащении мелких классов разгрузка основного количества тяжелых продуктов производится через искусственную постель. Дополнительно для удаления наиболее крупных тяжелых зерен может предусматриваться периодическая разгрузка

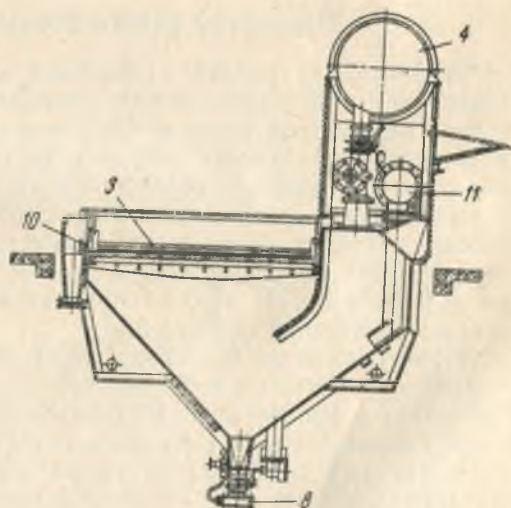
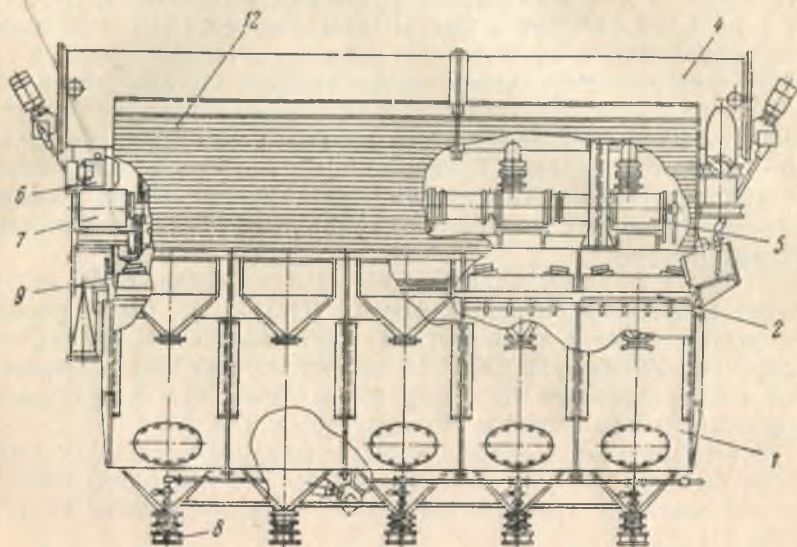


Рис. 38. Отсадочная машина ОМР-1 с воздушными камерами, расположенными под решетом:

1 — корпус; 2 — опорное решето; 3 — рабочее сито; 4 — воздухо-сборник; 5 — роторные пульсаторы; 6 — электродвигатель; 7 — коробка скоростей; 8 — съемные насадки; 9 — регулируемый порог; 10 — окно для перелива; 11 — коллектор для воды; 12 — предохранительный кожух

тяжелого продукта через поперечную щель в конце каждой ступени.

Отсадочная машина МОБМ-10 (ОМР-1), показанная на рис. 38, является первой отечественной воздушно-пульсационной

ционной машиной, созданной специально для обогащения руд черных металлов. Машина имеет боковое расположение воздушных камер. Пульсации воды в отсадочном отделении создаются воздушным пульсатором роторного типа. Предназначена эта машина для обогащения руды максимальной крупностью от 3 до 8 мм. Корпус машины комплектуется из нескольких унифицированных ступеней (от двух до шести). Тяжелые продукты разгружаются через искусственную постель, затем удаляются через регулируемые насадки. Легкий продукт (хвосты) удаляется вместе с водой через порог в конце машины, частично — через специальные сливные окна в боковых стенках корпуса машины. Подрешетная вода подается по патрубкам в камеры машины из общего коллектора. Корпус машины имеет пирамидальную форму.

В более поздних модификациях машин типа ОМР корпус имеет полуцилиндрическую форму (ОМР-1А), что позволило уменьшить высоту подрешетной части машины. Существенной особенностью машины ОМР-1А является установка гидроциклонов непосредственно на разгрузочных насадках для сгущения выгружаемых из машины тяжелых продуктов.

По сравнению с диафрагмовыми машины типа ОМР имеют более высокую общую производительность и позволяют снижать потери железа с хвостами на 2—15% при неизменном качестве концентрата.

Параметры работы отсадочных машин

Эффективная работа отсадочных машин может быть обеспечена при правильном выборе технологических и гидродинамических параметров отсадки. На процесс отсадки влияют удельная производительность, режим пульсаций воды, давление и расход воздуха, расход подрешетной воды, характер постели на решетке машины, конструктивные особенности машины и т. д. Выбор значений отдельных параметров производится по данным практики с последующей корректировкой в условиях конкретной фабрики. В табл. 4 приведены режим отсадки и полученные показатели обогащения.

Практикой и исследовательскими работами установлено, что только при оптимальной удельной производительности машины достигается максимальная эффективность отсадки. С увеличением удельной производительности качество продуктов ухудшается, так как сокращается время пребывания обогащаемого материала в машине, в течение которого он подвергается воздействию пульсирующих потоков воды, и расслоение постели может не завершиться. При весьма низких значениях удельной нагрузки в результате длительного нахождения материала в машине возможно перемещение расслоенной постели и ухудшение качества продуктов. Величина удельной нагрузки в каждом

Режим отсадки и результаты обогащения руд

Руда	Крупность, мм	Тип машины	Характеристика постели			Режим пульсаций		Общий расход, м³/г		Удельная производительность т/(ч·м²)	Показатели обогащения	
			материал	крупность, мм	толщина, мм	частота в одну минуту	амплитуда, мм	воды	воздуха		%, %	%, %
Марганцевая	3—0	ОВМ-5	Оолитовый концентрат То же	6—10	70—100	400	3—4	2,5—3		4—5	50	83,4
	4—0	МОД-3		5—10	40	330	6—8	6,0		3,0	52	20
Железная	1,6—0	МОД-3	Дробь Мартитовая руда То же	4—6	10—15	200—300	12—16	4,8—6		6,0	59	44
	3—0	МОД-3		10—12	50—60	285	8—9	5—6		4—4,7	53,1	67,7
	4—0,1	ОМР-1		25—12	35—40	129	20—25	6	3,3—3,8	9—10	47,5	90
	10—2	МОД-4		—	40	130			6	7	4,6	38,4
Оловянная	12—0	МОД-2	Естественная	—	50—60	160	27—32	2		6—7,5	30—40	15—18
Вольфрамовая	10—0	МОД-3	То же	—		210	25				18	48
Золото-содержащая	0,2—0	МОД-3	Металлическая дробь То же	2,5—3	80—100	350	3—4			6—7	85—90	20—40
	16—8	МОД-3		20—25	80—100	120—140	50—60			8—10	85—90	20—40

отдельном случае выбирается с учетом многих факторов и прежде всего плотности, крупности и фракционного состава обогащаемого материала, а так же с учетом конструктивных особенностей машины, способа разгрузки тяжелого продукта, схемы отсадки и требований, предъявляемых к качеству получаемых продуктов отсадки.

В табл. 5 приведена удельная производительность отсадочных машин при обогащении некоторых полезных ископаемых.

Таблица 5

Удельная производительность отсадочных машин
(по данным практики)

Обогащаемый материал	Крупность, мм	Удельная производительность, т/(ч·м³)
Руды: железные	8 (10) — 50	8—10
	3 (2) — 8 (10)	6—8
	0—3 (2)	4,5—6,5
		7—10*
		12—15*
марганцевые	3—60	6—8
		12—15*
оловянные	3 (2) — 8 (10)	4—6
	0—3(2)	3—4
	3 (2) — 8 (10)	6—10
вольфрамовые	0—3 (2)	2—6
	3 (2) — 8 (10)	7—12
Пески: вольфрамсодержащие	0—3 (2)	7—12
		10—20**
золотосодержащие	0—3 (2)	11—16

* Для воздушно-пульсационных машин

** Для отсадки в цикле измельчения и классификации.

С технологической точки зрения целесообразно режим отсадки осуществлять при небольшом числе пульсаций. В этом случае более интенсивно разрыхляется постель вследствие более высоких скоростей восходящих потоков и возможности создания большей амплитуды пульсаций воды. При таких режимах постель отсадочной машины длительное время находится во взвешенном состоянии, и быстрее достигается расслоение материала по плотности. Однако при низких частотах пульсаций процесс расслоения становится менее стабильным и более чувствительным к случайным изменениям ситового и фракционного состава обогащаемого материала. Для стабилизации качества продуктов обогащения при низких частотах пульсаций требуется более тщательное наблюдение за режимом отсадки и более сложная система автоматического управления процессом. На практике число пульсаций принимают 50—60 в одну минуту (см. табл. 4).

Расход подрешетной воды является одним из основных факторов регулирования работы отсадочных машин. Назначение подрешетной воды заключается в увеличении скорости восходящего и уменьшении скорости нисходящего потока. Без подачи подрешетной воды изменение скорости водных потоков будет происходить по симметричной кривой: максимальная скорость воды и длительность периодов восходящих и нисходящих потоков будут одинаковы (рис. 39, кривая 1'). Если

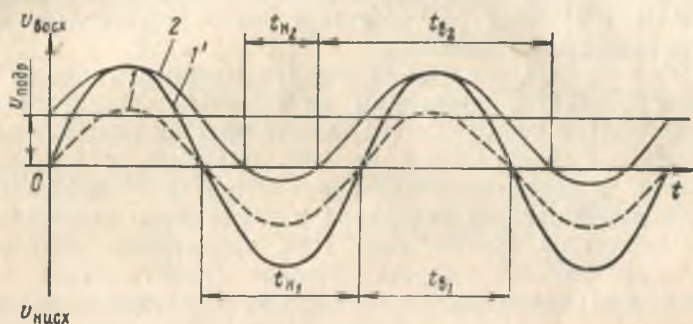


Рис. 39. Диаграммы скоростей потоков воды в отсадочной машине

максимальная скорость восходящего потока является оптимальной и обеспечивает эффективное разрыхление постели, то точно такая же максимальная скорость нисходящих потоков оказывается излишней, так как приводит к чрезмерному просасыванию легких зерен из верхних слоев постели в нижние. При подаче подрешетной воды со скоростью $v_{\text{подр}}$ диаграмму скоростей пульсаций воды, создаваемых приводом, следует изменить: она должна характеризоваться меньшими максимальными скоростями восходящих и нисходящих потоков (рис. 39, кривая 1). При этом изменится характер диаграммы суммарных скоростей: при том же значении максимальных скоростей восходящих потоков максимальная скорость нисходящих потоков уменьшится на величину $v_{\text{подр}}$ (рис. 39, кривая 2), длительность периода восходящих потоков $t_{\text{в}}$ увеличится, длительность периода нисходящих потоков $t_{\text{н}}$ соответственно уменьшится ($t_{\text{в}2} > t_{\text{в}1} > t_{\text{н}2}$). В результате под влиянием подрешетной воды увеличится разрыхление постели и эффективность ее расслоения. Кроме того, подрешетная вода вместе с транспортной способствует продольному перемещению постели по решетку машины. Таковы функции подрешетной воды. Без подрешетной воды большинство отсадочных машин вообще не могут работать. Расход воды в зависимости от характера обогащаемого материала, конструктивных особенностей машины, режима пульсаций и других факторов может колебаться в широких пределах и составлять в среднем для руд 1—3 м³/т. Чем больше крупность и плотность обога-

щаемого материала, чем больше частота пульсаций воды, тем выше должен быть расход подрешетной воды.

На работу машины с пневматическим приводом существенное влияние оказывает давление воздуха. С увеличением давления воздуха увеличивается количество вытесняемой воды; в результате увеличивается скорость восходящего потока. Изменяя давление воздуха в воздушных камерах в различные периоды цикла пульсаций, можно влиять на динамику разрыхления постели. Регулирование давления воздуха в воздушных камерах осуществляется профилированием впускных и выпускных окон золотника машины.

Высота постели на решетке машины является также важным фактором, влияющим на четкость расслоения ее по плотности. При недостаточной высоте постели снижается гидростатическое сопротивление ее, что приводит к образованию прорывов, к местному увеличению скорости восходящих потоков, к перемешиванию материала и увеличению взаимных засорений продуктов обогащения. При чрезмерной высоте слоя постели возрастает гидростатическое сопротивление, постель недостаточно разрыхляется, что также приводит к нарушению четкости расслаивания постели. В практике при обогащении крупного материала толщину постели принимают равной 5—10 диаметрам максимальных зерен в питании. При отсадке мелких классов и разгрузке тяжелых продуктов через искусственную постель крупность частиц искусственной постели принимается в 3—6 раз больше максимальной крупности частиц обогащаемого материала, а плотность — не менее плотности зерен тяжелого продукта. Толщина слоя искусственной постели должна составлять не менее трех максимальных диаметров зерен искусственной постели, высота ячеек, удерживающих искусственную постель, — не менее четырех максимальных диаметров зерен искусственной постели. Высота слоя обогащаемого материала над искусственной постелью должна быть примерно в 20 раз больше максимальной крупности частиц в питании. Толщина искусственной постели может изменяться в зависимости от содержания в питании зерен тяжелого продукта. Чем больше в питании содержится тяжелого продукта, тем меньше принимается высота слоя искусственной постели.

§ 5. ОБОГАЩЕНИЕ В СТРУЕ ВОДЫ, ТЕКУЩЕЙ ПО НАКЛОННОЙ ПОВЕРХНОСТИ

Минеральные зерна, транспортируемые водным потоком по наклонной поверхности, испытывают действие следующих сил (рис. 40):

G_0 — тяжести в среде (направлена вниз);

p_v — динамического давления струи (направлена по движению водного потока);

ρ_u — динамического воздействия вертикальной составляющей скорости вихревых водных потоков, образующихся при турбулентных режимах;

T — трения, направленной противоположно продвижению зерна,

p — сопротивления среды.

Минеральные зерна в зависимости от их формы под действием совокупности сил скользят или перекатываются по дну, периодически подхватываются вихревыми струями, поднимаются на некоторую высоту и перемещаются вместе с водными потоками во взвешенном состоянии, затем снова касаются дна и

Рис. 40. Схема сил, действующих на зерно в струе воды, текущей по наклонной поверхности



т. д. При движении по дну желоба скорость перемещения зерен описывается следующим выражением:

$$v_c = u_{cp} - \sqrt{v_0^2 (f \cos \alpha - \sin \alpha) - fc^2}, \text{ м/с} \quad (68)$$

где v_c — конечная скорость движения зерна по дну желоба, достигаемая при уравнивании всех действующих на него сил, м/с;

u_{cp} — средняя скорость водного потока, м/с;

v_0 — конечная скорость свободного падения зерна в спокойной среде, м/с;

f — коэффициент трения зерна о поверхность дна;

α — угол наклона дна желоба к горизонту, градус;

c — вертикальная составляющая водного потока, м/с.

При малых углах α можно принять $\sin \alpha \approx 0$, $\cos \alpha \approx 1$ и если пренебречь величиной c , значение которой весьма мало, то,

$$v_c = u_{cp} - v_0 \sqrt{f}. \quad (69)$$

Из уравнения (69) видно, что при $u_{cp} > v_0 \sqrt{f}$ зерна будут перемещаться водными потоками по дну; если $u_{cp} < v_0 \sqrt{f}$, то зерно не будет перемещаться водным потоком. Скорость продольного перемещения зерна тем больше, чем меньше v_0 . Так как v_0 тем больше, чем больше размер и плотность зерна, то мелкие и легкие зерна будут перемещаться водной струей по наклонной поверхности с большей скоростью, чем крупные и тяжелые.

В современной практике обогащение в струе воды, текущей по наклонной поверхности, осуществляется на концентрацион-

ных столах, шлюзах, в струйных и винтовых сепараторах и в моечных желобах.

Концентрационные столы применяются для обогащения мелковкрапленных руд олова, вольфрама и других редких и благородных металлов, для обогащения россыпей, реже для обогащения руд черных металлов и угля.

Общий вид концентрационного стола и схематическое устройство показано на рис. 41.

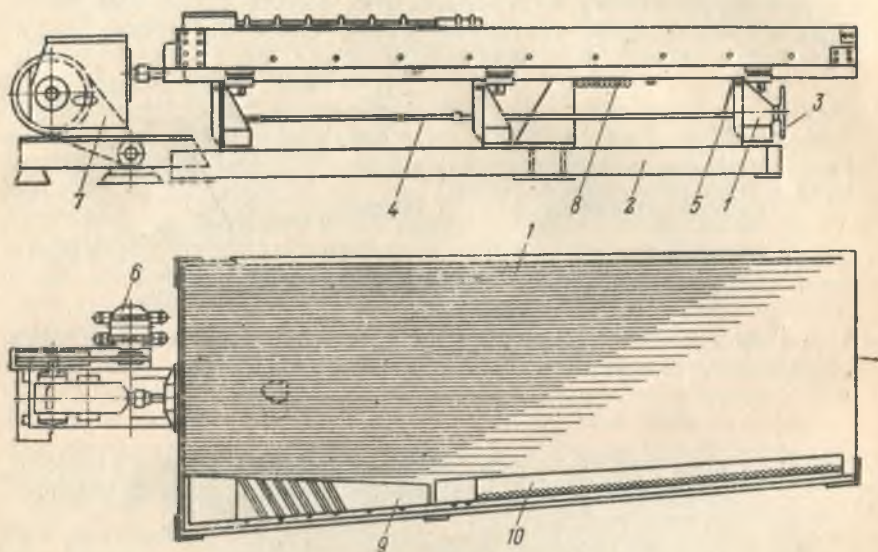


Рис. 41. Однодечный концентрационный стол

Разделение материала по плотности происходит на деке стола, представляющей наклонную плоскость 1, закрепленную с помощью шарнирных опор на раме стола 2. Дека покрывается линолеумом, сверху на ней укрепляются нарифления. С помощью маховичка 3, тяги 4 и регулировочных винтов 5 можно регулировать поперечный и продольный углы наклона деки. Дека стола получает возвратно-поступательные движения от электродвигателя 6 приводного механизма 7 и обратной пружины 8. Исходное питание вместе с водой подается в загрузочную камеру 9, дополнительная вода подается в продольный желоб 10, в котором имеются заслонки для распределения воды вдоль стола.

При работе стола минеральные частицы различной плотности концентрируются в отдельных потоках, образующих на деке стола своеобразный веер (рис. 42), что обусловлено характером сил, под действием которых происходит движение зерен по деке стола. Если проследить (рис. 43) за движением

зерен одинакового размера ($d_1 = d_2$), но различной плотности ($\delta_1 < \delta_2$), то окажется, что в поперечном направлении зерна легкого минерала под действием водного потока перемещаются по деке стола быстрее, чем более тяжелые зерна ($v'_1 > v'_2$). В продольном направлении зерна перемещаются под действием сил инерции. Чем больше плотность зерен, тем больше силы инерции, возникающие при колебаниях деки стола, тем с боль-

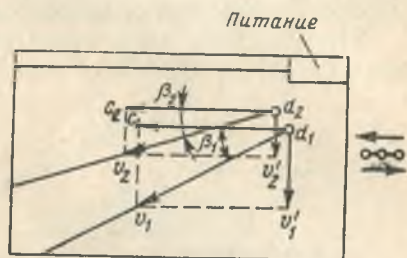
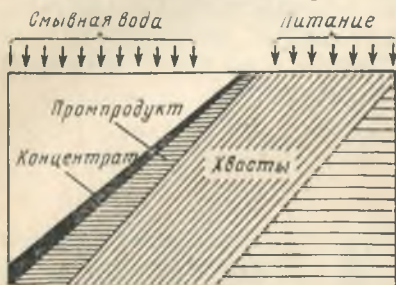


Рис. 42. Схема распределения продуктов обогащения на деке стола

Рис. 43. Схема движения зерен одинакового размера, но различной плотности δ

шей скоростью перемещаются зерна вдоль деки ($c_2 > c_1$), отсюда

$$\frac{v'_1}{c_1} > \frac{v'_2}{c_2}.$$

Следовательно,

$$\begin{aligned} \operatorname{tg} \beta_1 &> \operatorname{tg} \beta_2, \\ \beta_1 &> \beta_2, \end{aligned}$$

где β_1 и β_2 — углы между продольной осью стола и направлением движения соответственно более легкого и более тяжелого зерна.

Чем меньше плотность зерна, тем больше угол между траекторией движения его по деке и направлением возвратно-поступательных движений стола.

Результаты обогащения на столе зависят от многих факторов. Крупность обогащаемого материала оказывает существенное влияние на результаты обогащения на столе. При обогащении неклассифицированного материала чрезмерно тонкие зерна тяжелого минерала могут смываться водным потоком в поперечном направлении вместе с зернами легкого минерала и, наоборот, чрезмерно крупные зерна легкого минерала могут задерживаться нарифлениями и двигаться между ними в продольном направлении вместе с зернами тяжелого минерала. Во избежание этого руда перед обогащением на концентрационных столах подвергается классификации на узкие классы по равнопадаемости.

Число качаний и ход деки стола принимаются в зависимости от крупности материала. Для крупнозернистой руды число качаний составляет 220—260 в минуту при длине хода 19—25 мм; для среднезернистой (1,5—2 мм) число качаний 240—290 в минуту при длине хода 16—20 мм, для шламов (менее 0,2 мм) число качаний 250—340 в минуту при длине хода 10—16 мм. На результаты обогащения оказывает влияние также характер диаграммы цикла стола (плавное движение вперед, резкое торможение и ускоренное возвращение назад).

Угол наклона деки стола регулируется от 6—10° для крупнозернистой руды до 2—6° для тонкозернистой.

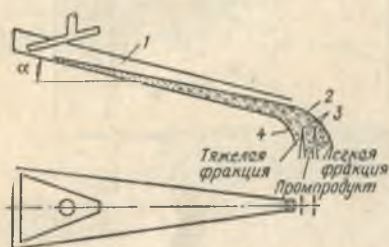


Рис. 44. Схематическое устройство струйного желоба:

1 — желоб; 2 — поток пульпы; 3 — отсекатели для разделения продуктов обогащения; 4 — профиль дна желоба

Расход воды зависит от угла наклона деки и от крупности материала. Оптимальное соотношение между количеством воды и руды по объему составляет для крупнозернистого материала до 10 : 1, для песков средней крупности 12÷15 : 1 и для шламов 15 ÷ 18 : 1.

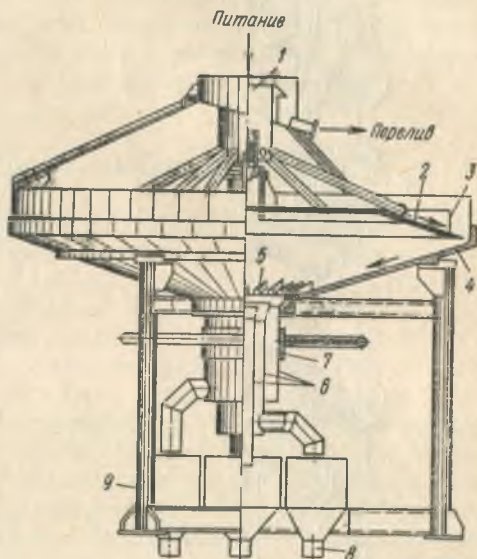
Производительность столов довольно низкая. Так, удельная производительность для крупнозернистого материала обычно не превышает 1 т/(ч · м²), для тонких шламов обычно ниже — 0,1 т/(ч · м²). Производительность трехъярусных столов примерно в 2 раза выше.

Струйные сепараторы представляют суживающиеся наклонные желоба с плоским дном. Изготавливаются струйные сепараторы в виде каскада из отдельных желобов либо в виде конусов, разделенных радиальными перегородками на ряд сходящихся суживающихся желобов. Струйные желоба применяют для обогащения песков россыпных и руд коренных месторождений, в которых полезные компоненты представлены зернами тяжелых минералов. Преимуществами данных аппаратов является высокая удельная производительность, низкие капитальные затраты, простота устройства и эксплуатации, низкий расход воды. Недостатками процесса являются низкая степень концентрации, невозможность работы на разбавленных пульпах, резкое колебание качества продуктов обогащения при малейших колебаниях плотности питания. Схематическое устройство суживающегося желоба показано на рис. 44.

Пульпу с содержанием твердого 50—60% (массовых) загружают в верхний широкий конец желоба, устанавливаемого под углом 15—20°. Глубина потока в головной части желоба составляет 1,5—2 мм, у разгрузочного конца вследствие сужения желоба глубина потока увеличивается до 7—12 мм. В потоке пульпы тяжелые минеральные частицы концентрируются в нижнем придонном слое, имеющем более низкую скорость течения, а частицы легких минералов под действием турбулентных потоков взвешиваются, выносятся в верхние слои потока, имеющие

Рис. 45. Конусный сепаратор:

1 — пульподелитель; 2 — верхний распределительный конус; 3 — перфорированная кольцевая перегородка; 4 — рабочий конус; 5 — суживающиеся радиальные желоба; 6 — отсекатели; 7 — регуляторы выхода продуктов обогащения; 8 — приемники для продуктов обогащения; 9 — опорная рама



большую скорость. В конце желоба струя воды, а значит и поток минеральных частиц, делится специальными рассекателями на отдельные струи с различным содержанием тяжелых минералов. Крупность обогащаемого питания составляет до 3 мм, удельная производительность в зависимости от крупности и минерального состава находится в пределах 0,9—5,5 т/ч на 1 м² рабочей площади желоба, расход воды 1—1,5 м³/т.

Принцип действия конусного сепаратора аналогичен описанному. Разделение потока на продукты обогащения в конусном сепараторе (рис. 45) производится с помощью концентрических патрубков, установленных вертикально по оси аппарата. Положение патрубков по высоте регулируется поворотом специального штурвала.

Винтовые сепараторы представляют неподвижный винтовой желоб с вертикальной осью (рис. 46). В верхнюю часть желоба в виде пульпы подается предварительно классифицированная руда вместе с водой. Часть воды подается через спе-

циальные краны непосредственно в желоб. Пульпа слоем 6—15 мм под действием сил тяжести стекает вниз по винтообразному желобу, образуя продольные струи. Помимо продольных струй в пульпе образуются циркулирующие поперечные потоки (рис. 47), под действием которых и вследствие возникающих при криволинейном движении центробежных сил происходит рас-слаивание зерен по плотности в радиальном направлении. При движении вдоль желоба под влиянием струи воды, текущей по

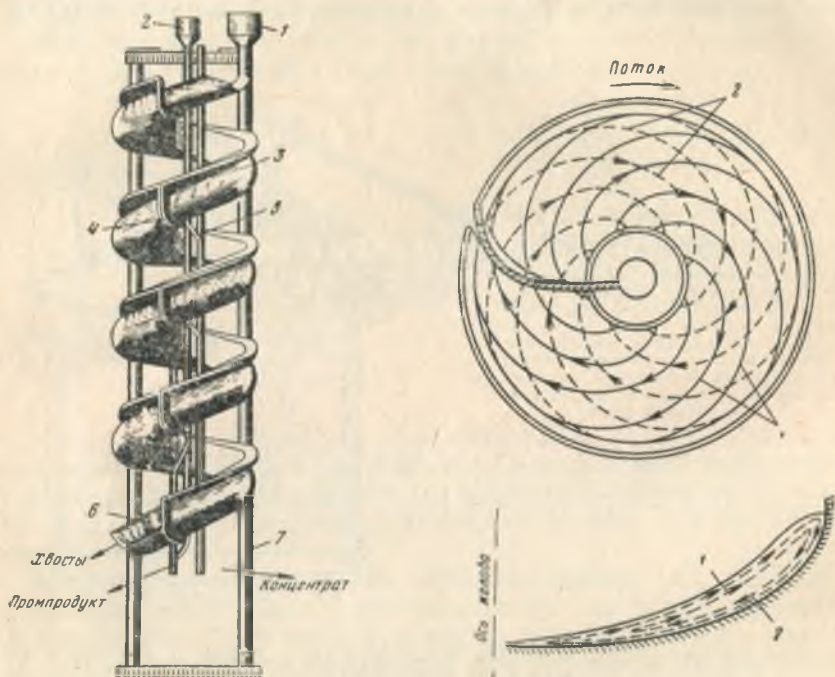


Рис. 46. Винтовой сепаратор:

1 — загрузочная воронка; 2 — воронка для подвода смывной воды; 3 — винтовой желоб; 4 — соединительный фланец; 5 — шланги для вывода тяжелого продукта; 6 — разгрузочный хвостовой участок желоба; 7 — опорные стойки

Рис. 47. Схема циркуляции струй пульпы в желобе винтового сепаратора:

1 — траектории движения поперечных струй воды в верхнем слое водного потока; 2 — траектории поперечных струй воды в придонной части желоба

наклонной поверхности, зерна тяжелых минералов концентрируются в придонной части желоба, а зерна легкого минерала взвешиваются, выносятся в верхние слои потока и сносятся вниз с большей скоростью, чем более тяжелого. Одновременно легкие зерна под влиянием центробежных сил и поперечных водных потоков перемещаются в периферическую часть желоба. Величина центробежных сил, действующих на зерна тяжелых минералов, значительно меньше, так как продольная скорость водного потока в придонной части значительно ниже, чем в

верхних слоях. Кроме того, в придонной части поперечные водные потоки действуют в направлении, обратном действию центробежных сил. В итоге зерна тяжелых минералов концентрируются в осевой части у внутреннего борта винтового желоба. После прохождения пульпой двух-трех витков расслаивание основного количества зерен по плотности завершается, и далее они транспортируются вниз по траекториям, близким к винтовым линиям. Тяжелый продукт разгружается отсекаателями с верхних витков сепаратора, промпродукт — с нижних витков, легкий продукт — в конце желоба.

Крупность обогащаемого материала на винтовых сепараторах составляет от 12 до 0,07 мм. Внешний диаметр витков сепаратора составляет 750—1200 мм, число витков 3—6, шаг витков по высоте до 850 мм, производительность до 6—8 т/ч.

§ 6. ОБОГАЩЕНИЕ В ТЯЖЕЛЫХ СРЕДАХ

Процесс обогащения в тяжелых средах заключается в разделении полезных ископаемых по плотности в гравитационном или в центробежном поле в среде, плотность которой является промежуточной между плотностью разделяемых компонентов. Обогащение в тяжелых средах является наиболее эффективным гравитационным процессом, позволяющим достичь четкого разделения полезного ископаемого по заданной плотности. При погружении полезного ископаемого в тяжелую среду зерна, плотность которых меньше плотности среды, всплывут, а зерна большей плотности потонут. Разделение в тяжелых средах производится в тяжелосредных сепараторах, в которых тем или иным способом осуществляется раздельная разгрузка всплывшего легкого и потонувшего тяжелого продукта. В качестве тяжелых сред могут быть использованы тяжелые жидкости, водно-минеральные суспензии и аэросуспензии.

Тяжелые жидкости в основном применяются в лабораторных условиях при изучении фракционного состава полезных ископаемых. Для фракционного анализа угля применяют чаще всего растворы хлоридов кальция и цинка (CaCl_2 и ZnCl_2), максимальная плотность растворов которых не более 2 г/см³. Для руд применяют жидкость Туле плотностью до 3,2 г/см³, жидкость Сушина — Рорбаха плотностью 3,65 г/см³, бромформ плотностью 2,9 г/см³, тетрабромэтан плотностью 2,95—3 г/см³ и др.

Для обогащения в тяжелых средах в производственных условиях используют тяжелые минеральные суспензии, представляющие взвесь тонкоизмельченного твердого вещества (утяжелителя) в воде (дисперсионная среда). Результаты обогащения во многом зависят от физических свойств суспензий — плотности, вязкости и устойчивости применяемой суспензии, а также от свойств утяжелителя.

Плотность суспензии Δ_c зависит от соотношения твердой и жидкой фаз и плотности утяжелителя:

$$\Delta_c = P(\delta - \Delta) + \Delta, \text{ г/см}^3, \quad (70)$$

где P — объемная концентрация утяжелителя в суспензии, доли единицы;

δ — плотность утяжелителя, г/см^3 ;

Δ — плотность дисперсионной среды, г/см^3 .

Для воды $\Delta = 1 \text{ г/см}^3$, следовательно,

$$\Delta_c = P(\delta - 1) + 1, \text{ г/см}^3. \quad (71)$$

Вязкостью суспензии называется свойство суспензии оказывать сопротивление движению в ней частиц утяжелителя и минеральных зерен. Вязкость характеризуется текучестью суспензии и зависит от концентрации и дисперсности утяжелителя. При увеличении объемной концентрации утяжелителя более 20—25% вязкость суспензии настолько увеличивается, что она теряет текучесть. Разделение минеральных зерен в такой суспензии становится невозможным. Вязкость количественно оценивается коэффициентом динамической вязкости μ . Чем меньше вязкость суспензии, тем меньше взаимное загрязнение продуктов обогащения и выше их качество.

Устойчивостью суспензии называется ее способность в спокойном состоянии сохранять постоянную плотность в различных по высоте слоях. Чем выше устойчивость суспензии, тем стабильнее разделение полезного ископаемого по заданной плотности. Устойчивость суспензии можно повысить путем применения более тонкого утяжелителя или добавлением небольшого количества тонкодисперсных продуктов, например глинистого материала, но это одновременно приводит к нежелательному увеличению вязкости суспензии. Для снижения вязкости в суспензию добавляется в небольшом количестве пептизатор, например жидкое стекло, сульфидный щелок, алюминаты, ферриты кальция и магния, триполифосфат натрия, гексаметафосфат натрия и т. д. Расход пептизаторов колеблется в пределах 0,001—0,5% массы утяжелителя и определяется опытным путем.

Утяжелители, применяемые для приготовления суспензий, должны отвечать определенным требованиям. Они не должны шламоваться, должны обладать достаточно высокой плотностью, легко отделяться от продуктов обогащения и не должны представлять особых трудностей для их регенерации (при отделении частиц утяжелителя от избытка воды и от тонких шламов), должны быть недорогими и недефицитными, не должны содержать вредных компонентов, ухудшающих качество концентратов. Характеристика утяжелителей, применяемых в обогащении полезных ископаемых, приведена в табл. 6.

Обогащение средне- и крупнокускового материала производят в сепараторах, принцип действия которых основан на использо-

вании гравитационных сил. Мелкозернистый материал обогащают в центробежных сепараторах — гидроциклонах и горизонтальных центрифугах.

Таблица 6

Характеристика утяжелителей, применяемых при обогащении полезных ископаемых

Утяжелитель	δ , г/см ³	$\Delta \sigma$ (максимальная), г/см ³	Твердость по шкале Мооса
Барит	4,4	2,2	3,0—3,5
Пирротин	4,6	2,3	3,5—4,5
Пирит	5,0	2,5	6—6,5
Магнетит	5,0	2,5	5,5—6,5
Арсенопирит	6,0	2,8	5,5—6
Ферросилиций	6,9	3,1	7,0
Галенит	7,5	3,3	2,5—2,75

Примечание. При добавлении пептизаторов можно получить более плотные суспензии

Для обогащения руд в тяжелых суспензиях отечественными заводами изготавливаются конусные и колесные сепараторы.

Конусные сепараторы выпускаются нескольких типоразмеров (СК-6А, СК-1,8, СК-2,5, СК-3,6, СК-4,5). Устройство конусного сепаратора показано на рис. 48. Корпус сепаратора имеет коническую форму, внутри которого на полом валу вращается мешалка. Исходная руда подается по загрузочному лотку и подвергается расслоению в суспензии, поступающей через осевую воронку. Тяжелая фракция руды погружается в нижнюю часть конуса и с помощью сжатого воздуха аэролифтом выгружается на сито, где происходит частичное отделение суспензии, а тяжелый продукт поступает далее на отмывку утяжелителя. Легкий всплывший продукт выводится из сепаратора через специальный лоток. Сепараторы приняты к серийному производству.

Колесный сепаратор типа СТС (рис. 49) представляет вертикальное элеваторное колесо, вращающееся на горизонтальном консольном валу. Внутренняя часть колеса заполнена суспензией, которая увлекается вращающимся колесом, создавая две зоны разделения: с восходящим и нисходящим потоками среды. Исходная руда подается по наклонным желобам в зону с восходящими потоками и перемещается в диаметрально противоположном направлении, одновременно подвергаясь расслоению. Легкие всплывающие зерна лопастным устройством выгружаются в желоб, по которому выводятся из сепаратора вместе с частью суспензии, а осевший тяжелый продукт выдается сетчатыми карманами элеваторного колеса и выгружается затем по верхнему наклонному желобу. Сепаратор имеет пневматиче-

ское устройство для подачи сжатого воздуха с целью дополнительного перемешивания суспензии.

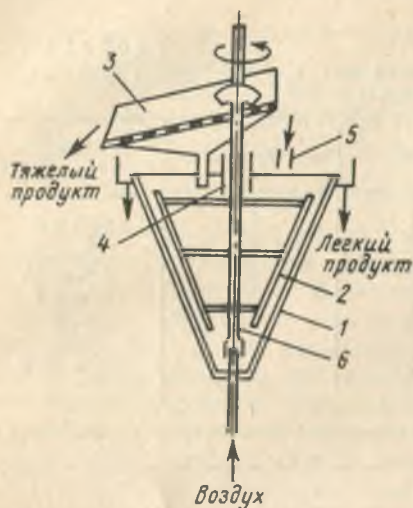
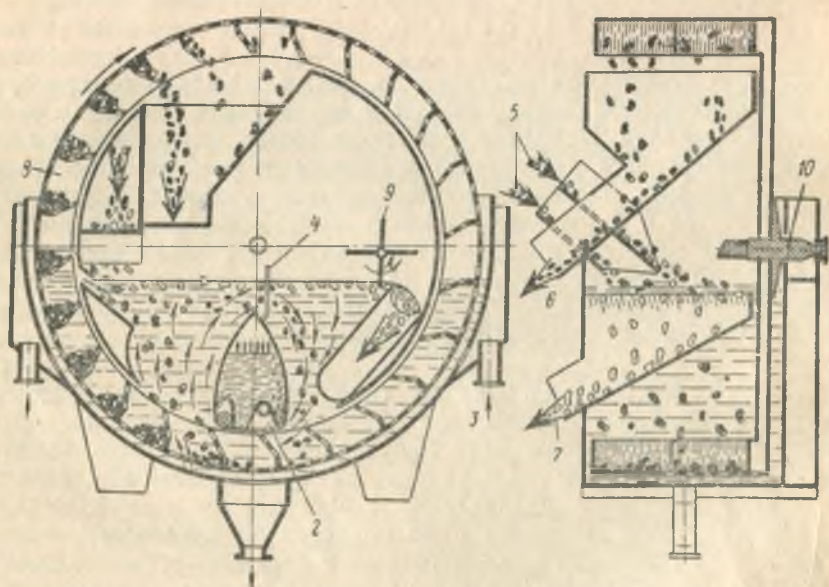


Рис. 48. Конусный тяжелосредный сепаратор с аэролифтом для тяжелого продукта:

1 — корпус; 2 — мешалка; 3 — сито; 4 — осевая воронка; 5 — загрузочный лоток; 6 — аэролифт

Рис. 49. Колесный тяжелосредный сепаратор для обогащения руд:

1 и 3 — подача рабочей суспензии; 2 — подача сжатого воздуха; 4 — устройство для периодического выпуска сжатого воздуха; 5 — подача исходного материала; 6 — разгрузка тяжелой фракции; 7 — разгрузка легкой фракции; 8 — элеваторное колесо; 9 — устройство для съема всплывшего продукта; 10 — консольный вал барабана



Процесс обогащения в тяжелых суспензиях состоит из следующих операций: подготовки суспензии и полезного ископаемого, собственно сепарации, отделения суспензии от продуктов обогащения, регенерации отработанной суспензии.

Подготовка утяжелителя включает операции транспортирования, дозирования и смешивания утяжелителя с водой. Плотность получаемой рабочей суспензии, направляемой в ванны сепараторов, непрерывно контролируется автоматическими системами. При отклонении от заданного уровня автоматически производится разбавление суспензии водой либо увеличивается подача утяжелителя. Крупность применяемых утяжелителей изменяется в широком диапазоне. Обычно верхний предел крупности утяжелителя при сепарации в гравитационном поле не превышает 0,15 мм, содержание тонкого класса (менее 0,01 мм) составляет 7—16%.

Подготовка полезного ископаемого заключается в дроблении, грохочении и обесшламливании. При грохочении и обесшламливании из обогащаемого материала удаляются мелкие классы и тонкие шламы, снижающие эффективность тяжелосредной сепарации. Отрицательное влияние мелочи выражается в том, что мелкие зерна вследствие повышенной вязкости среды расслаиваются значительно медленнее крупных. За время пребывания в сепараторе они не успевают разделиться на легкие и тяжелые фракции, в результате происходит загрязнение продуктов сепарации. Нижний предел крупности материала, обогащаемого в тяжелых суспензиях в гравитационном поле, не ниже 4—6 мм, верхний предел крупности при обогащении руд до 100 мм, при обогащении углей — до 300 мм.

Вместе с разгружаемыми из сепаратора продуктами обогащения увлекается некоторое количество суспензии. В зависимости от конструкции разгрузочных устройств потери составляют 1—5 м³ на 1 т обогащаемого продукта. Схемой технологического процесса предусматривается дренаж рабочей суспензии и отмывка частиц утяжелителя с поверхности зерен продуктов обогащения.

Дренаж рабочей суспензии производится на неподвижных ситах и механических грохотах. Дренированная суспензия собирается в зумпф и возвращается в процесс. Часть ее выводится на регенерацию. После дренажа рабочей суспензии производят отмывку утяжелителя, осевшего на поверхности рудных кусков. Отмывка осуществляется на грохотах. Расход воды на отмывку составляет в зависимости от крупности материала от 0,3 до 1,5 м³ на 1 т продукта. Вода на отмывку подается в виде тонких резких струй через специальные брызгала, устанавливаемые над грохотом. Отмытый утяжелитель вместе с водой уходит под решето грохота в виде разбавленной суспензии. Он содержит большое количество тонких минеральных частиц и направляется на регенерацию с целью отделения последних и избытка воды. Потери утяжелителя вследствие неполноты отмывки составляют 100—750 г/т.

Регенерация утяжелителя представляет также процесс обогащения. Применяемый в каждом отдельном случае

способ регенерации зависит от физико-химических свойств утяжелителя и обогащаемого полезного ископаемого. Ферросилиций, магнетит и пирротин при обогащении немагнитных полезных ископаемых отделяются магнитной сепарацией, при этом извлечение утяжелителя достигает 99,5—99,9%. Суспензию из галенита и арсенопирита регенерируют флотацией, баритовую суспензию — гравитационными методами на концентрационных столах. Регенерированный утяжелитель возвращается в процесс на приготовление свежей суспензии.

Оценка эффективности (точности) разделения компонентов в тяжелых суспензиях производится двумя способами: по среднему вероятному отклонению и общепринятыми показателями эффективности обогащения. Для определения среднего вероятного отклонения E_{pm} необходимо выполнить фракционный анализ обогащаемого материала и полученных продуктов сепарации, определить извлечение каждой элементарной фракции в продукты обогащения и построить кривые распределения элементарных фракций в полученных продуктах (аналогично рис. 27). По кривым распределения вычисляется

$$E_{pm} = \frac{\delta_{75} - \delta_{25}}{2}, \quad (72)$$

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

За плотность разделения δ_p при обогащении в тяжелых средах условно принимается плотность элементарной фракции, извлечение которой в легкий и тяжелый продукты составило по 50%. Причем обычно плотность разделения δ_p не равна плотности суспензии Δ_c , но близка к ней.

Чем меньше E_{pm} , тем более четко произошло разделение по плотности, тем эффективнее процесс обогащения.

§ 7. ПРОМЫВКА

Промывка — процесс дезинтеграции (разрыхления, диспергирования) глинистого материала, цементирующего рудные зерна, с последующим удалением тонких глинистых частиц вместе с водой. Промывка может быть самостоятельным процессом, в результате которого получается конечный концентрат, либо подготовительным процессом, после которого мытая руда поступает на обогащение другими методами. Промывке подвергаются бурые железняки Керченского месторождения, валунчатые и песчано-глинистые железные руды Урала, марганцевые руды Никопольского и Чиатурского месторождений, каолиновые руды, фосфориты и др. Классификация промывочных машин в зависимости от способа дезинтеграции и способа отделения глинистых шламов приведена в табл. 7.

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

При промывке технологический процесс предусматривает дробление исходной руды до крупности 300 мм и менее с целью предохранения промывочных машин от поломок, промывку, классификацию слива с целью улавливания зернистого рудного материала, обезвоживание и транспортирование мытых продуктов для отгрузки или на обогатительную фабрику для дальнейшего обогащения и складирование хвостов.

Т а б л и ц а 7

Классификация промывочных машин и устройств по принципу действия

Тип машины	Способ	
	дезинтеграции	отделения шламор
Желоба	Воздействие потока воды	Слив через решетку
Бутары, скруббер-бутары, грохоты, гравиемойки, вибромойки	Трение кусков породы друг о друга при воздействии потоков воды	Грохочение
Скрубберы, корытные и бичевые мойки, бутаро-реечные машины	Механическая дезинтеграция	Слив через порог
Промывочные башни	Размачивание глины в условиях длительного пребывания руды в воде	То же

Промывка в желобе производится при движении материала в потоке под действием напорных струй воды, подаваемой через особые насадки. Отмытая мелочь удаляется вместе с водой через колосниковые решетки, установленные в самом желобе и в конце его. Удельный расход воды для промывки в желобах в зависимости от промывистости составляет от 10 до 30 м³ на 1 м³ исходного материала.

Барабанный промывочный грохот представляет наклонный барабан, установленный на опорных роликах, получающий вращение от приводного ролика. Применяется барабанный грохот для промывки легкопромывистых руд с небольшим содержанием глинистого материала. Исходная руда загружается внутрь барабана, куда через брызгала подается под напором вода. Отмытый глинистый материал вместе с водой удаляется через отверстия в корпусе грохота, мытая руда разгружается в конце барабана. Отношение длины промывочного грохота к диаметру составляет примерно 1,5 : 1.

Бутары имеют такое же устройство, как и промывочные барабанные грохоты, и отличаются наличием внутри кольцевых порогов и металлических ребер для лучшей дезинтеграции руды. Бутары имеют большее соотношение длины и диаметра — до 4 : 1. Применяются бутары для легко- и среднепромывистых руд. Некоторые бутары имеют барабан конической формы. Для усиления дезинтегрирующего действия внутри бутары могут устанавливаться металлические цепи.

Скруббер (промывочная бочка) представляет глухой барабан, устанавливаемый горизонтально или под углом до 7° к горизонту. Руда загружается через отверстие в торцовой горловине барабана и перемещается к разгрузочному концу под действием спиральных лопаток, имеющих на внутренней поверхности барабана скруббера. Разгружается руда через разгрузочную горловину вместе с подаваемой водой. Отделение шлама от мытой руды производится в других аппаратах. Скрубберы применяются для труднопромывистых руд.

Корытные мойки по устройству напоминают механические классификаторы. Корпус корытной мойки устанавливается под углом $15-17^{\circ}$ к горизонту. В корыте в противоположных направлениях вращаются два четырехгранных вала с закрепленными на них лопастями, расположенными по винтовой линии. В нижнем конце корыта имеется сливной порог. Руда подается в нижнюю часть корыта, заполненную водой. Под действием вращающихся лопастей руда интенсивно перемешивается, дезинтегрируется и перемещается вверх по дну корыта к разгрузочному концу. В средней части корыта для отмывки шламов предусмотрено орошение водой. Отмытые шламы вместе с водой уходят через порог. Применяются корытные мойки для обогащения бурожелезняковых среднепромывистых руд крупностью не более 75 мм.

Бичевые мойки состоят из трех отделений, через которые последовательно проходит руда. В первых двух отделениях на вращающихся валах под углом к продольной оси расположены бичи, под действием которых происходит дезинтеграция и перемещение материала вдоль мойки сначала по одному, затем в противоположном направлении по другому отделению. В первых двух отделениях происходит дезинтеграция материала. Третье отделение разделено на ряд камер, в каждой из которых имеется колесный элеватор с перфорированными ковшами. Элеваторами зернистая часть руды перегружается последовательно из предыдущей камеры в последующую и последним элеватором подается на разгрузочный желоб. Шламовая вода создает противоток и сливается через порог в загрузочные части первой ванны. Бичевые мойки широко применяются для высокоглинистых марганцевых руд и каолинов.

Бутарочная машина состоит из реечного классификатора и перфорированной бутары, установленной в нижней части классификатора вдоль сливного порога. В этой машине происходит промывка руды и классификация отмытой мелочи. На комбинированной мойке получают три продукта: мытую руду из бутары, пески и слив из классификатора.

Промывочная башня представляет собой цилиндрический резервуар с коническим основанием, имеющим угол наклона до 40° . В осевой части установлен аэролифт для разгрузки мытой руды. Промывка руды производится под действием воды

Таблица 8

Сравнительные показатели обогащения руд промывкой

Руда	Тип машины	Содержание Fe в исходной руде, %	Мытая руда			Слив Fe, %
			T, %	βFe, %	αFe, %	
Железная Керченского месторождения: бедная	Корытная мойка	39,5	80,7	41,4	84,6	31,5
	То же	44,0	85,2	46,0	89,0	32,5
	Промывочная башня	38,4	80,0	42,4	88,3	22,4
богатая	То же	43,2	80,0	47,2	87,6	27,0
	Бичевая мойка	27,8	19,8	39,8	71,1	15,8
Марганцевая, Никопольского месторождения						

и сжатого воздуха, которые подводятся под давлением в нижнюю часть башни. Руда загружается в верхнюю часть башни. Достоинство промывочных башен состоит в том, что в процессе промывки рудные зерна не истираются, в результате чего сокращаются потери полезных компонентов со шламами.

Сравнительные показатели обогащения руд промывкой приведены в табл. 8.

Промывка применяется для крупнокусковых и крупновкрапленных руд черных металлов. Полученные крупнокусковые концентраты направляются непосредственно в плавку или подвергаются доизмельчению и повторному обогащению.

ФЛОТАЦИЯ

§ 1. СУЩНОСТЬ ПРОЦЕССА И ОБЛАСТИ ПРИМЕНЕНИЯ

Флотация — процесс обогащения, основанный на различиях физико-химических свойств различных минералов, обуславливающих избирательную способность отдельных минеральных зерен закрепляться на поверхности раздела жидкость — газ.

Способность минеральных зерен закрепляться на поверхности раздела жидкость — газ зависит прежде всего от способности поверхности минеральных зерен смачиваться водой.

Смачиваемость — явление взаимодействия поверхности минеральных частиц с молекулами воды под влиянием неуравновешенных сил молекулярного притяжения на поверхности минеральной частицы. Смачиваемость зависит от величины свободной поверхностной энергии частицы. При большом запасе свободной поверхностной энергии поверхность частицы хорошо смачивается водой, при малом — плохо.

По смачиваемости водой принято поверхности твердых тел классифицировать на несмачиваемые — гидрофобные и хорошо смачиваемые водой — гидрофильные.

Известно несколько способов флотации: масляная, пленочная, пенная. Кроме того, существует пенная сепарация и обогащение флотогравитационными методами.

Масляная флотация, предложенная в 1860 г., состоит в следующем. Тонкоизмельченная руда, содержащая природно гидрофобные минералы, перемешивается с большим количеством масла, плотность которого меньше плотности воды. При перемешивании гидрофобные минералы, например сульфиды, зерна благородных металлов и другие, налипают на масло, а гидрофильные зерна пустой породы остаются неомасленными. Отделение неомасленных породных частиц осуществляется в отстойниках в водной среде: неомасленные породные зерна тонут в воде и разгружаются в виде хвостов, а капельки масла, как более легкий компонент, вместе с налипшими гидрофобными рудными зернами всплывают на поверхность отстойника, где разгружаются в сборный желоб. После отделения от полученного концентрата масло возвращается в процесс. Безвозвратные потери масла составляют более 2%.

Данный процесс не нашел широкого применения в современной практике вследствие значительных потерь дорогостоящего масла.

Пленочная флотация — процесс, при котором тонкоизмельченная руда осторожно подается на поверхность воды. Разделение минералов происходит на поверхности воды в зависимости от смачиваемости зерен. Гидрофильные частицы тонут, а природно гидрофобные удерживаются на поверхности воды, образуя пленку, которая представляет концентрат и осторожно снимается. Иногда руда предварительно обрабатывается небольшим количеством масла. Данный процесс как самостоятельный метод обогащения не получил широкого признания вследствие небольшой производительности и низкого извлечения полезных компонентов. Принцип пленочной флотации используется в процессе флотогравитации.

Пенная флотация возникла в начале XX в. и быстро приобрела широкое распространение. Современный процесс пенной флотации заключается в следующем. Тонкоизмельченная руда в виде пульпы подвергается обработке специальными флотореагентами с целью усиления различия в смачиваемости разделяемых минералов. Затем пульпа во флотационных машинах подвергается перемешиванию и аэрации воздухом или газом. Гидрофобные частицы, сталкиваясь с воздушными пузырьками, закрепляются на их поверхности и выносятся вверх, образуя пенный продукт. В пенный продукт могут извлекаться ценные компоненты или примеси. В первом случае процесс называется прямой, во втором — обратной флотацией.

Пенная флотация получила широкое применение при обогащении различных тонковкрапленных полезных ископаемых. В настоящее время флотационным методом обогащается около 95% всех добываемых руд цветных и редких металлов. Флотацией обогащаются тонкозернистые фракции каменных, коксующихся углей, а также различные неметаллические полезные ископаемые и руды черных металлов.

В области обогащения руд черных металлов флотация может применяться на железорудных фабриках для доводки концентратов магнитного обогащения и удаления из них вредных примесей. При этом содержание железа в конечном концентрате увеличивается с 62—64 до 68—70%. Флотация может также применяться для обогащения комплексных железных руд с целью извлечения во флотационные концентраты попутных компонентов из хвостов магнитной сепарации. Флотацией обогащаются тонкие шламы гравитационных марганцевых обогатительных фабрик.

Пенная сепарация представляет процесс отделения гидрофобных минералов от гидрофильных непосредственно в пенном слое, создаваемом путем интенсивной аэрации верхнего слоя воды в машине. Этот способ находит все большее приме-

нение при обогащении каменноугольной мелочи, калийных солей, серных, фосфоритных, марганцевых и других руд.

К флотационным относятся процессы разделения минералов, основанные на различии в плотностях смачиваемости минералов. Флотационное обогащение осуществляется в водной среде в различных аппаратах, в которых помимо режимов, присущих гравитационным аппаратам, осуществляется аэрация пульпы и обработка ее флотореагентами. В результате кроме гравитационных продуктов обогащения получают флотационный концентрат.

§ 2. ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ФЛОТАЦИИ

На флотационное обогащение полезное ископаемое поступает в виде пульпы, представляющей многофазную систему, состоящую из твердой *Т* фазы (минеральные частицы), жидкой *Ж* фазы (вода) и газообразной *Г* фазы (воздух, газ). Результаты флотационного обогащения во многом зависят от свойств и структуры фаз.

Все вещества, входящие в состав жидкой фазы флотационной пульпы, и вещества минеральных комплексов в зависимости от свойств и структуры молекул делятся на неполярные (аполярные), полярные и гетерополярные.

Неполярные (аполярные) вещества — соединения, в молекулах которых электрические центры положительных и отрицательных зарядов совпадают, и концы молекулы нейтральны. К неполярным веществам относятся многие жидкие органические вещества с симметричным строением молекул (например насыщенные углеводороды) и твердые вещества с насыщенными ковалентными связями. Неполярные вещества в воде не растворяются, химически малоактивны и гидрофобны.

Полярные вещества — соединения, в молекулах которых электрические центры положительных и отрицательных зарядов не совпадают: один конец молекул несет положительный, другой — отрицательный заряд. Полярные вещества, растворяясь в воде, диссоциируют на ионы, химически активны. К полярным веществам относятся неорганические кислоты и их соли, вода и ряд природных минералов. Твердые полярные вещества гидрофильны.

Гетерополярные вещества — соединения, молекулы которых состоят из полярных и неполярных групп атомов и обладают одновременно свойствами полярных и неполярных соединений. Полярные концы молекул смачиваются водой (они гидрофильны), а неполярные не смачиваются (гидрофобны). К гетерополярным веществам относятся многие флотационные реагенты. Во флотационной пульпе гетерополярные вещества адсорбируются на поверхности раздела фаз, образуя строго ориентированный слой. Ориентация молекул зависит от поляр-

ности фаз: аполярный конец молекулы гетерополярного вещества всегда направлен в сторону менее полярной фазы.

Адсорбция — процесс увеличения концентрации того или иного реагента на поверхности раздела фаз Т—Ж или Ж—Г по сравнению с его концентрацией в объеме жидкой фазы.

Различают хемосорбцию и физическую адсорбцию. При хемосорбции ионов и молекул на поверхности минерала образуется новое химическое соединение. Для физической адсорбции характерно проявление сил межмолекулярного притяжения (сил Ван-дер-Ваальса). Это притяжение молекул обычно вызвано:

ориентационным взаимодействием постоянных диполей, если они имеются в этих молекулах;

индукционным взаимодействием, связанным с притяжением между постоянными диполями и молекулами с индуцированными диполями, т. е. возникшими под влиянием постоянных диполей;

дисперсионным взаимодействием, обусловленным притяжением между мгновенными диполями, образующимися в результате мгновенной асимметрии расположения электронов ядра при их вращении.

Физическая адсорбция не связана с обменными электронными процессами, характерными для хемосорбции.

В результате адсорбции флотореагентов на поверхности минеральных частиц происходит изменение физико-химических свойств поверхности минералов, а следовательно, их флотационной активности. Эффективность обработки минеральной поверхности флотационными реагентами определяется скоростью и прочностью прикрепления минеральных частиц к воздушному пузырьку и зависит от степени гидрофобизации минеральной поверхности.

Различия поверхностных свойств минералов наглядно проявляются поведением капли воды, нанесенной на поверхность этих минералов. На гидрофобной поверхности минеральной частицы капля стремится сохранить округлую форму и не растекается, на гидрофильной капля воды легко вытесняет воздух с поверхности минерала и растекается, приобретая плоскую форму и постепенно увеличивая трехфазный периметр смачивания.

Периметром смачивания называется линия пересечения границ раздела трех фаз: воды, воздуха и поверхности минеральной частицы (рис. 50).

Поведение капли воды при нанесении на поверхность минеральной частицы зависит от соотношения сил поверхностного натяжения, возникающих на поверхности раздела граничащих фаз.

Поверхностное натяжение численно равно силе, действующей вдоль поверхности раздела фаз на единицу ее

длины. Поверхностное натяжение принято обозначать σ . Поверхностное натяжение вызвано неуравновешенностью сил, действующих на молекулы, находящиеся на поверхности раздела фаз. Если внутри объема любого вещества каждая молекула испытывает по всем направлениям одинаковое по величине воздействие окружающих молекул и находится в равновесии, то в поверхностном слое на границе раздела фаз равновесие нарушается, так как силы притяжения, которые испытывают молекулы поверхностного слоя со стороны окружающих молекул

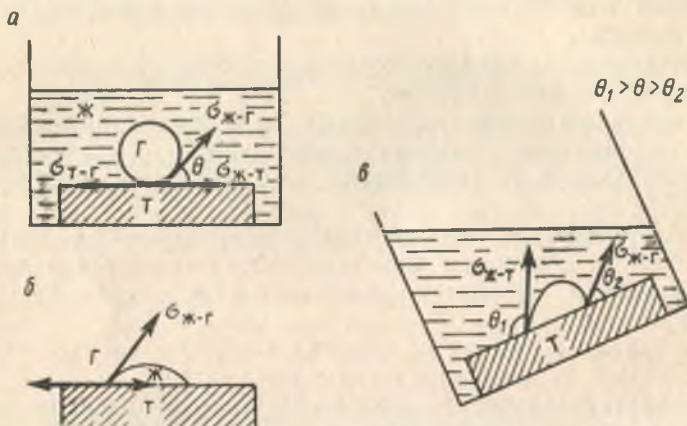


Рис. 50. Схема действия сил на границе раздела фаз

одной и другой фазы не уравнивают друг друга, в результате в поверхностном слое появляется запас свободной поверхностной энергии.

Свободная поверхностная энергия, отнесенная к единице площади раздела фаз f , называется удельной поверхностной энергией. Численно удельная поверхностная энергия равна поверхностному натяжению:

$$\sigma = \frac{E}{f}, \text{ Дж/м}^2. \quad (73)$$

Размерность поверхностного натяжения

$$\sigma \left| \frac{\text{Дж}}{\text{м}^2} \right| = \sigma \frac{\text{Н} \cdot \text{м}}{\text{м}^2} = \sigma \text{ Н/м}.$$

На трехфазный периметр смачивания действуют силы поверхностного натяжения, возникающие на поверхности раздела твердое — газ и твердое — жидкость ($\sigma_{т-г}$ и $\sigma_{т-ж}$) в плоскости раздела этих фаз. Силы поверхностного натяжения на границе раздела жидкое — газ ($\sigma_{ж-г}$) действуют на периметр смачивания по касательной к поверхности воздушного пузырька (или к поверхности капли воды).

Угол между касательной к поверхности воздушного пузырька (рис. 50, а) или к поверхности капли воды (рис. 50, б) в любой точке трехфазного периметра смачивания и поверхностью минерала называется краевым углом смачивания и обозначается греческой буквой Θ . Краевой угол смачивания всегда отсчитывается по жидкой фазе. Косинус краевого угла смачивания является мерой гидрофобности минеральной поверхности. Чем больше краевой угол смачивания, тем меньше значение $\cos \Theta$ и тем хуже поверхность смачивается водой. Величина краевого угла смачивания для различных природных минералов может изменяться в широких пределах и составляет у природно гидрофильного кварца около 0° , каменного угля — $60-90^\circ$, талька — $70-90^\circ$, природной серы — $85-88^\circ$, некоторых сульфидов — до $75-85^\circ$.

Числовое значение краевого угла смачивания определяется из условия равновесия сил поверхностного натяжения, действующих на трехфазный периметр смачивания (см. рис. 50):

$$\cos \Theta = \frac{\sigma_{т-г} - \sigma_{т-ж}}{\sigma_{ж-г}}, \quad (74)$$

где $\sigma_{т-г}$ — поверхностное натяжение на поверхности раздела твердое — газ, Н/м;

$\sigma_{т-ж}$ — поверхностное натяжение на поверхности раздела твердое — жидкость, Н/м;

$\sigma_{ж-г}$ — поверхностное натяжение на поверхности раздела жидкость — газ, Н/м.

При смачивании минеральной частицы водой под действием неуравновешенных сил на поверхности минеральной частицы образуется тонкий слой ориентированных молекул воды, называемый гидратным слоем, а сам процесс смачивания называется процессом гидратации. В гидратном слое молекулы воды, представляющие диполи, ориентируются тем концом диполя, который имеет знак заряда, противоположный знаку заряда минеральной поверхности. Первый слой ориентированных молекул воды создает ориентацию молекул в последующих слоях. Глубина ориентированного гидратного слоя очень мала и составляет не более нескольких ангстрем или $10^{-7} - 10^{-6}$ см. Молекулы воды в гидратном слое прочно связаны с минеральной поверхностью и могут иметь аномальные физические свойства. Образование гидратного слоя сопровождается понижением свободной поверхностной энергии системы.

При воздействии внешних сил на периметр смачивания наблюдается задержка перемещения его по твердой поверхности, называемая гистерезисом смачивания. Так, если на горизонтальную поверхность (см. рис. 50, в) минерального шлифа в воде нанести пузырек воздуха, то при прилипании его к поверхности образуется определенный равновесный краевой угол смачивания. Если затем пластинку

наклонить, то периметр смачивания может не переместиться по поверхности, а форма воздушного пузырька изменится: натекающий краевой угол смачивания станет меньше равновесного, а отступающий — больше. Величина гистерезиса смачивания зависит:

от порядка смачивания, т. е. происходит ли вытеснение с твердой поверхности воды воздухом при прикреплении минеральной частицы к воздушному пузырьку либо при вытеснении

воздуха водой при отрыве частицы от воздушного пузырька;

от абсолютной скорости перемещения пузырька по твердой поверхности;

от наличия на минеральной поверхности флотационных реагентов;

от шероховатости минеральной частицы.

При столкновении минеральной частицы с воздушным пузырьком, если произойдет вытеснение воды с поверхности минеральной частицы, последняя закрепится на поверхности воздушного пузырька.

Закрепление воздушного пузырька на минеральной поверх-

ности в соответствии с капиллярной гипотезой, предложенной П. А. Ребиндером, А. Н. Фрумкиным, В. В. Дерягиным и другими учеными происходит в три стадии (рис. 51).

стадия 1 — происходит сближение воздушного пузырька и минеральной частицы. Пока гидратные оболочки воздушного пузырька и минеральной частицы не соприкоснулись, удаление воды на промежутке h_1 происходит легко под действием запаса кинетической энергии минеральной частицы и пузырька без изменения свободной энергии системы (участок ab);

стадия 2 — наступает в момент соприкосновения гидратных слоев пузырька и минеральной частицы и сопровождается увеличением сопротивления среды дальнейшему сближению пузырька и частицы. Возрастание сопротивления гидратных слоев обусловлено наличием молекулярного сцепления диполей воды с поверхностями сближаемых фаз. Уменьшение толщины гидратной прослойки в интервале $h_2 — h_3$ сопровождается за-

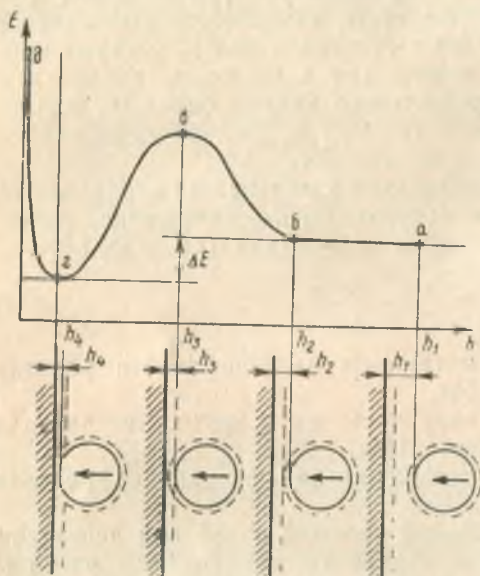


Рис. 51. Стадии закрепления минеральной частицы на воздушном пузырьке

тратой работы на раздвигание молекул плотного гидратного слоя. Затраченная работа переходит в дополнительный запас свободной энергии системы (участок *бв*);

стадия 3 — толщина гидратной прослойки уменьшается до весьма незначительной величины h_3 ; возникают силы притяжения между поверхностью минеральной частицы и воздушным пузырьком, происходит разрыв гидратной оболочки, сопровождающийся уменьшением запаса свободной энергии (участок *вг*) и возникновением сил взаимного сцепления минеральной частицы с воздушным пузырьком, и затем самопроизвольное закрепление частицы на воздушном пузырьке и образование трехфазного периметра смачивания. Остаточный гидратный слой имеет молекулярные размеры h_4 и является термодинамически устойчивым, и для его удаления необходимо затратить энергию извне (участок *гд*). В результате прилипания частицы к пузырьку происходит убыль свободной поверхностной энергии на величину A , затраченной на вытеснение гидратного слоя воды с поверхности минеральной частицы. Убыль свободной энергии ΔE , отнесенной к единице вновь образованной поверхности раздела фаз твердое — газ, определяется уравнением

$$A = \Delta E = \sigma_{ж-г} \left(\frac{S_{ж-г} - S'_{ж-г}}{S_{т-г}} - \cos \Theta \right), \quad (75)$$

где $\sigma_{ж-г}$ — свободная поверхностная энергия единицы поверхности раздела фаз жидкость — газ;

$S_{ж-г}$ и $S'_{ж-г}$ — площадь поверхности раздела фаз жидкость — газ до и после закрепления твердой поверхности на воздушном пузырьке;

$S_{т-г}$ — площадь поверхности раздела фаз твердое — газ;

Θ — краевой угол смачивания.

В связи с тем что размер флотируемых частиц мал по сравнению с диаметром воздушных пузырьков, образующихся во флотационной машине, можно принять, что

$$S_{ж-г} - S'_{ж-г} = S_{т-г},$$

$$\Delta E = \sigma_{ж-г} (1 - \cos \Theta). \quad (76)$$

При этом ΔE выражает максимальную работу, которую может совершить система при вытеснении воздухом жидкости с единицы поверхности твердого тела. Анализ уравнения показывает, что если $\Theta > 0$, то и $\Delta E > 0$, т. е. при данном условии прилипание частицы к пузырьку, а следовательно и флотация, возможны.

§ 3. ФЛОТАЦИОННЫЕ РЕАГЕНТЫ

Флотационными реагентами называются вещества, которые вводятся во флотационную пульпу с целью создания условий для разделения минералов методом флотации.

В зависимости от назначения все флотационные реагенты принято делить на пять групп: собиратели, пенообразователи, депрессоры, активаторы и регуляторы среды. Три последние группы флотореагентов объединяются под общим названием модификаторы.

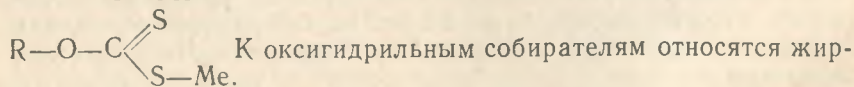
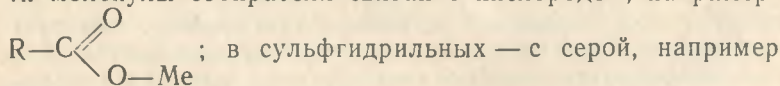
С о б и р а т е л и — вещества, обладающие способностью сорбироваться на поверхности раздела фаз твердое (поверхность минеральной частицы) — жидкость (вода), повышая несмачиваемость флотируемого минерала, что характеризуется увеличением краевого угла смачивания.

Все собиратели, в зависимости от структуры молекулы, делятся на гетерополярные и апольярные.

А п о л я р н ы е представляют собой углеводороды, в воде почти не растворяются, на ионы не диссоциируют, химически не взаимодействуют с поверхностью минералов. Апольярные вещества обладают избирательной способностью закрепляться на поверхности природно гидрофобных или предварительно гидрофобизированных минералов, увеличивая их несмачиваемость водой. Апольярные собиратели закрепляются на поверхности минералов в молекулярной форме за счет сил Ван-дер-Ваальса (физическая адсорбция). Эти собиратели применяются для флотации ископаемых углей, тальковых, серных, графитовых и других руд и дополнительно совместно с гетерополярными собирателями при флотации самых разнообразных полезных ископаемых. Апольярные собиратели вводятся во флотационную пульпу в виде водных эмульсий. К данной группе флотационных реагентов относятся керосин и различные углеводородные масла, получаемые при переработке нефтепродуктов и угольных смол.

Г е т е р о п о л я р н ы е собиратели делятся на анион-активные и катион-активные в зависимости от знака заряда адсорбционно-активной части молекулы собирателя. В зависимости от растворимости в воде гетерополярные собиратели могут быть ионогенными и неионогенными.

А н и о н н ы е собиратели подразделяются на сульфгидрильные и оксигидрильные. В оксигидрильных катион полярной части молекулы собирателя связан с кислородом, например



ные кислоты и их соли (мыла), алкилсульфаты, алкил- и арил-сульфонаты. К сульфгидрильным относятся ксантогенаты, меркаптаны, дитиофосфаты и др.

Оксигидрильные анионные собиратели

Жирные кислоты и их мыла. В эту группу собирателей входят техническая олеиновая кислота и натриевое мыло (олеат натрия), сульфатное мыло, талловое масло, окисленные нефтепродукты (окисленный керосин, окисленный рисайкл, окисленный петролатум) реагент ИМ-21 и др. Все перечисленные реагенты являются жидкими техническими продуктами, флотоактивной частью которых являются высшие карбоновые кислоты с общей формулой $R-COOH$ и их соли ($R-COOMe$), где R — углеводородный радикал с числом атомов углерода от 12 до 18 ($C_{12}-C_{18}$). Мыла жирных кислот получают в результате нейтрализации жирных кислот щелочами, карбонатами металлов или их оксидами. Жирные кислоты плохо растворимы в воде и хорошо растворяются в органических растворителях. Мыла щелочных металлов хорошо растворяются

в воде; при растворении образуют анион $\left| R-C \begin{array}{l} \nearrow O \\ \searrow O \end{array} \right|^-$. Реагент

данной группы характеризуется низкой избирательной способностью: могут флотировать все окисленные минералы, в том числе кварц, поэтому требуют тщательного подбора режима флотации, обеспечивающего избирательность их действия. Жирные кислоты подаются в процесс в виде водных эмульсий, мыла жирных кислот — в виде водных растворов. В практике обогащения полезных ископаемых эти реагенты применяют для флотации полярных минералов, имеющих в составе кристаллических решеток катионы кальция, стронция, бария, а также для флотации окисленных минералов цветных и черных металлов — карбонатов, оксидов и сульфатов.

Алкилсульфаты, алкил- и арил-сульфонаты представляют сульфокислоты и их соли, являющиеся производными серной кислоты и углеводородных соединений. В полярной группе в молекуле они содержат сернокислый остаток SO_3 . В молекуле алкилсульфатов атом серы кислотного остатка связан с атомом углерода непосредственно ($R-SO_3Me$), в сульфонатах — через кислородный мостик ($R-O-SO_3Me$). Алкилсульфаты и алкилсульфонаты имеют близкие физико-химические свойства, объясняемые близостью свойств групп $-SO_3Me$ и $-O-SO_3Me$.

Алкиларилсульфокислоты и их соли — сульфонаты и сульфаты, хорошо растворимы в воде; в водных растворах практически полностью диссоциируют на ионы, в отличие от жирных кислот устойчивы к гидролизу. Используются преимущественно в смеси с другими анионными, катионными и аполярными собирателями при флотации железных, бериллиевых, хромовых, марганцевых и других окисленных кальцийсодержащих минералов и растворимых солей.

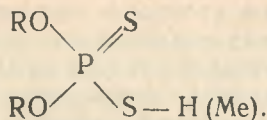
Сульфгидрильные анионные собиратели

Ксантогенаты являются наиболее распространенными собирателями при флотации руд цветных металлов, представляют собой калиевые или натриевые соли ксантогеновых кислот и имеют общую формулу ROCS_2Me .

В зависимости от строения радикала R ксантогенаты называются метиловыми, этиловыми, пропиловыми нормальными, изопропиловыми и т. д. Ароматические ксантогенаты (ариловые) малоэффективны и поэтому не применяются.

Меркаптаны — в химическом отношении являются спиртами или фенолами, в молекуле которых гидроксильная группа OH заменена сульфгидрильной SH . Общая формула $\text{R} - \text{SH}(\text{Me})$. Название меркаптана зависит от названия радикала R , входящего в состав его молекулы: этилмеркаптан, фенолмеркаптан и т. д. Меркаптаны слабо растворимы в воде, обладают сильным и неприятным запахом, имеют ограниченное применение.

Дитиофосфаты — производные дитиофосфорной кислоты, представлены диарил- и диалкилдитиофосфорными кислотами и их солями; известны под названием аэрофлоты. Строение молекул этих соединений может быть представлено общей структурной формулой



Водород в полярной группе может замещаться калием, натрием или группой NH_4 . В соответствии с этим аэрофлот называется калиевым, содовым или аммониевым, этиловым или фенольным аэрофлотом. Аэрофлоты бывают жидкими и твердыми. Из жидких наибольшее распространение получил крезиловый аэрофлот, из твердых — содовый. Применяются аэрофлоты для флотации сульфидов.

Катионные и аполярные собиратели

Катионные собиратели являются производными аммиака, в котором атомы водорода все или частично замещены углеводородными радикалами. В зависимости от количества замещенных атомов водорода амины делятся на первичные, вторичные, третичные и четвертичные. В качестве собирателей обычно применяются прямоцепочечные первичные алифатические предельные амины. Амины обладают низкой растворимостью, в воде присутствуют в ионной, мицеллярной формах и в твердом состоянии. Применяются при флотации неметаллических полезных ископаемых и окисленных сульфид-

ных руд. В СССР применяются два катионных реагента — ИМ-11 и АНП.

Аполярные собиратели представляют углеводородные органические соединения, относятся к неионогенным собирателям. Аполярные собиратели плохо растворяются в воде, не диссоциируют на ионы, используются в виде водных эмульсий, применяются для флотации минералов, обладающих повышенной естественной флотуруемостью — угля, элементарной серы, графита, талька, молибденита, а также в смеси с ионогенными собирателями при флотации различных, особенно труднофлотуемых руд. Селективность действия аполярного собирателя зависит от селективности ионогенного собирателя. В качестве аполярных собирателей используются различные технические продукты — керосин, трансформаторное, соляровое и другие масла, мазут, природная нефть и т. д.

Пенообразователи

К пенообразователям относятся гетерополярные поверхностно-активные вещества, содержащие в полярной части —ОН, —COOH, —С—О, NH_2 , —OSO₂OH, —SO₂OH и другие группы и способные адсорбироваться на поверхности раздела жидкость — газ, понижая поверхностное натяжение. В химическом отношении они являются производными органических углеводородных соединений и, так же как и собиратели, могут быть анионными, катионными, и неионогенными. При добавлении пенообразователей во флотационный процесс повышается стабильность и дисперсность пен и происходит увеличение степени аэрации пульпы за счет снижения скорости подъема пузырьков и накопления их в пульпе.

В практике флотации в качестве пенообразователей применяют сосновое масло, древесные смолы, тяжелый пиридин, пенореагент, реагент ИМ-18, реагент ОПСБ и др. Пенообразователи подаются непосредственно во флотационные машины, дозируются питателями реагентов.

Депрессоры

Депрессоры — вещества, действующие на границу раздела твердое — жидкость, повышающие смачиваемость минеральной поверхности и препятствующие закреплению на ней собирателя. Механизм действия депрессоров в зависимости от характера руды и свойств применяемого депрессора может быть разным. В практике флотации в качестве депрессоров применяют щелочи (обычно известь), цианиды, цинковый купорос, сернистый натрий, хромовокислые соли, силикат натрия (жидкое стекло), органические коллоиды и др.

Депрессирующее действие щелочей связано с гидрофилизацией минеральной поверхности в результате образования труднорастворимых гидратов окислов металлов и с вытеснением собирателя с поверхности минерала, например депрессирование сульфидов меди и никеля при флотации анионными собирателями.

Депрессирующее действие цианидов состоит в растворении пленки собирателя, закрепившегося ранее на минерале. Цианиды депрессируют сульфиды цинка, железа и никеля. При повышении концентрации цианида депрессируется и медь. На практике при разделении сульфидов цианиды чаще всего применяют совместно с цинковым купоросом. Депрессирующее действие смеси купороса и цианида выражается в осаждении гидрофильного осадка гидрата окиси цинка на минеральных поверхностях.

При применении цианидов следует помнить об их высокой токсичности, особенно в кислой среде (образуется сильная кислота HCN), поэтому их применяют только в щелочной среде при $\text{pH} = 7 \div 10$ в виде 1—10%-ного раствора.

Цинковый купорос как самостоятельный депрессор применяют для очистки цинкового концентрата от примесей железа и меди обратной флотацией в содовой среде. При этом на поверхности цинковых минералов образуется гидрофильный осадок карбоната цинка, подавляющий флотацию цинка, в пенный продукт извлекают сульфиды меди и железа.

Депрессирующее действие двуххромовокислого калия $\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ при флотации полиметаллических руд проявляется в подавлении флотации свинца, протекающей при очень небольших расходах хромата калия. При взаимодействии хромата калия с участками минерала, не занятыми собирателями, образуется осадок хромата свинца, который гидрофилизует поверхность сульфида свинца, перекрывая эффект гидрофобизации, создаваемый адсорбцией собирателя.

Депрессирующее действие сернистого натрия Na_2S при флотации сульфидных руд заключается в вытеснении собирателя с поверхности всех сульфидов, за исключением молибдена. Сернистый натрий применяют для десорбции (удаления) ксантогената с поверхности сульфидов коллективного концентрата перед его селективным разделением.

Депрессирующее действие жидкого стекла (силикат натрия, представляющий натриевую соль кремневой кислоты $(\text{SiO})_m(\text{Na}_2\text{O})_m$) еще достаточно не изучено. При растворении силиката натрия в результате гидролитического разложения выделяется слабая кремневая кислота, представляющая коллоид, и щелочь. Полагают, что подавление минералов жидким стеклом может происходить путем гидрофилизации минеральной поверхности в результате налипания образующихся коллоидных частиц или путем химического закрепления кремневой кислоты

на поверхности минералов, что приводит к гидрофилизации поверхности минералов и к снижению адсорбции на них собирателя. Жидкое стекло применяется для подавления кварца и силикатных пород.

Депрессирующее действие органических коллоидов [(крахмала, декстрина, карбоксиметилцеллюлозы (КМЦ и др.))] основано на их способности образовывать в пульпе гидрофильные мицеллы, которые, осаждаясь на минералах, депрессируют их; применяются для подавления флотационных силикатов — талька, хлорита, серицита и др.

Активаторы

Активаторы — вещества, действующие на границе раздела твердое — газ и вызывающие более прочное закрепление собирателя на активируемых минералах и улучшение их флотиремости. Действие активаторов заключается в образовании на минеральной поверхности пленки, которая легко адсорбирует собиратель, или в удалении депрессора с минеральных зерен. Покрытие активирующими пленками наблюдается при флотации минералов, которые с собирателем непосредственно не реагируют или реагируют слабо. Растворение депрессирующих пленок происходит при уничтожении действия депрессоров.

В практике флотации в качестве активаторов применяются медный купорос $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$, серная кислота, растворимые сульфиды, чаще всего Na_2S , щелочи и другие.

Медный купорос применяется для активации сфалерита. Неактивированный сфалерит плохо флотируется ксантогенатами, так как хотя и происходит адсорбция ксантогената на поверхности сфалерита, но образующийся ксантогенат цинка хорошо растворим в воде, поэтому прочность закрепления собирателя незначительна. При добавлении в пульпу медного купороса ионы цинка замещаются ионами меди, в результате на поверхности цинковых минералов образуются значительно менее растворимые ксантогенные меди, что и активизирует флотацию цинка.

При обработке сернистым натрием окисленных минералов цветных металлов (малахит, церуссит и др.) карбонатные и сульфатные ионы кристаллической решетки окисленных минералов частично замещаются сульфидными, происходит их сульфидизация, что приводит к повышению флотиремости окисленных минералов цветных металлов ксантогенатами.

Серная кислота применяется для активации пирита и пирротина при флотации окисленных пиритных руд и для активации флотации пирита, подавленного избытком щелочи. Активация состоит в обновлении поверхности минеральных зерен в результате растворения пленки гидрата окиси железа с поверхности минералов при снижении щелочности среды.

Активирующее действие щелочей проявляется при флотации минералов, на которых сорбция собирателя определяется силами электростатического взаимодействия. С повышением концентрации гидроксильных ионов возрастает отрицательный заряд на поверхности силикатных минералов, в результате увеличивается сорбция амина и соответственно повышается флотуемость минерала.

Регуляторы среды

К регуляторам среды относятся регуляторы рН среды (кислоты и щелочи) и регуляторы ионного состава пульпы, применяемые для удаления из пульпы ионов, мешающих закреплению собирателя на поверхности флотируемых минералов.

Кислоты и щелочи могут применяться не только как подавители и активаторы, но и для создания рН среды, необходимого для эффективного действия каждого реагента, используемого при флотации данной руды. Это связано с тем, что многие флотореагенты в водных растворах сильно гидролизуются и соотношение между концентрацией ионов и молекул флотореагентов в значительной мере зависит от щелочности среды, характеризуемой водородным показателем рН.

Водородным показателем рН называется значение логарифма концентрации водородных ионов, взятое с обратным знаком:

$$\text{pH} = -\lg [\text{H}]^{+}.$$

Для кислых сред $\text{pH} < 7$, для нейтральной среды $\text{pH} = 7$, для щелочной среды $\text{pH} > 7$.

Регуляторы ионного состава пульпы применяются с целью вывода из пульпы ионов, мешающих взаимодействию собирателя с поверхностью флотируемых минералов. К ионам, нарушающим ход флотационного процесса, относятся те, которые попадают в пульпу вместе с рудой или водой.

К числу таких относятся ионы, понижающие концентрацию собирателя. Например, при флотации олеатом натрия вредными являются ионы кальция и магния, так как они при взаимодействии с олеатом натрия образуют труднорастворимые соединения, выпадающие в осадок, в результате чего снижается концентрация ионов собирателя в пульпе и в итоге ухудшается флотация.

Селективному разделению минералов могут мешать ионы, активирующие те минералы, которые в данной операции необходимо депрессировать. Например, при флотации свинцовых минералов из свинцово-цинковых руд вредное влияние на селективность процесса оказывают ионы меди, содержащиеся в пульпе и активирующие флотацию сфалерита. В итоге сфалерит переходит в пену вместе с галенитом.

Нарушать флотацию могут ионы, депрессирующие минералы, подлежащие флотации. Например, депрессирующее влияние на флотацию сульфидов оказывает избыток в пульпе ионов серы.

Для связывания нежелательных ионов используют известь, соду и другие регуляторы.

§ 4. КЛАССИФИКАЦИЯ МИНЕРАЛОВ ПО ФЛОТИРУЕМОСТИ

Схема флотационного процесса, характер применяемых реагентов и результаты обогащения в первую очередь зависят от минерального состава и физико-химических свойств поверхности минералов, входящих в состав полезного ископаемого. В зависимости от особенностей условий флотационного разделения основные минералы полезных ископаемых можно разделить на следующие группы.

Аполярные минералы неметаллических полезных ископаемых, обладающие высокой природной гидрофобностью. К ним относятся каменный уголь, графит, самородная сера, тальк и алмаз. Для флотации минералов этой группы применяются нефтяные масла, а иногда только пенообразователи.

Сульфиды тяжелых металлов и самородные металлы включают сульфиды железа, свинца, меди, цинка, сурьмы, молибдена, кобальта и т. п., а также золото, серебро, платину. Минералы данной группы характеризуются некоторой природной гидрофобностью и избирательной способностью адсорбировать на своей поверхности сульфгидрильные собиратели (ксантогенаты).

Окисленные минералы тяжелых металлов, представлены карбонатами и сульфидами меди, свинца, цинка и включают малахит, церуссит, смитсонит, азурит и др. Эти минералы не обладают природной гидрофобностью. При обогащении флотацией предусматривается предварительная сульфидизация сернистым натрием и последующая флотация ксантогенатами или без предварительной сульфидизации с применением жирных кислот и их мыл.

Полярные солеобразные минералы щелочноземельных элементов. В состав кристаллической решетки этих минералов входят катионы кальция, магния, бария и стронция. К ним относятся апатит $\text{Ca}_5[\text{PO}_4]_3\text{F}$ и $\text{Ca}_5[\text{PO}_4]_3\text{Cl}$, флюорит (CaF_2), кальцит (CaCO_3), гипс ($\text{CaSO}_4 \times 2\text{H}_2\text{O}$), виверит (BaCO_3), магнезит (MgCO_3) и др. Минералы этой группы хорошо флотируются при применении в качестве собирателей жирных кислот и их мыл, весьма чувствительны к ионному составу пульпы.

Окислы, силикаты и алюмосиликаты представляют обширную группу минералов, включающую кварц (SiO_2), андалузит ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_2$), диаспор ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{H}_2\text{O}$), берилл

($3\text{BeO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 6\text{SiO}_2$), гематит (Fe_2O_3), каолинит ($\text{Al}_2\text{O}_3 \times \times 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), касситерит (SnO_2), кианит ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{SiO}_5$), корунд (Al_2O_3), пиролюзит (MnO_2), полевые шпаты, слюды и др. Большинство этих минералов хорошо флотируется с применением оксигидрильных анионных собирателей, жирных кислот и собирателей катионного типа. Флотация многих из них зависит от присутствия на минеральных поверхностях активирующих катионов, адсорбирующихся в процессе рудообразования или при подготовке руд к обогащению.

Растворимые соли. К этой группе следует отнести галит (NaCl), сильвин (KCl), каинит ($\text{KCl} \cdot \text{MgSO}_4 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$), карналлит ($\text{KCl} \cdot \text{MgCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$), лангбейнит ($\text{K}_2\text{SO}_4 \cdot 2\text{MgSO}_4$) и др. Эти минералы флотируются из насыщенных растворов тех же солей с помощью жирных кислот, аминов или смесей этих собирателей с аполярными реагентами.

Близость флотационных свойств разнородных по своему составу минералов предопределяет сложность флотационных схем и в целом технологии флотационного обогащения полезных ископаемых.

ФЛОТАЦИОННЫЕ МАШИНЫ

Флотационными машинами называются аппараты, в которых происходит разделение минералов в зависимости от их способности закрепляться на границе раздела двух фаз. В настоящее время наибольшее распространение получили машины для пенной флотации.

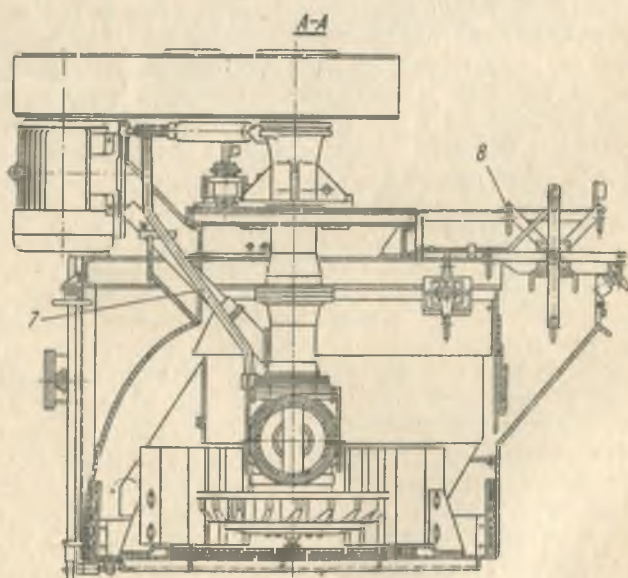
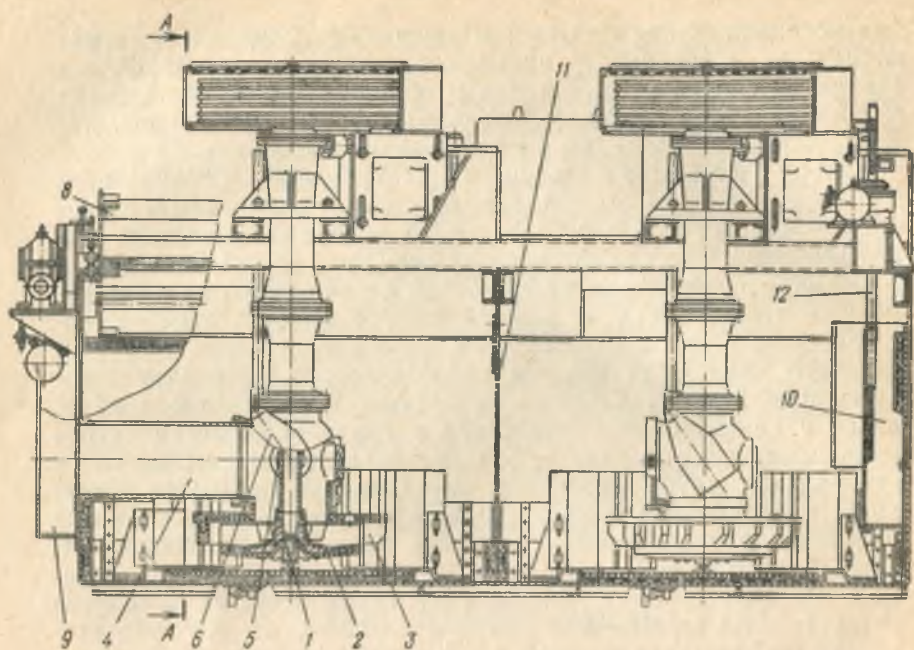
К современным флотационным машинам для пенной флотации предъявляются следующие требования: обеспечение эффективного диспергирования воздуха и достаточной аэрации (насыщение воздухом) флотируемой пульпы; равномерное распределение минеральных частиц и воздушных пузырьков по всему объему пульпы в машине; создание в машине на поверхности пульпы спокойной зоны пенообразования; легкое регулирование уровня пульпы в машине. Кроме того, машина должна быть недорогой, детали ее должны быть износостойкими, а расход энергии небольшим.

В основу классификации флотационных машин на отдельные конструктивные типы положен способ аэрации и перемешивания пульпы. По этому признаку все современные флотационные машины делятся на механические, в которых перемешивание пульпы, засасывание воздуха и его диспергирование производятся вращающимся импеллером; пневмомеханические, в которых воздух подается от воздуходувки, а его диспергирование и перемешивание пульпы осуществляются импеллером; пневматические, в которых перемешивание и аэрация пульпы производятся сжатым воздухом. В настоящее время в отечественной практике для обогащения рудных полез-

ных ископаемых применяются механические флотационные машины типа «Механобр», пневмомеханические типа ФПР, из пневматических на отечественных фабриках для обогащения руд применяются глубокие и мелкие аэролифтные машины, машины для пенной сепарации и эжекторные машины.

Флотационная машина «Механобр» (ФМР) применяется на многих отечественных рудных обогатительных фабриках. Машина ФМР собирается из звеньев, состоящих из всасывающих и из прямоточных камер (рис. 1).

Камеры сообщаются между собой через отверстия в межкамерных перегородках. В каждой камере имеется аэратор, состоящий из статора и импеллера. Импеллер состоит из вертикального вала 1, на нижнем конце которого закреплен диск импеллера 2 с радиальными лопастями. Вал импеллера находится в центральной полой трубе и получает вращение через клиноременную передачу от электродвигателя. В нижней части центральной трубы крепится неподвижный надымпеллерный диск, в периферийной части которого имеются направляющие лопатки 3, расположенные под углом 60° к радиусу. Надымпеллерный диск с направляющими лопатками называется статором. В нижней части центральной трубы имеется несколько отверстий. Во всасывающей камере к одному из них присоединяется горизонтальная труба 4, по которой происходит всасывание пульпы из предыдущей камеры. В прямоточной камере это отверстие закрывается пробкой. В центральной трубе имеются два отверстия 5, расположенные друг против друга и служащие для внутрикамерной циркуляции пульпы или для подсоса промпродуктов из других камер для повторной флотации. Степень открытия отверстий может регулироваться заслонкой 6. При вращении импеллера в надымпеллерном пространстве под диском статора создается разрежение, в результате чего через отверстия в центральной трубе и в статоре засасывается на импеллер пульпа, а по трубе 7 подсасывается воздух из атмосферы. Воздух вместе с пульпой лопастями вращающегося импеллера выбрасывается в камеру через зазоры между лопатками статора, при этом он дробится на мельчайшие пузырьки. Гидрофобизированные минеральные частицы, сталкиваясь с воздушными пузырьками, закрепляются на их поверхности, нагруженные минеральными частицами воздушные пузырьки поднимаются в верхнюю зону камеры, где образуют слой пены. Пенный продукт непрерывно удаляется вращающимся пеногоном 8. В полость импеллера всасывающей камеры пульпа поступает из приемного кармана 9 или из промежуточного кармана 10. В прямоточную камеру пульпа переливается через окно 11 в межкамерной перегородке. В машине всасывающие и прямоточные камеры могут чередоваться через одну камеру либо могут устанавливаться последовательно несколько всасывающих или несколько прямоточных камер. Разгрузка пульпы из последней

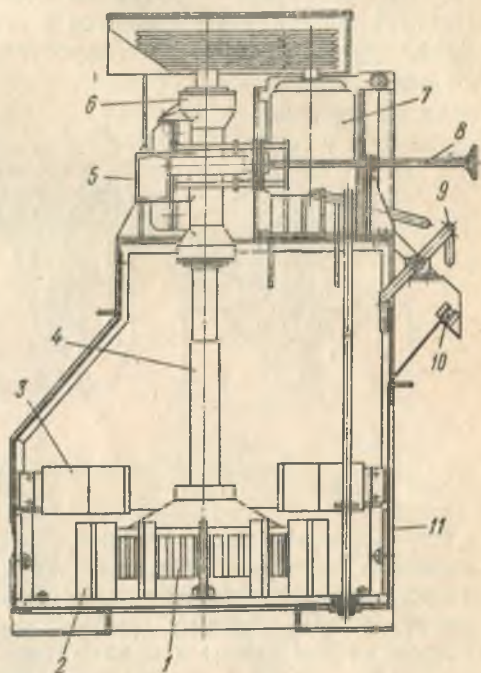


Механическая флотационная машина «Механобр»

прямоточной камеры осуществляется через карман 10, снабженный шибером 12 для регулирования уровня пульпы в звене. Флотационные машины ФМР изготавливаются нескольких типоразмеров с полезным объемом камеры от 0,14 до 6,3 м³.

Пневмомеханическая машина типа ФПР (рис. 53) комплектуется из отдельных прямоточных звеньев, устанавливаемых каскадно или на одном уровне. В последнем случае для засасывания пульпы в головных камерах устанавливают блоки импеллера из машин механического типа такого же размера. Механические блоки позволяют возвращать в эти камеры промежуточные продукты без применения насосов.

Аэратор пневмомеханической машины состоит из импеллера и диспергатора. Воздух подается от воздухоудовки под импеллер непосредственно через полый приводной вал импеллера. Импеллер представляет собой конус, на нижней стороне которого по периферии укреплены пальцы (металлические стержни прямоугольного сечения). Диспергатор состоит из диска с установленными по периферии радиальными лопатками, способствующими диспергированию подаваемого воздуха. Над импеллером крепятся успокоительные лопатки для создания спокойной зоны отстаивания пены.



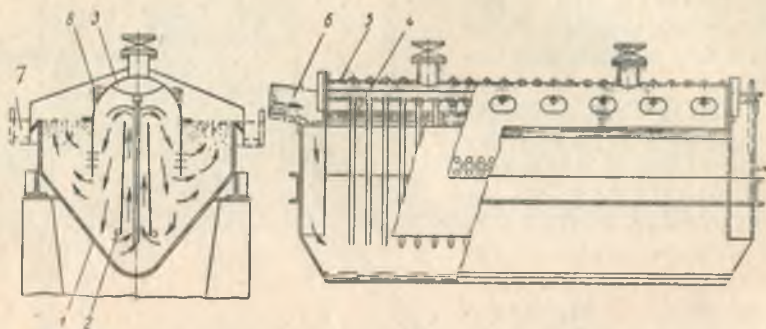
Пневмомеханическая флотационная машина типа ФПР:

1 — импеллер; 2 — диспергатор; 3 — успокоительные лопатки; 4 — полый вал; 5 — воздушный коллектор; 6 — корпус подшипника; 7 — электродвигатель; 8 — регулятор расхода воздуха; 9 — пеногон; 10 — порог; 11 — корпус камеры

Преимуществом пневмомеханических машин является независимое регулирование расхода воздуха по фронту флотации.

Пневматическая аэролифтная флотационная машина с мелкой ванной (рис. 54) представляет U-образную ванну 1, в которой в средней части установлены вертикальные перегородки 2, образующие центральный отсек. Центральный отсек сверху закрыт колпаком 3, края которого погружены в пульпу. В центральном отсеке вдоль машины установлены

вертикальные трубки 4 для подачи воздуха от общего коллектора 5. Флотируемая пульпа подается по желобу 6 в торцовую часть ванны. Подаваемый по трубкам воздух смешивается с пульпой, образуя пульповоздушную смесь, поднимающуюся по центральному отсеку, выполняющему роль аэролифта. Пульповоздушная смесь в центральном отсеке выбрасывается выше уровня пульпы в ванне, сливается через края перегородок, затем через отверстия в нижней части колпака поступает в боковые отсеки ванны, образуя на поверхности пульпы слой пены. Пенный продукт разгружается в сборный желоб 7. Клапаны 8 позволяют регулировать гидростатическое давление под колпаком.



.. Пневматическая аэролифтная машина с мелкой ванной

К преимуществам мелких аэролифтных машин относятся простота конструкции, отсутствие движущихся деталей, простота ремонта. Недостатком является менее интенсивное перемешивание пульпы, поэтому грубозернистый материал может осажаться на дне ванны и накапливаться. Кроме того, в аэролифтной машине низкий коэффициент использования воздуха — лишь 5—10% подаваемого воздуха используется при формировании пенного слоя, а остальное количество выполняет роль аэролифтного подъемника и затем сбрасывается через клапаны в атмосферу. Аэролифтные машины более чувствительны к изменению плотности и крупности питания, чем механические и пневмомеханические.

Пневматическая аэролифтная машина с глубокой ванной типа АФМ (рис. 55) по принципу действия аналогична мелкой машине. Аэраторы машины АФМ представляют собой пустотелые металлические коробки, заканчивающиеся в нижней части щелевидным клапаном, образованным стенкой коробки и резиновой накладкой. Пенный продукт разгружается самотеком. Выход пенного продукта регулируется сменными накладными планками. Машина комплектуется из секций длиной 3 м каждая.

Преимущества глубокой аэролифтной машины с двусторонним подводом воздуха через щелевые клапаны следующие:

увеличение глубины ванны улучшает аэрацию пульпы и повышает производительность машины на единицу занимаемой площади;

увеличивается коэффициент использования воздуха до 25%, так как с увеличением глубины аэролифта снижается расход транспортного воздуха;

щелевые аэраторы позволяют осуществить подвод воздуха равномерно по всей длине машины и регулировать его подачу;

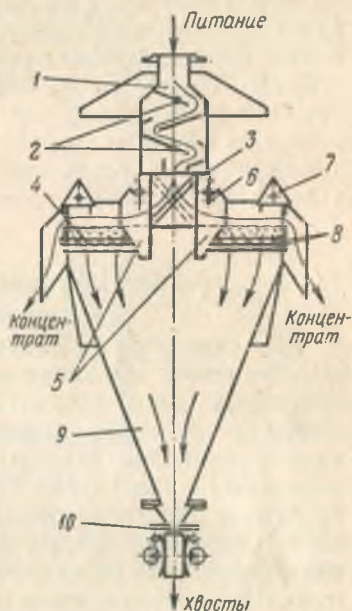
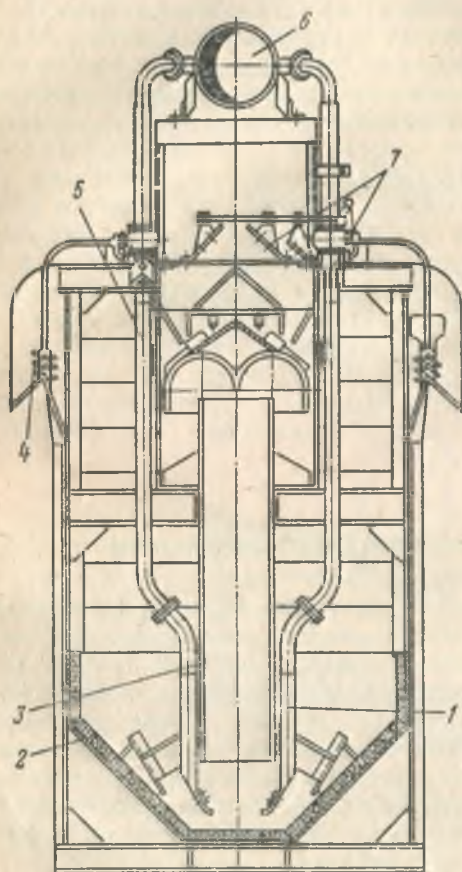


Рис. 55. Пневматическая аэролифтная машина с глубокой ванной:

1 — щелевые аэраторы; 2 — ванна; 3 — аэролифтная камера; 4 — регулируемый порог; 5 — воздушные патрубки; 6 — воздушный коллектор; 7 — направляющие щиты для отделения воздуха

Флотационная машина пенной сепарации

благодаря более интенсивному перемешиванию в данных машинах может обогащаться грубозернистый материал (20% класса — 0,074 мм), аналогично механическим машинам;

по сравнению с механическими и пневмомеханическими машинами в машинах АФМ существенно снижается расход электроэнергии и необходимая производственная площадь.

Пневматическая флотационная машина пенной сепарации отличается от обычных машин пенной флотации тем, что в данных машинах разделение минеральных зерен происходит непосредственно в специально создаваемом обильном пенном слое. Схематическое устройство машины показано на рис. 56. Обработанная собирателем исходная пульпа с содержанием твердого до 60% через загрузочное устройство 1 по наклонным декам 2 поступает в струйчатый делитель 3, который обеспечивает двустороннюю загрузку пульпы на пенный слой, создаваемый трубчатыми аэраторами 4. Предварительно в желобах 5 производится аэрация пульпы воздухом, подаваемым из сопел 6. При подаче пульпы на слой пены гидрофобизированные флотируемые минеральные зерна закрепляются на поверхности воздушных пузырьков пенного слоя и вместе с пенной пеногоном 7 удаляются через сливной порог 8 в сборные желоба. Гидрофильные частицы под действием сил тяжести проходят через пенный слой и осаждаются в пирамидальной части 9 ванны флотационной камеры и затем разгружаются через затвор 10. Крупность флотируемых частиц в машинах пенной сепарации в несколько раз превышает крупность частиц, флотируемых в обычных флотационных машинах. Метод пенной сепарации находит все более широкое применение при флотации углей, марганцевых и других руд.

ОБСЛУЖИВАНИЕ ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН

Для стабильной работы флотационного отделения необходимо обеспечить механическую исправность всех основных конструктивных узлов флотационных машин, соблюдать график технических осмотров и ремонта их, своевременно производить замену наиболее изнашивающихся деталей. После окончания ремонтных работ перед пуском машины необходимо тщательно проверить работоспособность реагентных питателей, контактных чанов, системы смазки, имеющейся системы автоматического контроля и регулирования процесса флотации, системы сжатого воздуха, электропривода и импеллера.

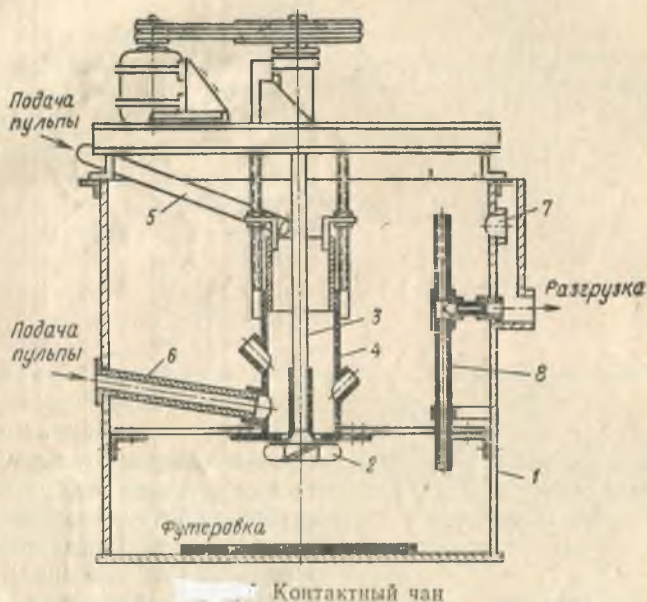
Пуск машины в работу и остановка производятся в следующем порядке. При пуске прежде закрывают выпускные отверстия в камерах машины, открывают песковый шибер разгрузочного кармана, включают электродвигатель, после чего подают питание в загрузочный карман и включают привод пеногонов. В пневматические и пневмомеханические машины включают подачу сжатого воздуха. После наполнения машины пульпой регулируют подачу воздуха и величину отверстия пескового шибера.

При остановке прежде всего отключают подачу питания и в течение примерно 30 мин вырабатывают питание из камер ма-

шины, затем отключают подачу воздуха и открывают отверстия для выпуска хвостов. Остановку привода импеллеров и пеногонов производят, начиная с головной камеры.

ВСПОМОГАТЕЛЬНОЕ ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

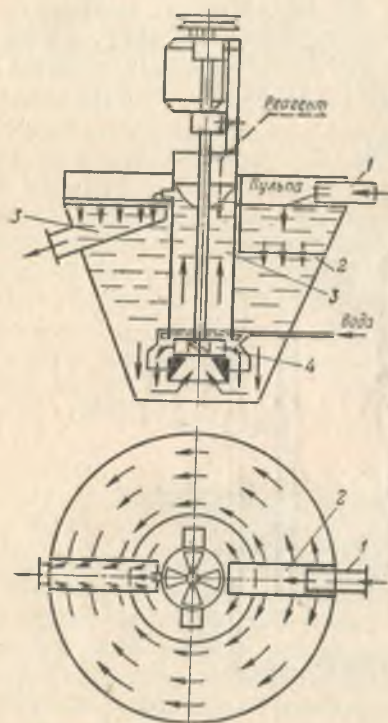
Подготовка пульпы к флотации заключается в обработке ее флотационными реагентами. Часть их подается в мельницы, часть непосредственно во флотационную машину, а часть в специальные контактные чаны или в кондиционеры. Дозируются реагенты специальными питателями различной конструкции.



Контактные чаны, кондиционеры и реагентные питатели представляют вспомогательное оборудование флотационных отделений фабрик.

Контактный чан (рис. 57) представляет вертикальный цилиндрический бак 1, оборудованный четырехлопастной мешалкой 2 на вертикальном валу 3. Вал помещается в полую трубу 4, внутрь которой по трубам 5 или 6 поступает пульпа совместно с флотационными реагентами. Лопasti мешалки от дна бака располагаются на значительном расстоянии, примерно равном $\frac{1}{3}$ высоты бака, что исключает заиливание мешалки при остановке под нагрузкой. При включении привода мешалки осевший материал быстро размывается и переходит во взвешенное состояние. При перемешивании пульпы происходит обработка поверхности минеральных зерен подаваемыми реагентами.

Обработанная пульпа непрерывно разгружается из контактного чана через отверстие 7 и направляется во флотационную машину. Через трубку 8 эжектируется пульпа из нижней зоны контактного чана, что предупреждает накапливание на дне чана тяжелых и крупных минеральных частиц. Контактные чаны выпускаются нескольких типоразмеров с чаном объемом от 0,27 до 31,3 м³ и более. Чем больше объем флотируемой пульпы и



Кондиционер для подготовки пульпы перед флотацией

чем длительнее должен быть предварительный контакт пульпы с флотореагентами, тем больше должен быть объем агитационного чана.

Кондиционеры применяются для отдельной подготовки в одном аппарате зернистой и шламовой частей пульпы к флотации. На рис. 59 показано устройство двухзонного кондиционера типа ДК. Внутренняя цилиндрическая перегородка делит рабочий объем кондиционера на внешнюю и внутреннюю зоны. Исходная пульпа по пульпопроводу 1 поступает через загрузочное устройство 2 во внешнюю спокойную зону, где происходит классификация зерен по крупности. Тонкозернистая часть сливается в радиальный желоб 3, а грубозернистая осаждается в нижнюю часть, где всасывается вращающейся мешалкой 4 во внутреннюю зону, куда подается флотореагент. Во внутренней зоне поверхность крупных зерен обрабатывается флотационными

реагентами. Затем пульпа поступает также в желоб 3, где объединяется с тонкозернистой фракцией. Обработка тонкозернистой части пульпы происходит за счет остаточной концентрации флотореагента в жидкой фазе крупнозернистой фракции. Подготовка пульпы в двухзонных кондиционерах позволяет более рационально использовать собиратель, особенно при обогащении шламистых руд.

Для дозирования жидких флотореагентов применяются стаканчиковые, скиповые и шкивные питатели (рис. 59).

Скиповой питатель (рис. 59, а) дозирует реагент скиповым стаканчиком 1, который кривошипно-шатунным механизмом 2, 3, 4 перемещается возвратно-поступательно по на-

правляющим 5. При движении вниз стаканчик погружается в бачок, наполненный реагентом, при движении вверх стаканчик скользит по криволинейному участку направляющих, наклоняется и сливает в приемную воронку порцию реагента. Угол наклона стаканчика, а значит и количество сливаемого реагента регулируется изменением длины шатуна приводного механизма.

Стаканчиковые питатели (рис. 59, б) представляют вращающийся вокруг горизонтальной оси диск 1, на боковой поверхности которого шарнирно крепятся стаканчики 2. При

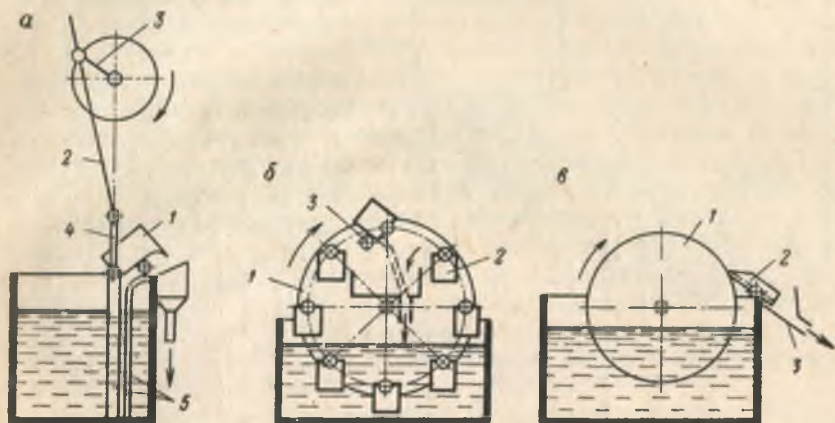


Рис. 59 Питатели реагентов

вращении диска стаканчик погружается в ванну с реагентом, а затем с помощью опрокидного стержня 3 стаканчики поочередно опрокидываются и сливают реагент в приемную воронку, откуда он поступает в процесс. Расход реагента регулируется изменением положения опрокидного стержня.

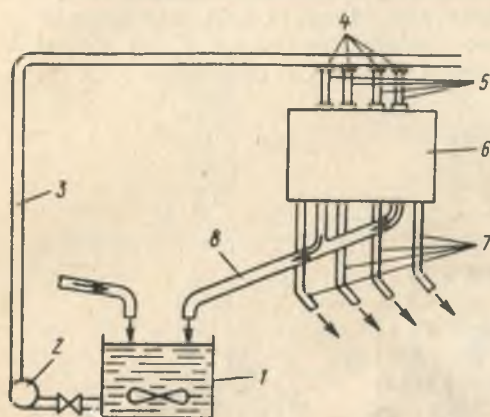
Шкивные питатели (рис. 59, в) применяются для дозирования вязких маслянистых реагентов. Питатель представляет вращающийся диск 1, погруженный в ванну с маслом. Масло с боковой поверхности шкива снимается скребком 2 и поступает в приемную воронку 3. Расход реагента регулируется перемещением скребка относительно поверхности шкива и изменением ширины полосы масла, снимаемого скребком.

Стаканчиковые и шкивные питатели не могут быть использованы в автоматизированных системах дозирования флотационных реагентов.

Для автоматизированного дозирования флотационных реагентов созданы системы АДФР-5, в состав которых входят автоматические питатели реагентов ПМР-4 и ПМР-5 (для малых расходов, от 0,1 до 4 л/ч), ПРИУ-4 для расходов 3—1000 л/ч и питатели ПБР-1 для расходов 30—4000 л/ч. В комплект также входит измерительная аппаратура и аппаратура управления.

Все автоматические питатели работают по единому импульсному принципу управления. Их достоинством является отсутствие контактов, небольшие габариты, высокая надежность в работе, простота обслуживания.

В качестве примера на рис. 60 показана принципиальная схема дозирования реагентов питателем ПБР-1 при установке



Принципиальная схема автоматического дозирования флотореагентов питателем ПБР-1

его над бачком для реагента. Из бачка 1 реагент насосом 2 по трубопроводу 3 через отводы 4 и резиновые шланги 5 подается в питатель 6. Из питателя реагент по трубкам 7 подается в процесс, а частично по трубке возврата 8 сбрасывается обратно в бачок. Расход реагента зависит от частоты и от продолжительности импульсов, управляющих переключением подачи реагента в процесс и в трубку возврата.

ОСНОВНЫЕ ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ПРОЦЕСС ФЛОТАЦИИ

Основными факторами, влияющими на эффективность разделения минералов флотационным способом, являются: минеральный состав полезных компонентов и примесей руды, крупность и гранулометрический состав питания флотации, температура пульпы, схема флотации. Такие факторы, как продолжительность флотации, плотность пульпы, степень аэрации и конструктивные особенности машины влияют не только на эффективность обогащения, но и на производительность машины по руде.

Производительность Q механических и пневмомеханических машин определяется по формуле

$$Q = \frac{60V_k n k}{t_{\phi} (R + 1/\delta)}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (77)$$

где V_k — геометрический объем флотационной камеры, м^3 ;

n — число камер в машине;

k — коэффициент, учитывающий уменьшение объема пульпы, заполняющей флотационную машину, за счет насыщения пульпы воздухом и за счет установки уровня зеркала пульпы в машине ниже уровня порога для сбега пены; $k = 0,7 \div 0,8$;

t_{ϕ} — продолжительность флотации в рассматриваемой операции, мин;

R — отношение жидкого к твердому в пульпе, $R = Ж : Т$;

δ — плотность твердой фазы пульпы, т/м³.

Производительность пневматических машин корытного типа определяется по формуле

$$Q = \frac{60L/f}{t_{\phi}(R + 1/\delta)}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (78)$$

где L — длина машины, м;

f — площадь живого сечения корпуса машины, м².

Минеральный состав обогащаемой руды оказывает влияние на выбор применяемых реагентов, их расход и последовательность извлечения компонентов из руды. При флотации сульфидных руд отделить сульфиды от несulfидных примесей несложно, так как они резко отличаются по флотационным свойствам. Разделить сульфиды различных металлов значительно сложнее. При флотации многих окисленных и неметаллических руд значительные трудности возникают непосредственно при отделении полезных компонентов от породообразующих минералов, так как и те и другие по флотуемости относятся к одним и тем же группам минералов. Для многих несulfидных полезных ископаемых до сих пор еще не разработана эффективная технология флотационного обогащения.

Крупность измельченной руды, поступающей на флотацию, должна обеспечить полноту раскрытия минеральных зерен и в то же время измельченная руда не должна содержать излишне крупных рудных зерен, размер которых превышает максимальную крупность флотационно-активных зерен.

Чрезмерно крупные рудные зерна при флотации в обычных условиях в значительной степени теряются с хвостами, так как даже в случае закрепления крупного зерна на воздушном пузырьке величина подъемной силы, действующей на минерализованный воздушный пузырек, оказывается недостаточной для быстрого его всплытия на поверхность пульпы в пенный слой. Под влиянием возникающих при перемешивании пульпы сил инерции закрепившиеся крупные зерна снова отрываются от воздушного пузырька, остаются в камерном продукте и теряются в итоге с хвостами. Максимальный предел крупности флотуемых рудных зерен обычно не превышает 0,2—0,3 мм. При обогащении в машинах пенной сепарации максимальная крупность флотуемых зерен возрастает до нескольких миллиметров.

Отрицательное влияние на результаты флотации оказывает также повышенное содержание в пульпе тонких шламистых частиц. Чрезмерно тонкие рудные частицы (менее 0,01—0,015 мм), обладая малой массой, при столкновении с воздушным пузырьком не способны закрепиться на его поверхности, так как запас

кинетической энергии таких частиц недостаточен для разрыва гидратных слоев на границе раздела фаз. Излишнее переизмельчение руды приводит к потерям тонких рудных зерен также с хвостами.

Отрицательное влияние тонких шламов сказывается также в том, что тонкие рудные частицы, обладая большой суммарной поверхностью, поглощают преобладающее количество собирателя, необходимого для флотации крупных зерен, а тонкие нерудные частицы, налипая на поверхность более крупных рудных зерен, подавляют их флотацию. На многих фабриках, перерабатывающих шламистые руды, единственным методом борьбы со шламами является предварительное обесшламливание. Однако при обесшламливании с тонким продуктом теряются также и тонкие рудные частицы. Предварительное обесшламливание необходимо при флотационном разделении барита и флюорита, кальцита и апатита, при флотации железных, марганцевых, тонковкрапленных сульфидных, смешанных и других руд.

Другим мероприятием по снижению вредного влияния тонких шламов является раздельное кондиционирование зернистой и шламистой частей руды с последующей совместной или раздельной флотацией этих продуктов.

Плотность пульпы оказывает существенное влияние на качество продуктов и режим флотации. С увеличением плотности пульпы возрастает производительность флотационного отделения, увеличивается извлечение флотируемого компонента в пенный продукт, но возрастает загрязнение его примесями. При флотации разбавленных пульп качество пенного продукта улучшается, но извлечение снижается. Поэтому основную и контрольные флотационные операции следует осуществлять в более плотных пульпах, перечистные — в более разбавленных.

Реагентный режим включает перечень используемых на фабрике флотационных реагентов, их дозировку, очередность и точки подачи, продолжительность предварительного контакта с пульпой. Подача флотореагентов в процесс обычно осуществляется в следующем порядке: модификаторы (активаторы и подавители) и регуляторы среды подаются в мельницу или в слив классифицирующих аппаратов; собиратели — в контактный чан или кондиционер, в зумпфы насосов, подающих пульпу на флотацию, в пульподелители либо непосредственно во флотационные машины; пенообразователи — обычно в головные камеры флотационных машин. Водорастворимые флотационные реагенты используются в виде 1—5%-ных растворов, нерастворимые — в виде водных эмульсий.

Реагентный режим на каждой обогатительной фабрике разрабатывается индивидуально с учетом особенностей обогащаемой руды. Он должен обеспечить получение наилучших показателей обогащения при минимально возможных экономических затратах.

Продолжительность флотации в каждой операции определяется опытным путем. Чем больше продолжительность флотации, тем выше извлечение флотируемого продукта, но тем хуже его качество. При недостаточной продолжительности флотации повышаются потери флотируемого продукта. Чтобы увеличить продолжительность флотации, необходимо увеличить фронт флотации в данной флотационной операции, или уменьшить подачу исходной пульпы.

Температура пульпы оказывает влияние на интенсивность физических и химических процессов, происходящих в ней. Так, при увеличении температуры пульпы увеличивается растворимость и дисперсность труднорастворимых собирателей, что интенсифицирует процесс флотации и сокращает расход флотационных реагентов. Для подогрева пульпы обычно используется водяной пар.

От конструкции флотационной машины зависит интенсивность перемешивания пульпы и степень аэрации. Чем больше интенсивность перемешивания, тем вероятнее столкновение и закрепление минеральных частиц на воздушных пузырьках, но тем больше вероятность отрыва и возврата частиц в пульпу. Поэтому в машине должно быть обеспечено не только интенсивное перемешивание, но и спокойный выход минерализованных воздушных пузырьков в пенный продукт. Степень аэрации пульпы во флотационной машине оценивается количеством воздуха, подаваемого в 1 мин на 1 м³ пульпы. Чем выше степень аэрации и чем меньше размер воздушных пузырьков, тем вероятнее столкновение минеральных частиц с воздушными пузырьками, а значит и тем выше скорость флотации. Но с увеличением степени аэрации уменьшается полезный объем флотационной машины, следовательно, уменьшается время флотации. Оптимальная степень аэрации устанавливается опытным путем. Необходимо, чтобы во флотационной машине происходило насыщение пульпы как сравнительно крупными воздушными пузырьками (более 1 мм), необходимыми для подъема минеральных частиц, так и более мелкими, способствующими активации поверхности минеральных зерен. Минеральные зерна, покрытые мелкими воздушными пузырьками, быстрее закрепляются на более крупных воздушных пузырьках. Чрезмерно крупные воздушные пузырьки имеют меньшую суммарную поверхность и находятся в зоне перемешивания пульпы менее продолжительное время за счет большей скорости всплывания, поэтому минерализация чрезмерно крупных воздушных пузырьков происходит менее интенсивно, что приводит к ухудшению результатов флотации.

Конструкция флотационной машины должны обеспечивать достаточное перемешивание, оптимальную степень аэрации пульпы, эффективное диспергирование воздуха и спокойную зону пенообразования.

§ 9. СХЕМЫ ФЛОТАЦИИ РУД

Схемы флотации руд характеризуются большим разнообразием, что объясняется сложностью минерального состава обогащаемых полезных ископаемых.

Во флотационных схемах, несмотря на их большое разнообразие и нестандартность, можно выделить ряд общих признаков, на основе которых схемы классифицируются на отдельные типы.

Все флотационные схемы подразделяются на схемы прямой и схемы обратной флотации, прямой селективной и коллективно-селективной флотации. При прямой флотации в пенный продукт извлекается ценный компонент, примеси остаются в камерном (несфлотируемом) продукте. Обратной называют флотацию, в результате которой в пенный продукт выделяются минералы пустой породы, а ценные компоненты концентрируются в камерном продукте.

Схема селективной флотации предусматривает последовательное выделение из обогащаемой руды ценных компонентов в виде самостоятельных концентратов.

При коллективно-селективной флотации многокомпонентной руды прежде выделяются в коллективный концентрат все или несколько ценных компонентов, затем полученный концентрат разделяется на селективные концентраты. Обогащение по коллективно-селективной схеме позволяет при более грубом измельчении выделить в хвосты значительную часть пустой породы и подвергать более тонкому измельчению только коллективный концентрат перед его селекцией. В результате значительно сокращаются затраты на переработку руды по этой схеме по сравнению с прямой селективной флотацией.

Схемы флотации принято также подразделять на отдельные циклы. Циклом флотации называется совокупность обособленных операций, характеризующихся общностью реагентных режимов, цели и требований к качеству полученных продуктов. Так, при доводке железорудных концентратов схема может включать цикл сульфидной флотации (с целью выделения из железного концентрата вредной примеси — серы) и цикл апатитовой флотации (с целью выделения другой вредной примеси — фосфора).

Каждый цикл может включать несколько последовательных флотационных операций, которые принято называть основной, контрольной и перечистой.

Основная флотация — первая операция флотации в каждом цикле.

Контрольная — повторная флотация хвостов с целью доизвлечения флотируемого компонента.

Перечистой называется повторная флотация концентрата предыдущей операции с целью удаления из него примесей.

Схемы флотации могут быть одно-, двух- и многостадийными. Одностадийной называется схема флотации, в которой не предусматривается самостоятельное доизмельчение каких-либо продуктов флотации в отдельной стадии измельчения. Схемы флотации называются многостадийными, если часть продуктов флотации в ходе процесса подвергается доизмельчению с целью раскрытия сростков, а затем доизмельченный продукт возвращается в тот же цикл либо направляется на флотацию в самостоятельный цикл.

На рис. 61 показаны принципиальные схемы флотации одно- и двухкомпонентной руд.

По схеме рис. 61, а доизмельчение продуктов в процессе флотации не производится. Раскрытие всех минеральных зерен происходит в процессе предварительного измельчения руды, поэтому схема является одностадийной. Кроме того, все операции флотации объединяются общностью применяемых флотореагентов и реагентных режимов и общностью цели — выделение содержащегося в руде ценного компонента в виде конечного концентрата, поэтому схема является также одноцикловой. Схемы данного типа характерны для обогащения мономинеральных руд с равномерной вкрапленностью минералов.

По коллективно-селективной схеме (рис. 61, б) предусматривается доизмельчение коллективного концентрата и его последующая селективная флотация. Схема включает три самостоятельных цикла:

- цикл коллективной флотации двух ценных компонентов в общий концентрат;

- цикл селективной флотации первого компонента;

- цикл селективной флотации второго ценного компонента руды.

Аналогичные схемы характерны для флотации руд со сложной агрегативной вкрапленностью.

§ 10. РЕЖИМЫ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ И РУД ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

Флотация сульфидных руд тяжелых цветных металлов. В качестве собирателей при флотации сульфидов в большинстве случаев используют ксантогенаты, дигиофосфаты (аэрофлоты) и углеводороды как дополнительные собиратели с целью повышения извлечения сростков при грубом измельчении. Для флотации сульфидов меди, свинца, цинка и железа наиболее широко используется бутиловый ксантогенат; удельный расход его колеблется в пределах 30—100 г/т. При флотации частично окисленных сульфидных руд применяют более высокомолекулярные ксантогенаты, имеющие в составе молекул 6—9 атомов углерода; дополнительно в измельчение подается аэрофлот в количестве до 100 г/т.

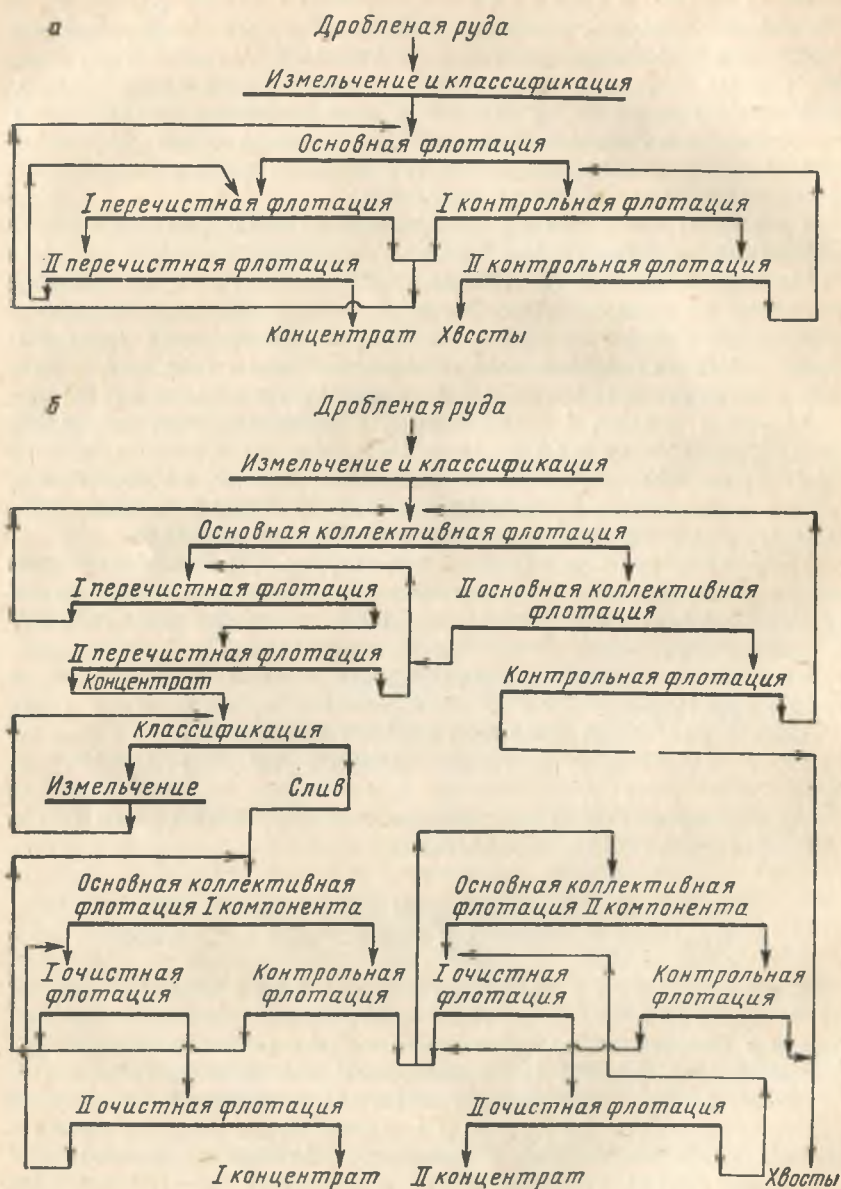


Рис. 61. Примерные схемы флотации однокомпонентной (а) и двухкомпонентной (б) руды

В качестве пенообразователей применяются различные флотационные масла (сосновое и др.), спирты (ИМ-68, Т-66 и др.), крезол и его бесфенольные заменители, метилизобутилкарбинол, ОПСБ, циклогексанол и др. Расход этих реагентов колеблется в пределах 30—70 г/т.

В случае применения в качестве собирателя углеводов лучшим пенообразователем является реагент ОПСБ.

При селективной флотации медно-пиритных и медно-свинцовых руд разделение сульфидов может быть достигнуто регулированием рН среды. Для регулирования среды в медной флотации используется известь, в свинцовой флотации — кальцинированная сода; расход их составляет от 200—300 г/т до 1,5—2 кг/т, загружаются эти реагенты в измельчение.

При флотации медно-свинцово-цинковых руд для подавления цинка (сфалерита) применяются щелочные цианиды (KCN , NaCN и $\text{Ca}(\text{CN})_2$); расход их не более 200—300 г/т. Депрессорами сфалерита являются также сульфит (Na_2SO_3), тиосульфат натрия ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$) и сернистый натрий (Na_2S).

Для подавления вторичных сульфидов (борнита, ковеллина и др.) применяется смесь цианидов и цинкового купороса при расходе до 5—6 кг/т.

В случае разделения сульфидов свинца и меди для подавления свинца могут быть использованы хромовокислые соли, сульфат железа в сочетании с сульфитом щелочных металлов, фосфаты и др.

При флотации по коллективно-селективной схеме для десорбции реагентов с поверхности сфлотированных сульфидов коллективный концентрат обрабатывается концентрированными растворами сернистого натрия (от 1 до 3 г/л). После отмывки десорбированного собирателя и избытка сернистого натрия коллективный концентрат поступает на селективное разделение.

Для обогащения железных руд можно применить прямую анионную, обратную анионную и обратную катионную флотацию.

При прямой анионной флотации для выделения окислов железа применяют различные жирнокислотные собиратели: талловое масло и мыло, сульфатное масло, кислоту касторового масла, кислоты, получаемые при окислении парафина, окисленный керосин, окисленный уайтспирит (как отдельно, так и совместно с сульфатным мылом), ветлужское масло и др.

Из перечисленных реагентов наименее токсичными и сравнительно доступными являются талловое масло и сульфатное мыло. Расход таллового масла составляет 250—600 г/т, при флотации в слабокислой и в щелочной среде при $\text{pH} = 5,5 \div 9,5$.

В зарубежной практике в качестве собирателей рекомендуются алкилсульфаты, обладающие высокими собирательными свойствами в кислой среде при $\text{pH} = 2 \div 4$.

Если в рудах содержится апатит, предпочтительна флотация в слабокислой среде с добавкой фторидов или фторсилькатов.

В качестве депрессоров пустой породы предложены жидкое стекло и коллоидная кремниевая кислота, причем целесообразно добавлять лишь незначительное количество жидкого стекла (до 100 г/т), так как избыток его вызывает депрессию железных минералов. Селективность действия жидкого стекла повышается в присутствии ионов алюминия, меди и др.

Прямая анионная флотация рекомендуется при обогащении руд, не содержащих примесей силикатов (роговой обманки) и при незначительном содержании гидроокислов железа.

При обратной анионной или катионной флотации железных руд кварц и силикаты флотируют карбоксильным собирателем (200—600 г/т) с применением извести в качестве активатора пустой породы (рН среды до 11), а флотация железных минералов подавляется крахмалом (до 1 кг/т), метафосфатами, карбоксиметилцеллюлозой и др. Расход депрессоров составляет 0,5—1 кг/т. При обратной флотации вместе с минералами пустой породы в пенный продукт извлекаются и имеющиеся в руде силикаты железа, что позволяет получать более богатые железные концентраты.

Общие особенности флотации железных руд как катионными, так и анионными собирателями, следующие:

существенное влияние на процесс оказывает гидродинамический режим работы флотационных машин. С уменьшением скорости вращения импеллера механической флотационной машины селективность процесса увеличивается;

при флотации руды крупностью до 0,074 мм процесс идет успешно при плотности пульпы до 30—35% твердого;

при высоком содержании в руде шламов следует предусматривать предварительное обесшламливание;

при флотации богатых руд и черновых концентратов магнитной сепарации предпочтение следует отдавать обратной флотации.

Флотация марганцевых руд может осуществляться с теми же собирателями, по тем же схемам, что и железных руд. Однако наиболее детально разработаны схемы прямой флотации анионными собирателями по коллективной или селективной схеме.

Марганцевые руды представлены окисными марганцевыми минералами (пирролюзитом MnO_2 , псиломеланом $m MnO \cdot x Mn_2O_3 \cdot n H_2O$) и карбонатами марганца. При селективной флотации первоначально при небольших расходах собирателя (до 0,5 кг/т) флотируют карбонаты, а затем при расходах до 2 кг/т флотируют окисные минералы марганца. Оптимальное значение рН находится в пределах 7—9 и создается добавлением

ем соды. Для подавления глинистых шламов используется жидкое стекло.

При обогащении марганцевых руд, представленных окисными марганцевыми минералами и карбонатными породами применяется обратная анионная флотация при $\text{pH} = 9 \div 10$ и общем расходе собирателя не более 0,3—0,5 кг/т.

Флотационное обогащение марганцевых руд на отечественных фабриках предусматривается при переработке шламов промывки крупных классов руды.

МАГНИТНОЕ ОБОГАЩЕНИЕ

§ 1. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ

Магнитные методы обогащения основаны на различиях магнитных свойств минералов и горных пород и осуществляются в магнитных сепараторах в воздушной или водной среде. В зависимости от характера среды процесс называется соответственно сухим или мокрым. Для создания магнитного поля в сепараторах используются постоянные магниты или электромагниты.

Наличие силового поля, возникающего вокруг проводника с электрическим током или между разноименными полюсами постоянных магнитов, можно наблюдать, если проводник с током пропустить через гладкую горизонтальную пластинку, на которую поместить мелкие железные опилки. При легком постукивании по пластинке положение частичек упорядочивается, они располагаются по замкнутым окружностям, названным линиями напряженности магнитного поля, или силовыми линиями магнитного поля. Упорядочение магнитных частиц происходит под влиянием магнитного момента, который действует на намагниченные частицы в магнитном поле. Магнитный момент — основная величина, характеризующая намагниченность тел. Магнитный момент, отнесенный к единице объема вещества, называется намагниченностью, к единице массы — удельной намагниченностью.

Основной силовой характеристикой магнитного поля является напряженность. Напряженностью H магнитного поля называется сила, с которой поле воздействует на единицу положительной магнитной массы, помещенной в данной точке поля. Единицей напряженности в системе СИ является ампер на метр (А/м), в системе СГСМ — эрстед (Э).

По характеру изменения напряженности магнитные поля делятся на однородные и неоднородные. В однородном магнитном поле напряженность одинакова и по величине, и по направлению, в неоднородном — напряженность непостоянна по величине и может изменяться по направлению (рис. 62). Однородное магнитное поле возникает между двумя разноименными полюсами плоской формы. Неоднородные магнитные поля создаются между полюсами криволинейной и угловатой формы. В однородном поле на магнитную частицу действует магнитный

момент, под влиянием которого частица ориентируется вдоль силовых линий поля. В неоднородном поле на магнитную частицу помимо магнитного момента действует магнитная сила (притяжения или отталкивания) в направлении повышения напряженности магнитного поля. Действием этой силы и обусловлено разделение магнитных и немагнитных минералов.

Неоднородное магнитное поле характеризуется градиентом поля $\text{grad } H$, т. е. интенсивностью изменения напряженности магнитного поля

$$\text{grad } H = \frac{dH}{dx}, \quad (79) \quad a$$

где dx — расстояние, на котором напряженность поля изменяется на величину dH .

Магнитные свойства минералов характеризуются магнитной восприимчивостью и магнитной проницаемостью.

Магнитная восприимчивость — физическая величина, характеризующая способность того или иного тела изменять интенсивность собственной намагниченности. Различают объемную и удельную магнитную восприимчивость. Объемная магнитная восприимчивость κ равна отношению намагниченности тела I к напряженности магнитного поля H , в котором находится тело:

$$\kappa = \frac{I}{H}. \quad (80)$$

Удельная магнитная восприимчивость χ — магнитная восприимчивость, отнесенная к единице массы тела:

$$\chi = \frac{\kappa}{\delta}, \quad (81)$$

где δ — плотность тела, г/см^3 .

Магнитная восприимчивость может быть положительной и отрицательной. В зависимости от знака магнитной восприимчивости все тела делятся на диамагнитные и парамагнитные. Диамагнитные тела при внесении в магнитное поле под действием магнитных сил выталкиваются в участки с меньшей напряженностью поля ($\kappa > 0$), парамагнитные тела при внесении в магнитное поле под действием магнитных сил втягиваются в участки более высокой напряженности ($\kappa < 0$). В вакууме $\kappa = 0$.

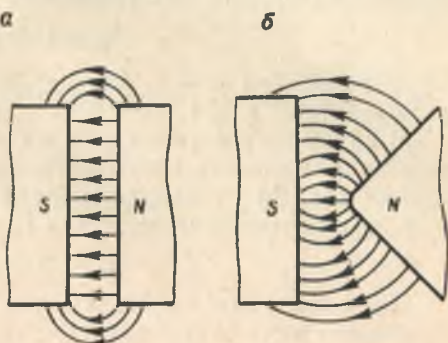


Рис. 62. Схема однородного (а) и неоднородного (б) магнитных полей

Магнитная проницаемость μ — величина, характеризующая способность вещества изменять свою магнитную индукцию B под действием внешнего магнитного поля и равная отношению

$$\mu = \frac{B}{H}. \quad (82)$$

Магнитная проницаемость связана с магнитной восприимчивостью следующим соотношением:

$$\mu = 1 + 4\pi\chi. \quad (83)$$

Для вакуума $\mu = 1$, для парамагнитных веществ $\mu > 1$, для диамагнитных $\mu < 1$.

Магнитная индукция B — величина, характеризующая напряженность магнитного поля в веществе. Магнитная индукция зависит от напряженности внешнего магнитного поля H и от намагниченности вещества I :

$$B = H + 4\pi I. \quad (84)$$

По магнитным свойствам все минералы и горные породы принято классифицировать на сильномагнитные, слабомагнитные и немагнитные.

К сильномагнитным, или ферромагнитным, относятся в основном железосодержащие минералы с удельной магнитной восприимчивостью не менее $3 \cdot 10^{-3}$ см³/г, извлекаемые на сепараторах со слабым полем напряженностью H до 1500 Э (до 120 кА/м).

К слабомагнитным относится большая группа минералов, которая дополнительно подразделяется на среднемагнитные с удельной магнитной восприимчивостью от $60 \cdot 10^{-6}$ до $100 \cdot 10^{-6}$ см³/г и на слабомагнитные (от $60 \cdot 10^{-6}$ до $15 \cdot 10^{-6}$ см³/г). Извлечение этих минералов при магнитном обогащении производится на сепараторах с сильным полем напряженностью 10 000—20 000 Э (от 800 до 1600 кА/м).

К немагнитным относятся минералы, обладающие удельной магнитной восприимчивостью менее $15 \cdot 10^{-6}$ см³/г и не извлекаемые методами магнитной сепарации на современных сепараторах с полем напряженностью до 20 000 Э.

Магнитные свойства одних и тех же минералов различных месторождений могут изменяться в очень широких пределах. Кроме того, магнитные свойства сильномагнитных минералов одного и того же месторождения зависят от формы и размера зерен, от напряженности магнитного поля и ряда других факторов. Поэтому приведенная в табл. 9 классификация носит условный характер.

На минеральное зерно, внесенное в неоднородное магнитное поле, будет действовать магнитная сила $F_{\text{магн}}$, определяемая по формуле

$$F_{\text{магн}} = \chi m H \text{ grad } H, \quad (85)$$

где χ — удельная магнитная восприимчивость зерна;
 m — масса зерна.

Т а б л и ц а 9

Магнитные свойства некоторых минералов
 (по данным В. Г. Деркача, В. И. Кармазина и др.)

Минерал		Удельная магнитная восприимчивость $\chi \cdot 10^{-6}$, см ³ /г
наименование	химическая формула	
<i>Сильномагнитные</i>		
Магнетит	FeO, Fe ₂ O ₃	50 000—80 000
Фрактинит	(Fe, Zn, Mn) O · (Fe, Mn) ₂ O ₃	1 000—6 000
Пирротин	Fe _{1-n} S _n	500—4 500
Мартит	Fe ₂ O ₃	200—10 000
<i>Среднемагнитные</i>		
Ильменит	FeTiO ₃	113—270
Гематит	Fe ₂ O ₃	70—280
Гранат	(Ca, Mg, Fe ²⁺ , Mn) ₃ (Al, Fe ³⁺ , Cr, Ti) ₂ (SO ₄) ₃	60—160 и более
Вольфрамит	(Fe, Mn) WO ₄	66—95
Циркон	ZrSiO ₄	До 151
<i>Слабомагнитные</i>		
Бнотит	K (Mg, Fe) ₃ [Si ₃ AlO ₁₀] [OH, F] ₂	40—52
Лимонит	Fe ₂ O ₃ · nH ₂ O	36—60
Сидерит	FeCO ₃	До 63
Глауконит	Водный алюмосиликат непостоянного состава	До 63
Доломит	CaMg (CO ₃) ₂	27
Пироксен	(Mg, Ca, Fe и др) ₂ (Si ₂ O ₆)	До 65
Манганит	MnO ₂ · Mn (OH) ₂	До 50
Пиrolюзит	MnO ₂	До 32
<i>Немагнитные</i>		
Кварц	SiO ₂	0,2
Апагит	Ca ₃ (F, Cl) (PO ₄) ₃	1
Пирит	FeS ₂	1
Рутил	TiO ₂	2
Полевой шпат	(Na, K, Ca) (AlSi ₃ O ₈)	5

Произведение $H \text{ grad } H$ называется магнитной силой поля F_m .
 Чем выше удельная магнитная восприимчивость, тем при прочих равных условиях с большей силой магнитное поле воздействует на минеральное зерно. Минеральные зерна, для которых магнитная сила больше суммы противодействующих механических сил (тяжести, инерции, центробежная, сопротивление среды и т. д.), будут притягиваться к полюсам магнитной системы сепаратора и извлекаться в магнитный продукт. Мине-

ральные зерна с низкой магнитной восприимчивостью практически не меняют намагниченности, не взаимодействуют с внешним магнитным полем и движутся в магнитном поле по траектории, зависящей от воздействия только механических сил. Эти минеральные зерна выделяются в немагнитный продукт.

Большое влияние на результаты магнитной сепарации оказывает различие между удельными магнитными восприимчивостями χ_1 и χ_2 разделяемых при обогащении минеральных зерен, однородность поля сепаратора по величине магнитной силы ($H \text{ grad } H$) и крупность обогащаемого материала.

Отношение $\frac{\chi_1}{\chi_2}$ удельных магнитных восприимчивостей разделяемых при обогащении соответственно рудных и нерудных зерен называется коэффициентом селективности магнитного обогащения. Как показывает практика, для успешного разделения минералов в современных магнитных сепараторах необходимо, чтобы коэффициент селективности магнитного обогащения был не менее 3—5.

Действительно, разделение минеральных зерен в магнитном поле сепаратора возможно при условии, если соблюдается следующее неравенство:

$$F_{1\text{магн}} > f_{\text{мех}} > F_{2\text{магн}}$$

или

$$\chi_1 (H \text{ grad } H)_1 > f_{\text{мех}} > \chi_2 (H \text{ grad } H)_2,$$

где $F_{1\text{магн}}$ и $F_{2\text{магн}}$ — удельные магнитные силы, действующие соответственно на рудные и нерудные зерна;

$f_{\text{мех}}$ — равнодействующая всех механических сил, отнесенных к единице массы зерна и направленных противоположно действию удельных магнитных сил $F_{1\text{магн}}$ и $F_{2\text{магн}}$.

В однородном по величине магнитной силы $H \text{ grad } H$ поле последнее неравенство примет вид

$$\chi_1 H \text{ grad } H > f_{\text{мех}} > \chi_2 H \text{ grad } H.$$

Отсюда следует, что в однородном по величине магнитной силы поле можно достичь разделения близких по магнитной восприимчивости минеральных зерен, если магнитная сила $H \text{ grad } H$ поля подобрана таким образом, что магнитная сила $F_{1\text{магн}}$, действующая на зерна магнитного минерала, несколько превышает сумму противодействующих механических сил $f_{\text{мех}}$, а сила $F_{2\text{магн}}$, действующая на менее магнитные зерна несколько меньше сил $f_{\text{мех}}$. Однако магнитные поля современных магнитных сепараторов как для сильномагнитных, так и для слабомагнитных руд по магнитной силе $H \text{ grad } H$ поля характеризуются зна-

чительной неравномерностью. Так, на расстоянии 5—6 мм от полюсов магнитной системы сепараторов магнитная сила поля в зависимости от шага между полюсами магнитов снижается в 6—50 раз и более. Поэтому при близких значениях удельной восприимчивости χ_1 и χ_2 разделяемых зерен при обогащении в неоднородном по магнитной силе поле может оказаться, что $(H \text{ grad } H)_2 > (H \text{ grad } H)_1$ и соответственно $F'_{2\text{магн}} > f_{\text{мех}} > F'_{1\text{магн}}$, что приведет к взаимному засорению магнитного и немагнитного продуктов.

Чем выше требуемый коэффициент селективности магнитного обогащения $\frac{\chi_1}{\chi_2}$, тем должно быть более однородным по магнитной силе поле сепаратора.

При широком диапазоне крупности d_i обогащаемого материала магнитные силы $F_{1\text{магн}}$ и $F_{2\text{магн}}$, действующие на зерна с массой соответственно $m_1 = \frac{\pi d_i^3}{6} \delta_1$ и $m_2 = \frac{\pi d_i^3}{6} \delta_2$ составят:

$$F_{1\text{магн}} = \chi_1 \frac{\pi d_i^3}{6} \delta_1 (H \text{ grad } H)_1;$$

$$F_{2\text{магн}} = \chi_2 \frac{\pi d_i^3}{6} \delta_2 (H \text{ grad } H)_2,$$

где d_i — размер зерен обогащаемого полезного ископаемого, изменяющийся от d_{max} до d_{min} ;

δ_1 и δ_2 — плотность соответственно зерен магнитного и менее магнитного минералов.

Если $(H \text{ grad } H)_1 \ll (H \text{ grad } H)_2$, то магнитная сила, действующая на мелкие зерна сильномагнитного минерала на участках поля с малой магнитной силой $(H \text{ grad } H)_1$, может оказаться меньше магнитной силы, действующей на более слабомагнитные зерна в непосредственной близости магнитных полюсов с большим значением магнитной силы $(H \text{ grad } H)_2$ поля. В итоге при обогащении в неоднородном по величине магнитной силы поле неоднородного по крупности материала происходит загрязнение магнитных продуктов крупными зернами более слабомагнитных минералов и потери тонких зерен более магнитного минерала с немагнитными минералами.

Советскими учеными введено понятие «коэффициент удельной (отнесенной к единице массы) равнопритягиваемости», равный отношению $\frac{d_{\text{max}}}{d_{\text{min}}}$ максимального к минимальному размеру зерен минералов, разделение которых возможно в неоднородном по магнитной силе поле. Соотношение равнопритягиваемых частиц зависит от многих факторов, в том числе от различной магнитной восприимчивости разделяемых при обогащении минералов, степени неоднородности поля сепаратора по величине

силы $H \text{ grad } H$, сопротивления среды движению магнитных частиц, способа подачи руды в сепаратор и т. д.

При обогащении неоднородного по крупности материала необходимо, чтобы отношение максимального по крупности зерна к минимальному не превышало коэффициента равнопритягиваемых зерен.

Магнитные методы обогащения широко применяются в качестве основных процессов при обогащении железных и марганцевых руд и в качестве доводочных операций при обогащении различных руд цветных и редких металлов. Магнитное обогащение полезных ископаемых в зависимости от удельной магнитной восприимчивости извлекаемых минералов осуществляется на сепараторах со слабым магнитным полем для сильномагнитных руд или на сепараторах с сильным магнитным полем для слабомагнитных руд.

§ 2. КЛАССИФИКАЦИЯ МАГНИТНЫХ СЕПАРАТОРОВ

Машины, на которых осуществляется обогащение полезных ископаемых в магнитном поле, называются магнитными сепараторами. Любой магнитный сепаратор состоит из следующих основных конструктивных узлов: магнитной системы, питателя для подачи руды в рабочую зону сепаратора, устройства для транспортирования магнитного продукта из зоны действия магнитных сил, привода и кожуха или ванны. Конструкция отдельных узлов и режим работы различных типов сепараторов характеризуются большим разнообразием.

В зависимости от конструктивных особенностей отдельных узлов, а также по технологическим и целевым признакам магнитные сепараторы принято классифицировать на ниже приведенные группы.

В зависимости от назначения сепаратора и напряженности магнитного поля все магнитные сепараторы подразделяются на сепараторы со слабым и с сильным магнитным полем. Наибольшее распространение получили магнитные сепараторы со слабым магнитным полем, широко применяемые для обогащения сильномагнитных железных руд. Сепараторы с сильным магнитным полем характеризуются более сложной конструкцией, высокой стоимостью, они более громоздки и малопроизводительны. Эти сепараторы применяют для обогащения слабомагнитных марганцевых руд, при обезжелезивании каолиновых, тальковых, графитовых и других неметаллических полезных ископаемых, а также для доводки при обогащении руд цветных и редких металлов.

В зависимости от характера среды, в которой непосредственно происходит разделение минералов, все магнитные сепараторы классифицируются на сухие для обогащения полезных ископаемых в воздушной среде и на мокрые — для

обогащения в водной среде. Для обогащения полезных ископаемых крупностью от 3 до 50—100 мм применяется сухая, мельче 3 (6) мм — обычно мокрая магнитная сепарация. При сухой магнитной сепарации тонкозернистых материалов происходит сильное пылеобразование, вследствие чего ухудшаются санитарно-гигиенические условия для обслуживающего персонала. Кроме того, сухая магнитная сепарация тонкозернистых материалов происходит неэффективно вследствие слипания частиц, поэтому этот вид сепарации для тонкоизмельченных продуктов предусматривается как исключение лишь для особых условий, например при остром недостатке воды. Отрицательной особенностью мокрой магнитной сепарации является более высокое сопротивление водной среды по сравнению с воздушной. Водная среда оказывает сильное противодействие как продвижению магнитных частиц по направлению действия магнитной силы $F_{\text{магн}}$, так и продвижению немагнитных частиц под действием сил тяжести, что особенно влияет на разделение тонких частиц. В результате часть наиболее тонких частиц, особенно при мокром обогащении слабомагнитных руд, теряется с немагнитным продуктом. При мокром обогащении сильномагнитных руд отрицательное влияние сопротивления среды сказывается в меньшей степени благодаря явлению магнитной флокуляции. Под влиянием взаимного притяжения намагниченные тонкие частички сильномагнитных минералов образуют укрупненные агрегаты — флокулы. Величина действующих на крупные флокулы магнитных сил во много раз превышает величину противодействующих механических сил, в результате чего извлечение тонких магнитных частиц в магнитный продукт повышается. При мокрой магнитной сепарации слабомагнитных руд магнитной флокуляции не наблюдается, и тонкие магнитные частицы оказываются под воздействием неизмеримых по величине магнитных и противодействующих механических сил, что приводит к значительным потерям тонких частиц слабомагнитных минералов с немагнитным продуктом.

В зависимости от типа устройства для транспортирования магнитного продукта из зоны действия магнитной силы различают барабанные, валковые, роликовые, дисковые, ленточные, шкивные и другие сепараторы. В свою очередь, барабанные, валковые, роликовые и ленточные сепараторы различают с верхней и нижней подачей обогащаемого материала. Барабанные, валковые, роликовые и ленточные сепараторы могут быть для сухой и мокрой сепарации. Барабанные, валковые, шкивные и ленточные сепараторы предусмотрены для обогащения сильномагнитных, роликовые, валковые и дисковые — для слабомагнитных руд. Мокрые барабанные сепараторы в зависимости от направления движения потока пульпы в ванне сепаратора и вращения барабана бывают прямоточные, противоточные и полупротивоточные.

§ 3. МАГНИТНЫЕ СИСТЕМЫ И КОНСТРУКЦИИ СЕПАРАТОРОВ

В зависимости от способа создания и характера магнитного поля сепараторы подразделяются на сепараторы с постоянными магнитами и с электромагнитами, с открытой и с замкнутой магнитной системой, с постоянной и с чередующейся полярностью магнитного поля, с бегущим и с полиградиентным магнитным полем.

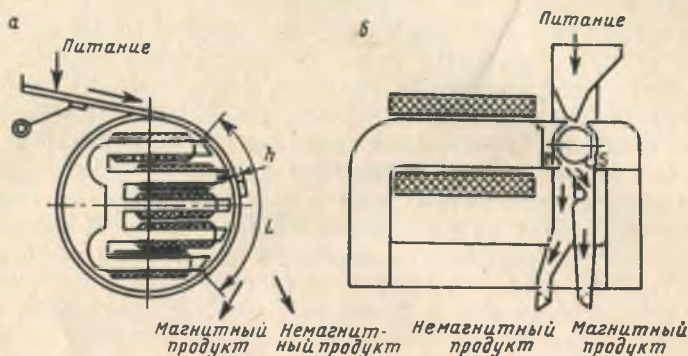


Рис. 63. Открытая (а) и замкнутая (б) магнитные системы

Открытые магнитные системы имеют ряд полюсов чередующейся полярности, края которых располагаются в плоскости или по цилиндрической поверхности (рис. 63, а). Магнитные силовые линии между полюсами проходят по воздушному пространству над промежутками между полюсами. На характеристику магнитного поля открытых многополюсных систем помимо характеристики электромагнитов и магнитных свойств постоянных магнитов влияют: шаг полюсов системы S , равный сумме ширины полюса b и ширины промежутка a между соседними полюсами; отношение b/a и форма полюсов.

Полюсные концы многополюсной магнитной системы обычно закругляют по дуге радиусом $r \approx 0,4S$. При таком значении радиуса изменение напряженности поля по нормали к поверхности полюсов магнитной системы описывается экспоненциальным уравнением

$$H_x = H_0 e^{-Cx}, \quad (86)$$

где H_x — напряженность поля на расстоянии x от полюсов, Э;
 H_0 — напряженность поля на уровне поверхности полюсов, Э;

e — основание натуральных логарифмов;

C — коэффициент, характеризующий неоднородность магнитного поля.

Коэффициент неоднородности магнитного поля зависит от шага S системы и радиуса R кривизны поверхности системы:

$$C = \frac{\pi}{S} + \frac{1}{R}, \text{ см}^{-1}. \quad (87)$$

Для плоской магнитной системы ($R = \infty$)

$$C = \frac{\pi}{S}, \text{ см}^{-1}. \quad (88)$$

Напряженность магнитного поля H_0 неоднородна и изменяется вдоль магнитной системы в зависимости от отношения v/a . Для достижения наиболее однородного по напряженности магнитного поля непосредственно у поверхности магнитной системы отношение v/a должно быть примерно равным 1,2 независимо от шага полюсов.

Шаг S полюсов открытой магнитной системы зависит от крупности обогащаемого материала d и от глубины h рабочей зоны сепаратора. Для плоской магнитной системы

$$S \approx \pi(d + 2h); \quad (89)$$

для цилиндрической поверхности

$$S \approx \frac{\pi R(d + 2h)}{R - (d + 2h)}. \quad (90)$$

Шаг полюсов должен быть тем больше, чем больше крупность обогащаемого материала и чем больше глубина рабочей зоны сепаратора.

Питание электромагнитов сепараторов с открытой магнитной системой осуществляется постоянным или переменным электрическим током. При питании постоянным током чередование знака полюсов магнитной системы достигается соответствующим направлением тока в обмотках соседних полюсов. При питании переменным электрическим током создается «бегущее магнитное поле». При воздействии перемежающегося магнитного поля происходит переориентация магнитных частичек на поверхности магнитной системы, а при воздействии «бегущего» магнитного поля достигается разрыхление слоя магнитного материала на поверхности магнитной системы. То и другое способствует повышению качества магнитного продукта в результате выделения из слоя магнитного продукта случайно захваченных немагнитных частичек и слабомагнитных сrostков.

Сепараторы с открытой магнитной системой предусматриваются для обогащения сильномагнитных руд в слабом магнитном поле.

Замкнутые магнитные системы применяются для создания сильного магнитного поля в сепараторах для обогащения слабомагнитных полезных ископаемых. В замкнутых магнитных системах рабочая зона сепаратора помещается в

промежутке между разноименными магнитными полюсами системы (см. рис. 63, б). Наиболее часто магнитное поле замкнутых магнитных систем образуется сочетанием зубчатых полюсов (преимущественно треугольного, реже прямоугольного сечения) и противопоставленного им плоского полюса или полюса с выемками различной формы.

Полиградиентное магнитное поле возникает при заполнении ферромагнитными телами пространства между

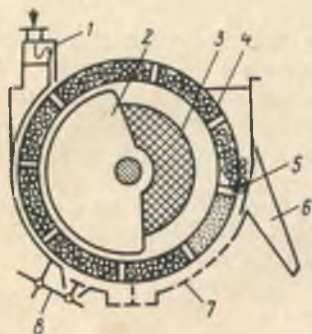
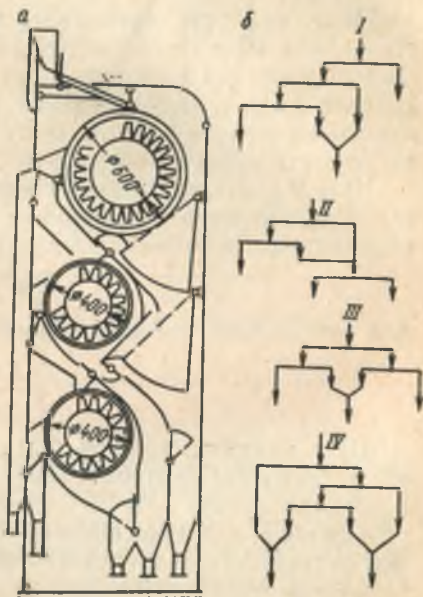


Рис. 64. Схематическое устройство барабанно-ручейкового полиградиентного сепаратора типа ЭБШМ:

1 — питатель; 2 — полюса электромагнитной системы; 3 — обмотка электромагнитов; 4 — ферромагнитные тела; 5 — радиальные перегородки; 6 — желоб для разгрузки ферромагнитных тел; 7 — зона разгрузки магнитного продукта; 8 — устройство для разгрузки немагнитного продукта

Рис. 65. Схема сухого магнитного сепаратора ЭПБСЦ-60/100 с многополюсной системой из постоянных магнитов (а) и схемы включения барабанов (б)



двумя противоположными плоскими полюсами магнитов. В точках сближения ферромагнитных тел создаются неоднородные по напряженности сильные магнитные поля, в которых могут задерживаться слабомагнитные тонкодисперсные частички магнитных минералов. Так как магнитные силы в таком поле действуют по всем трем осям и на всех участках сближения индукционных магнитов, такие поля получили название полиградиентных. Сепарация в полиградиентных полях осуществляется в водной среде выносом магнитных фракций ферромагнитными телами, называемыми магнитами-носителями. Чтобы избежать закупорки зазоров между магнитами-носителями рудой, их размер должен быть в 10—25 раз больше зерен сепарируемой руды. Однако с увеличением размера шаров магнитов-носителей более 10 мм резко уменьшается величина действующих на частицы магнитных сил. Поэтому использование магнитов-носителей крупностью более 10 мм нецелесообразно. Отсюда макси-

мальная крупность обогащаемого материала не должна превышать $d_{\max} \leq \frac{10}{25} = 0,4$ мм. Нижний предел крупности в полиградиентном поле составляет 10 мкм.

На рис. 64 показана схема барабана ручейкового полиградиентного магнитного сепаратора. Рабочее пространство сепаратора представляет камеры, образованные радиальными перегородками и двумя бандажами, заполненные ферромагнитными телами. Немагнитные частицы дренируются вместе с водой и разгружаются через специальное устройство, магнитные — смываются водой за пределами действия магнитного поля. Данные сепараторы успешно применяются для обогащения окисленных гематито-магнетитовых руд.

Сепараторы для сильномагнитных руд

Для обогащения сильномагнитных руд применяются сухие и мокрые сепараторы различных конструкций. При крупности руды до 150 мм применяют сепараторы с электромагнитной системой, при крупности руды не более 40 мм возможно применение магнитных сепараторов с постоянными магнитами. Наиболее широкое распространение получили барабанные сепараторы.

Барабанные сепараторы для сухой сепарации могут быть одно-, двух-, трехбарабанные и более. Преимуществом многобарабанных сепараторов является возможность осуществления нескольких операций магнитной сепарации, что представляет экономию транспортных средств и удобно при компоновке оборудования. На рис. 65 показана схема сухого трехбарабанного сепаратора ЭПБСЦ-60/100 с многополюсной системой из постоянных магнитов с верхней подачей исходной руды, диаметром верхнего барабана 600 мм и длиной барабана 1000 мм и приведены возможные схемы обогащения руд на данном сепараторе. Верхний барабан сепаратора предназначен для основной магнитной сепарации всего поступающего на сепаратор материала, нижние барабаны используются для перечистных операций с целью получения богатого магнитного концентрата, или для повторной (контрольной) сепарации немагнитного продукта предыдущей операции с целью выделения некоторого количества конечных немагнитных хвостов. На нижние барабаны сепаратора поступает только часть обогащаемого материала, поэтому диаметр нижних барабанов меньше диаметра верхнего барабана. Сепаратор предназначен для сухого обогащения тонковкрапленных магнетитовых руд, измельченных до 0,5—0 мм. Магнитная система сепаратора набирается из пластин, изготавливаемых из высокомагнитного сплава ЮНДК-24, представляющего алюминиево-никелево-кобальто-железный сплав, и закрепляется неподвижно внутри вращающегося барабана. Магнитные элементы располагаются на оси барабана

таким образом, что южные и северные полюса магнитов, обращенные в сторону цилиндрической поверхности барабана, чередуются, создавая магнитное поле перемежающейся полярности. Исходная руда вибрационным лотковым питателем ровным слоем подается на верхний барабан. Магнитные зерна под действием магнитных сил притягиваются к цилиндрической поверхности барабана и выносятся в область ослабленного магнитного поля, где системой шиберов выводятся из сепаратора, представляя конечный магнитный продукт, либо направляются на второй барабан для перечистки. В рабочей зоне барабана под влиянием чередующейся полярности магнитного поля по мере поворота барабана относительно магнитной системы происходит переориентация магнитных частиц на его поверхности. В результате происходит освобождение и отделение случайно захваченных немагнитных породных частиц, а также слабомагнитных сростков, менее прочно удерживающихся на поверхности барабана. В итоге получается более богатый магнитный продукт.

Немагнитные частицы и сростки под действием сил тяжести и центробежных сил отделяются от поверхности барабана и выводятся в приемник для магнитного продукта либо системой шиберов направляются на повторную сепарацию на нижний барабан.

Для мокрого обогащения сильномагнитных руд широко применяются барабанные сепараторы с постоянными и литыми магнитами из сплава ЮНДК-24 или керамические магниты из феррита бария.

В настоящее время при строительстве новых и реконструкции действующих обогатительных фабрик устанавливаются преимущественно сепараторы 209-СЭ (ПМБ-90-250, ГОСТ 10512—70). В зависимости от крупности обогащаемого материала мокрые магнитные сепараторы для сильномагнитных руд комплектуются с ваннами трех модификаций: прямоточной, противоточной и полупротивоточной (рис. 66). Для материала крупностью до 6 мм и менее предназначены сепараторы 209-СЭ с прямоточной ванной; для мелкозернистого материала крупностью до 2—3 мм и менее — сепараторы 209П-СЭ с противоточной ванной и для тонкозернистого материала крупностью не более 0,5 мм — сепараторы 209ПП-СЭ с полупротивоточной ванной. Эти сепараторы часто комплектуются по 3—4 барабана в одном агрегате.

Устройство и принцип действия сепаратора 209-СЭ с прямоточной ванной следующие (см. рис. 66, а). Сепаратор состоит из барабана 1 с приводом, ванны 2, коллектора 3 для смывной воды, загрузочного устройства 4 и приемных устройств для продуктов обогащения. Внутри барабана на неподвижной оси, концы которой опираются на два подшипника, расположены магнитная система и привод барабана. Магнитная система располагается внутри барабана по окружности в секторе 115—130°.

Привод барабана состоит из мотор-редуктора и зубчатой передачи с внутренним зацеплением. Ведущая шестерня крепится на валу мотор-редуктора, ведомое зубчатое колесо — к торцовой крышке барабана.

Основные конструктивные узлы сепаратора (барабан, ванна, питатель и т. д.) изготавливаются из износостойких немагнитных материалов — из нержавеющей немагнитной хромо-никель-титановой стали, из пластмасс и других материалов, широко применяется гуммирование рабочих поверхностей.

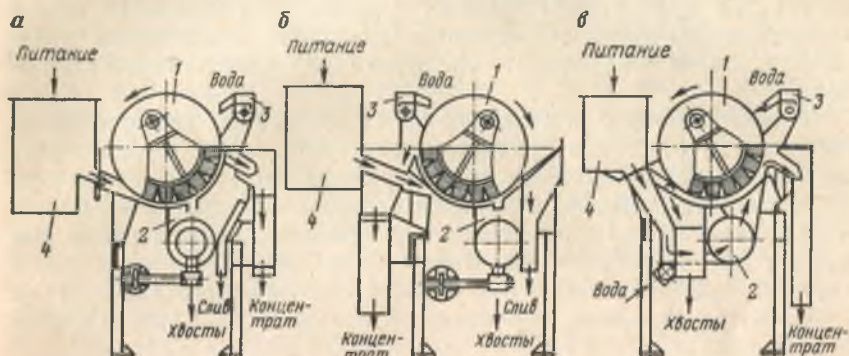


Рис. 66. Схема мокрого сепаратора ПМБ-90-250 с прямоточной (а), противоточной (б) и полупротивоточной (в) ванной

Сепаратор применяется в основном для первичной сепарации измельченной руды. Исходная пульпа из питающего короба через питающий лоток поступает в ванну под вращающийся барабан. Под воздействием магнитного поля частицы с более высокой магнитной восприимчивостью притягиваются к барабану, осаждаются на поверхности его и по мере вращения выносятся из зоны действия магнитных сил, где под действием сил тяжести самоотеком разгружаются в приемник для концентрата, а остатки магнитного продукта смываются водой, поступающей из коллектора. Немагнитные частицы вместе с основной массой воды через насадки сливаются в приемник для хвостов, излишек воды вместе с тонкими шламами сливается через сливной патрубок. В прамоточном сепараторе магнитные продукты, увлекаемые несущей поверхностью барабана, в ванне сепаратора движутся в одном направлении с питанием, что способствует предупреждению зашламовывания ванны сепаратора при переработке крупнозернистого материала. Но прамоточное движение продуктов в ванне сепаратора не позволяет достичь высокой степени извлечения магнитной фракции, так как в начале рабочей зоны поверхность барабана приходит в контакт с исходной пульпой, богатой высокомагнитными частицами, которые в первую очередь и осаждаются слоем на поверхности барабана. В конце рабочей зоны в пульпе остается еще

значительное количество тонких и более слабомагнитных частиц, которые перемещаются по направлению к полюсам более медленно и встречают на своем пути слой ранее закрепившихся более высокомагнитных частиц, которые препятствуют их удерживанию на поверхности барабана, что приводит к существенным потерям магнитных частиц с немагнитным продуктом. Поэтому на практике для обогащения мелкозернистых руд стремятся по возможности применять противоточный режим. Но прямоточные сепараторы имеют и ряд существенных достоинств: они при прочих равных условиях требуют в 1,5—2 раза меньшую мощность, имеют наименьший износ ванны и барабана, более надежны в эксплуатации, удобны при компоновке.

В сепараторах с противоточной ванной (см. рис. 66, б) поверхность барабана вращается навстречу протекающей пульпе. Поверхность барабана при погружении в ванну сепаратора встречается с пульпой, в которой содержатся остатки наименее магнитных частиц, которые под действием магнитных сил осаждаются на свободной поверхности барабана. Сильномагнитные частицы, притягивающиеся к барабану позже, прижимают их к поверхности барабана, в результате потери с немагнитным продуктом сокращаются.

В сепараторах с полупротивоточной ванной (см. рис. 66, в) исходное питание подводится к барабану снизу. В таких условиях направление потока питания и направление действия магнитной силы совпадают, что облегчает притяжение даже очень тонких магнитных шламов. Далее пульпа с немагнитными частицами протекает в направлении к сливному порогу навстречу вращающемуся барабану. На этом участке рабочей зоны для доизвлечения слабомагнитных частиц создаются условия, характерные для противоточных сепараторов. Магнитный продукт выносится вращающимся барабаном из зоны действия магнитных сил и разгружается в приемник для концентрата с противоположной стороны ванны сепаратора.

Сепараторы с полупротивоточными ваннами весьма чувствительны к изменению производительности, плотности и крупности питания. Снижение частоты вращения барабана ниже допустимого предела, повышение плотности и крупности питания могут вызывать забивку ванны сепаратора.

Оптимальная плотность питания сепараторов в основных операциях магнитной сепарации составляет до 40%, в перерасчетных — около 30% твердого.

Сепараторы для слабомагнитных руд

Для обогащения слабомагнитных полезных ископаемых применяются электромагнитные сепараторы с высокой напряженностью магнитного поля, достигаемой в замкнутых маг-

нитных системах. Электромагнитная система сепараторов состоит из намагничивающих обмоток (катушек) и массивных стальных сердечников с полюсными наконечниками. Рабочие органы в отечественных конструкциях сильномагнитных сепараторов выполнены в виде валков, роликов или дисков. В конструктивном отношении и валки, и ролики представляют элементы цилиндрической формы с кольцевыми выступами и впадинами различной конфигурации, служащие для повышения градиента магнитного поля в рабочей зоне сепаратора. Валки и ролики обычно различаются лишь по величине диаметра; валки имеют диаметр не менее 270 мм, ролики — не более 270 мм. В соответствии с размерами рабочего органа сепараторы называются валковыми или роликовыми. В дисковых сепараторах рабочим органом является горизонтальный вращающийся диск с нижней рабочей поверхностью, на которой по периметру имеется кольцевой заостренный выступ для создания неоднородного магнитного поля. Валковые и роликовые сепараторы могут быть мокрыми и сухими, с верхней и с нижней подачей материала. Дисковые сепараторы предназначены для сухой магнитной сепарации и работают с нижней подачей исходного материала.

При мокрой сепарации валки вращаются медленно, хорошо охлаждаются водой и поэтому их изготавливают из сплошных отливок. При сухой сепарации валки вращаются с большей скоростью. Вследствие слабой отдачи тепла при непрерывной работе происходит их перегрев. С целью уменьшения расхода энергии на вращение и нагрев валки для сухой сепарации делают составными из трансформаторного железа.

При верхней подаче материал поступает непосредственно на рабочий орган. Немагнитные частицы под действием центробежных сил и сил тяжести удаляются из рабочей зоны сепаратора, а магнитные частицы под действием магнитных сил притягиваются к выступам рабочих органов, разгружаясь при выходе из рабочей зоны сепаратора под действием сил тяжести в приемники для магнитного продукта. При нижней подаче питание поступает в зазор между рабочим органом и полюсным наконечником или питающим лотком. Магнитные частицы под действием магнитного поля притягиваются к выступам рабочего органа и выносятся за пределы действия магнитных сил, где разгружаются в приемники для магнитного продукта. Немагнитные частицы скользят по поверхности полюсного наконечника или лотка и разгружаются в приемники для немагнитного продукта.

Сепараторы для слабомагнитных руд могут включать несколько рабочих органов, работающих по параллельной или последовательной схеме. На каждый параллельно работающий рабочий орган поступает один и тот же исходный материал и

соответственно увеличивается общая производительность сепаратора. При последовательной работе осуществляется повторная сепарация первичного магнитного или немагнитного продукта или и того и другого, что позволяет повысить эффективность сепарации и достичь более четкого разделения продуктов в одном сепараторе. В конечном итоге это позволяет упростить компоновку оборудования.

На вновь строящихся обогатительных фабриках для мокрого магнитного обогащения слабомагнитных руд предусматриваются сепараторы 4ЭВМ-38/250.

Для сухого обогащения слабомагнитных руд используются сепараторы 2ЭВС-36/100 (233А-СЭ), 4ЭВС-36/100 (ЭРС-6), 2ЭДС-60/40 (МС-2) и др.

На рис. 67 показана принципиальная конструкция мокрого валкового сепаратора с параллельно работающими двумя валками, расположенными на одном уровне по обеим сторонам магнитной системы. Исходный продукт из бункера 1 по лотку 2 вместе с водой подается в зазор между валком 4 и полюсным наконечником 5 магнитной системы. Зерна сильномагнитных минералов под действием магнитных сил притягиваются к поверхности вращающихся валков, а затем смываются водой в приемник 8 для магнитного продукта. Немагнитные зерна под действием сил тяжести через щелевидные зазоры в полюсных наконечниках разгружаются в приемник 9 для немагнитного продукта.

Мокрое обогащение тонкоизмельченных слабомагнитных руд происходит недостаточно эффективно, так как в ванне сепаратора при протекании пульпы образуются турбулентные потоки, а сама среда характеризуется повышенным гидростатическим сопротивлением. Все это в конечном итоге обуславливает значительные потери магнитной фракции с немагнитным продуктом.

Валковые сепараторы для сухой магнитной сепарации слабомагнитных руд предназначены для обогащения мелкозернистых руд крупностью не более 5 мм. Для предупреждения пылеобразования сепаратор имеет пылезащитный кожух, от которого по патрубкам отсасывается запыленный воздух.

Электромагнитный дисковый сепаратор МС-2 (по ГОСТу 2ЭДС-60/40) (рис. 68) по сравнению с валковыми сепараторами имеет принципиальные конструктивные отличия. Дисковый сепаратор имеет две самостоятельные электромагнитные системы: одна встроена в барабанный питатель и предназначена для отделения сильномагнитных примесей — пирротина, магнетита и др. После отделения сильномагнитной фракции обогащаемый продукт поступает на вибрационный лоток и направляется под вращающиеся диски, у заостренных выступов которых под влиянием электромагнитов, расположенных под вибрлотком, создается сильное неоднородное магнитное поле. Магнитные

частички притягиваются к заостренным выступам дисков и выносятся из зоны действия магнитных сил, разгружаясь в приемники для магнитного продукта, расположенные сбоку от

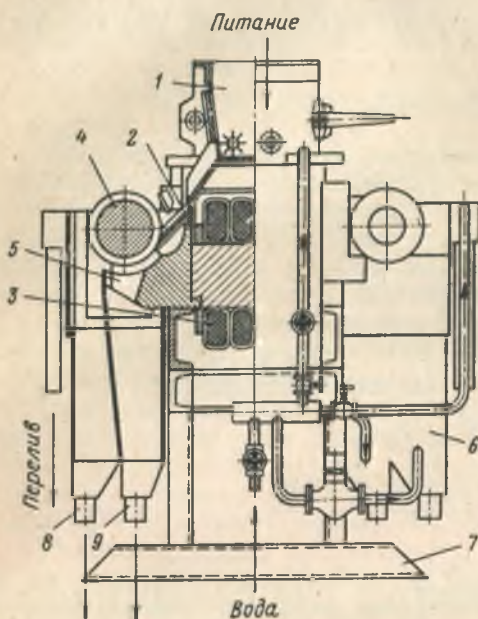
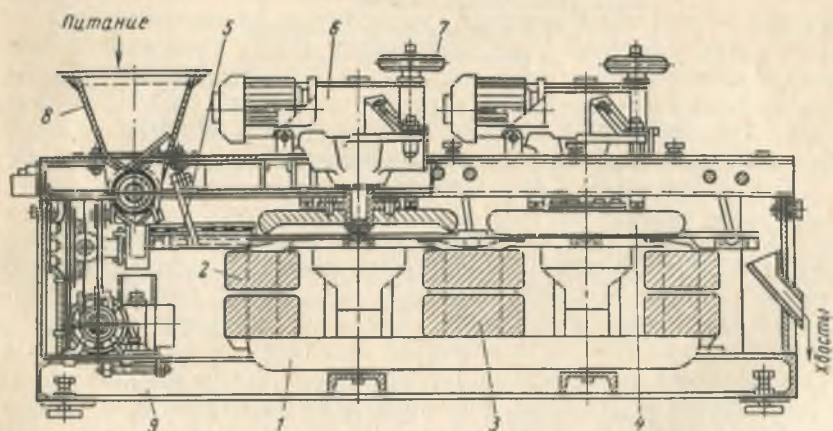


Рис. 67. Электромагнитный валковый сепаратор для слабо-магнитных руд:

1 — бункер для руды; 2 — лоток; 3 — обмотка электромагнита; 4 — валок; 5 — полюсные наконечники; 6 — кожух; 7 — опорная рама; 8 — приемник для магнитного продукта; 9 — приемник для немагнитного продукта

Рис. 68. Двухдисковый электромагнитный сепаратор 2ЭДС-60/40:

1 — магнитопровод; 2 — обмотка крайнего полюса; 3 — обмотка среднего полюса; 4 — диск; 5 — питатель; 6 — привод; 7 — механизм подъема диска; 8 — бункер с барабанным питателем; 9 — рама



вибrolотка. Эти сепараторы имеют небольшую производительность и используются для доводки различных концентратов и для обезжелезивания различных продуктов.

§ 4. ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Схемы магнитного обогащения полезных ископаемых характеризуются большим разнообразием, обусловленным разнообразием физико-минералогических особенностей обогащаемых полезных ископаемых.

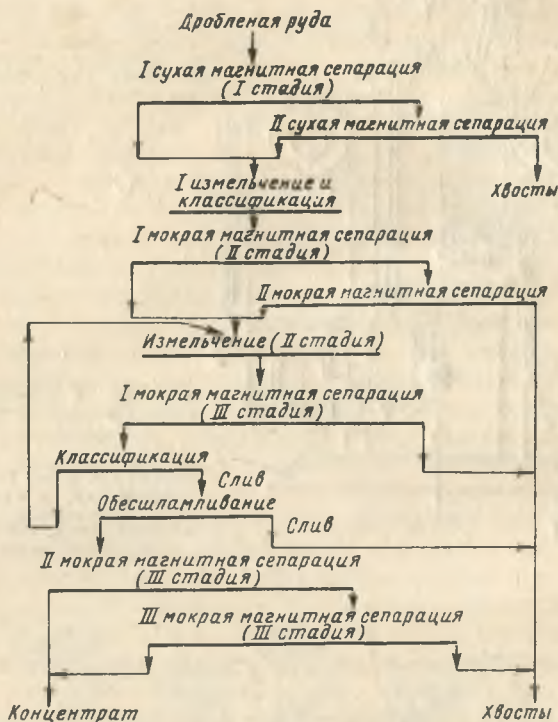


Рис. 69. Принципиальная схема магнитного обогащения скарновой магнетитовой руды

Обогащение магнетитовых руд. Магнитные методы обогащения получили наиболее широкое распространение при обогащении магнетитовых руд. На рис. 69 показана принципиальная схема обогащения скарновой магнетитовой руды, характеризующейся неравномерной вкрапленностью магнитных и немагнитных компонентов. Особенностью схемы является многостадийность процесса, обусловленная неравномерной вкрапленностью руды. В первой стадии процесса предусматривается цикл сухой магнитной сепарации с целью выделения из руды бедного первичного магнитного продукта (промпродукта) и некоторого количества отвальных хвостов. Далее первичный магнитный продукт подвергается стадийному измельчению и

мокрой магнитной сепарации с целью постепенного раскрытия немагнитных компонентов и их выделения в виде отвальных хвостов. Схема мокрой магнитной сепарации обычно включает три стадии обогащения, в каждой из которых предусматривается от одной до трех операций магнитного обогащения. Конечный магнитный концентрат подвергается обезвоживанию, затем поступает на агломерационную фабрику или на фабрику окатышей и после окускования отгружается металлургическим заводам.

Магнетитовые кварцитовые руды отличаются более тонкой вкрапленностью, поэтому предварительная сухая магнитная сепарация дробленой руды, как правило, не предусматривается, в остальном схема обогащения по построению аналогична показанной на рис. 69 и отличается лишь большим количеством стадий обогащения (до пяти).

При обогащении магнетитовых руд помимо операций магнитной сепарации широко используется обработка пульпы в намагничивающих и размагничивающих аппаратах. Намагничивание пульпы предусматривается перед обесшламливанием. Эта операция способствует магнитной флокуляции магнитных частиц. Тем самым достигается укрупнение тончайших частичек магнетита, которые затем отделяются от глинистых шламов в магнитных конусах и цилиндрических дешламаторах.

Размагничиванию подвергаются магнитные продукты сепарации перед их доизмельчением классификацией и фильтрованием с целью ликвидации магнитной флокуляции. Размагничивание пульпы в данном случае повышает эффективность классификации и фильтрования.

При обогащении комплексных магнетитовых руд, в которых кроме магнетита могут присутствовать минералы титана (ильменит), кобальтоносный пирит, сульфиды меди, свинца, цинка, апатит и т. д., применяют магнитную сепарацию в слабом магнитном поле и флотационное обогащение для извлечения селективных сульфидных концентратов и для удаления апатита, являющегося вредной фосфорсодержащей примесью.

В случае обогащения смешанных магнетит-гематитовых руд применяются комбинированные схемы, предусматривающие магнитную сепарацию в слабом магнитном поле с целью извлечения магнетитового концентрата и гравитационные методы обогащения с целью отделения более тяжелого гематита от легкой пустой породы.

При переработке окисленных железных руд (мартитовых, гематитовых, бурожелезняковых и сидеритовых) перед обогащением руду подвергают магнетизирующему восстановительному обжигу, в результате которого окисленные железные минералы превращаются в искусственный магнетит. Обожженную руду в зависимости от характера вкрапленности обогащают по тем же схемам, что и обычные магнетитовые руды.

В отечественной практике магнитные методы обогащения широко применяются для обогащения марганцевых и редкометальных руд.

Обогащение марганцевых руд. В практике обогащения марганцевых руд Никопольского и Чиатурского бассейнов мокрое магнитное обогащение применяют для мелких классов мытой руды крупностью менее 2(3) мм, для обогащения зернистой части шламов, получаемых при промывке руды, и для обогащения доизмельченных промпродуктов. Магнитную сепарацию этих продуктов осуществляют на мокрых валковых сепараторах в сильном поле. Схемой предусматривается основная магнитная сепарация с последующей перемелкой немагнитного продукта. Выделенные магнитные продукты затем подвергаются доводке гравитационными методами.

При обогащении редкометальных полезных ископаемых магнитная сепарация предусматривается совместно с флотацией, электрической сепарацией и гравитационными процессами при доводке черновых концентратов, полученных при обогащении исходной руды гравитационными методами.

ЭЛЕКТРИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ

§ 1. ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ

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

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

Электрическая проводимость — величина, обратная электрическому сопротивлению и характеризующая способность свободных электрических зарядов перемещаться по данному веществу под влиянием разности потенциалов. Мерой электропроводности вещества служит удельная электропроводность ρ , численно равная электропроводности проводника с поперечным сечением 1 см^2 , длиной 1 см , измеряемая в $\text{Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$ и определяемая по закону Ома:

$$\rho = \frac{I}{V},$$

где I — ток, А;

V — разность потенциалов.

В зависимости от электропроводности все минералы условно делятся на три группы: проводники, полупроводники и непроводники (диэлектрики).

Минералы, относящиеся к проводникам, характеризуются удельной электропроводностью в пределах $\rho = 10^{-3} \div 10^6 \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$. К ним относятся самородные металлы, графит, многие сульфидные минералы, магнетит, гематит, рутил и др.

Диэлектрики в отличие от проводников обладают очень высоким электрическим сопротивлением. Их электропроводность ничтожно мала. Они практически не проводят электрического тока. Удельная проводимость диэлектриков составляет менее $10^{-9} \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$. К диэлектрикам относится большое число минералов, в том числе алмаз, кварц, слюда, самородная сера, солеобразные минералы и др.

Электропроводность полупроводников также очень мала и составляет $10^{-4} \div 10^{-9} \text{ Ом}^{-1} \cdot \text{см}^{-1}$. К полупроводникам

относятся боксит, бурый железняк, гранат, лимонит, сидерит, хромит и др.

Электропроводность минеральных частиц складывается из объемной и поверхностной составляющих. Объемная электропроводность одного и того же минерала может колебаться в значительных пределах в зависимости от содержания в минеральных частицах различных посторонних примесей. Поверхностная электропроводность зависит от состояния поверхности, наличия на поверхности минерала окисных пленок, влаги, поверхностно-активных веществ и т. д. Естественную поверхностную электропроводность минералов в ряде случаев можно изменить в желаемом направлении обработкой минералов специальными реагентами. В итоге увеличивается разность электропроводностей минералов, особенно диэлектриков, и тем самым улучшаются условия из разделения. На электрические свойства проводников обработка реагентами практически не оказывает заметного влияния.

Диэлектрическая проницаемость ϵ — физическая величина, показывающая, во сколько раз напряженность электрического поля снижается в данной среде по сравнению с вакуумом. Диэлектрическая проницаемость характеризует способность вещества подвергаться поляризации под действием электрического тока и косвенно зависит от электропроводности вещества. Четкой зависимости между диэлектрической постоянной вещества и его электропроводностью не существует, однако приближенно можно считать, что чем больше электропроводность, тем больше диэлектрическая постоянная. Для идеальных проводников диэлектрическая постоянная $\epsilon = \infty$.

Под действием электрического поля в частице незаряженного проводника происходит свободное перемещение электрических зарядов. В результате на конце частицы, обращенном к положительному электроду, возникает отрицательный заряд, на другом конце — положительный заряд (явление электростатической индукции). У непроводников в электрическом поле не происходит свободного перемещения зарядов, а наблюдается лишь смещение отрицательного заряда в направлении положительно, а положительного заряда — в направлении отрицательно заряженного электрода (явление поляризации). Причем под влиянием постоянного напряжения движение электрических зарядов в проводниках происходит непрерывно, в диэлектриках смещение зарядов под влиянием постоянного напряжения быстро прекращается, после чего он остается поляризованным. При поляризации диэлектрика на поверхности частиц с противоположных концов образуются заряды разных знаков, но эти заряды в отличие от индуцированных в проводнике являются связанными, их нельзя разъединить, как нельзя разъединить в магнитной стрелке северный и южный полюсы.

В неоднородном электрическом поле на заряженную

частицу действуют одновременно две силы: пондеромоторная сила F_{Π} , обусловленная неоднородностью электрического поля и различием диэлектрической проницаемости среды и частицы, и электрическая сила F_q , обусловленная наличием на частице электрического заряда:

$$F_q = Eq; \quad (92)$$

$$F_{\Pi} = \epsilon r^3 \frac{\epsilon_i - \epsilon}{\epsilon_i + 2\epsilon} E \frac{dE}{dx}, \quad (93)$$

где ϵ — диэлектрическая проницаемость среды (для газов $\epsilon \approx 1$);

r — радиус частицы, м;

ϵ_i — диэлектрическая проницаемость частицы;

E — напряженность электрического поля, В/м;

$\frac{dE}{dx}$ — градиент поля, В/м²;

q — заряд частицы, Кл.

Сила F_{Π} возникает только в неоднородном поле при условии, если диэлектрические проницаемости среды и частицы различаются между собой ($\epsilon \neq \epsilon_i$).

Сила F_q не зависит от однородности поля и возникает только в том случае, если частица имеет электрический заряд.

Обе силы являются векторами. Направление действия силы F_{Π} не зависит от знака заряда электрода. Если диэлектрическая проницаемость среды больше, чем частицы, то сила F_{Π} направлена в сторону уменьшения напряженности поля, если наоборот, $\epsilon < \epsilon_i$, частица втягивается в направлении увеличения напряженности поля.

Под действием электрической силы F_q частица притягивается к электроду, если заряды электрода и частицы различны по знаку; при одноименных зарядах частица отталкивается от электрода.

Пондеромоторная сила F_{Π} даже в случае создания очень высокого градиента напряженности поля при сепарации в воздухе в десятки и сотни раз меньше силы F_q . При сепарации в среде с правильно подобранными характеристиками электрического поля и диэлектрической проницаемостью среды пондеромоторная сила достигает значительной величины и становится возможным разделять зерна минералов в зависимости от их диэлектрической проницаемости.

Наибольшее практическое значение имеет электрическая сепарация в зависимости от знака и величины заряда сепарируемых частиц. Зарядка сепарируемых частиц осуществляется контактной электризацией, воздействием потока ионов, трением или комбинацией этих способов. Возможна также электризация в результате колебания температуры нагрева (пироэлектриче-

ство), в результате воздействия сжатием (пьезоэлектричество), облучением (фотоэлектричество) и др. Основное практическое значение при электрической сепарации полезных ископаемых имеют первые три способа электризации.

Контактная электризация осуществляется непосредственным соприкосновением частиц полезного ископаемого с заряженным электродом. При контакте с электродом все частицы получают потенциал электрода, но величина заряда отдельных частиц зависит от их проводимости. Чем выше проводимость, тем больше величина получаемого электрического заряда. Минеральные частицы с высокой электропроводностью получают значительный по величине заряд и отталкиваются от электрода, изменяя траекторию своего движения. Частицы диэлектриков практически остаются незаряженными, и электрическое поле не оказывает влияния на направление их движения. Четкое разделение минералов в случае предварительной электризации контактным методом достигается только при значительной разнице их проводимостей и при условии предварительной классификации обогащаемого материала на узкие классы.

Существенное влияние на результаты электризации контактным способом может оказать предварительная обработка полезного ископаемого кислотами с целью очистки поверхности зерен от гидрофилизирующих загрязнений и обработка флото-реагентами с целью повышения гидрофобности минеральных частиц, а следовательно связанным с этим уменьшением поверхностной проводимости.

Различие траекторий движения частиц проводников и диэлектриков в электрическом поле получается более резким, если на разделяемую минеральную смесь предварительно воздействовать потоком ионов, заряженных электричеством противоположного по отношению к электроду знака.

Электризация трением применяется при разделении близких по проводимости минералов. Известны два способа электризации трением: энергичное перемешивание минеральных частиц, сопровождающееся частыми интенсивными соударениями частиц, и транспортирование электризуемой смеси по поверхности электризатора, выполняемой обычно в виде вибрлотка.

В результате трения одни минералы приобретают положительный заряд и, попадая в электрическое поле, притягиваются к отрицательно заряженному электроду. Такие минералы называются обратимыми отрицательно (ОО). Другие минералы в результате воздействия трением получают отрицательный заряд и при последующей электросепарации отклоняются в сторону положительно заряженного электрода. Эти минералы называются обратимыми положительно (ОП). Некоторые минералы не обладают способностью электризоваться трением и называются необратимыми (НО).

§ 2. ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ СЕПАРАТОРЫ

Для электрического обогащения применяется большое число различных по конструкции электрических сепараторов. Классифицируются электрические сепараторы в зависимости от характера электрического поля, способа электризации и конструкции рабочего органа.

По характеру поля различают сепараторы электростатические и с коронным разрядом.



Рис. 70. Схематическое устройство различных типов электрических сепараторов

В зависимости от вида рабочего органа сепараторы могут быть барабанные, полочные, лотковые, пластинчатые, ленточные, камерные и др.

В зависимости от способа электризации различают сепараторы с электризацией контактным способом, в поле коронного разряда, трибоэлектризацией, пироэлектризацией и др. В ряде сепараторов используются комбинированные способы путем сочетания двух и более способов электризации обогащаемого материала.

Схематическое устройство некоторых типов электрических сепараторов показано на рис. 70.

В электростатических сепараторах с электризацией контактным способом разделение проводников и диэлектриков производится в электрическом поле, создаваемом между рабочим электродом, на который поступает обогащаемый материал, и противостоящим электродом с противоположным электрическим зарядом.

В пластинчатых электростатических сепараторах (рис. 70, а) разделение минеральных частиц происходит в электростатическом поле между вертикальными пластинчатыми электродами.

В барабанных электростатических сепараторах электрическое поле создается между рабочим барабаном и противопоставленным пластинчатым (рис. 70, б) или барабанным электродом.

Трибоэлектростатические сепараторы предназначены для разделения полезных ископаемых, состоящих из смеси зерен диэлектриков и полупроводников, способных при электризации трением получать разноименные заряды. Трибоэлектростатические сепараторы имеют электризатор, выполненный преимущественно в виде вибропитателя, на котором в результате многократных встряхиваний одни минералы электризуются положительно, другие — отрицательно. Разделение электрически заряженных частиц осуществляется в электростатическом поле, создаваемом двумя противоположно заряженными электродами.

Если в составе обогащаемого материала присутствуют минералы, склонные к пироэлектризации, трибоэлектростатический электризатор снабжается нагревателем для подогрева обогащаемого материала до $120\text{--}200^\circ\text{C}$, в некоторых случаях — до 400°C , что положительно влияет на результаты электризации и последующей сепарации.

Коронный барабанный сепаратор служит для разделения электропроводящих минералов и диэлектриков. Сепаратор (рис. 70, в) состоит из пустотелого заземленного вращающегося барабана, на некотором расстоянии от которого на электроизоляторах укреплен многопроволочный коронирующий электрод. На коронирующий электрод от высоковольтной установки подается высокое отрицательное напряжение, заземленный барабан индуктивно заряжается положительно. Между коронирующим электродом и положительно заряженным барабаном непрерывно происходят электрические разряды, в результате чего от коронирующего электрода к барабану создается непрерывный поток электронов и отрицательно заряженных ионов, образующихся за счет ионизации воздуха.

Исходный материал из бункера лотковым питателем и вращающимся барабаном подается в зону коронного разряда, где все частицы под влиянием потока отрицательно заряженных частиц заряжаются отрицательно и притягиваются к положительно заряженному барабану. При соприкосновении с барабаном частицы проводниковых минералов перезаряжаются от барабана положительным зарядом, отталкиваются от барабана и разгружаются в приемник для проводников. Непроводящие отрицательно заряженные частицы диэлектриков за счет электрических сил притяжения удерживаются на поверхности вращающегося барабана и затем щетками снимаются в приемник для непроводников. В промежуточной зоне под действием сил тяжести разгружаются зерна полупроводников. Промышленные сепараторы обычно включают несколько барабанов, на которых производится основная и пересортировочные операции сепарации.

Аналогичный принцип действия имеет коронный пластинчатый сепаратор (рис. 70, з) и коронный камерный (рис. 70, д).

В комбинированных коронно-электростатических сепараторах (рис. 70, е) используется совместное действие коронного разряда и электростатического поля. Поле коронного разряда создается между заземленным рабочим электродом и отрицательно заряженным коронирующим электродом, а статическое поле — между барабаном и отрицательно заряженным отклоняющим электродом, расположенным ниже коронирующего электрода. Отклоняющий отрицательно заряженный электрод притягивает положительно заряженные частицы проводниковых минералов, усиливая отталкивающее действие заземленного рабочего электрода.

Диэлектрические сепараторы (рис. 70, ж) применяются для минералогических анализов в лабораторных условиях. Наиболее широко для этих целей используются щелевидные диэлектрические сепараторы, в которых неоднородное электрическое поле создается системой металлических электродов, помещенных в непроводящую жидкость с повышенной по сравнению с воздухом диэлектрической проницаемостью. Electroдами являются две металлические плоские пластины, установленные под углом к горизонту. Между ними располагаются две наклонные пластины из диэлектрического материала. В пластинах имеется ряд продольных щелевидных прорезей, за счет которых электрическое поле между электродами преобразуется в неоднородное. Прорези образуют как бы сито, в отверстиях которого создается более напряженное электрическое поле и куда соответственно втягиваются минеральные зерна с большей, чем у среды, диэлектрической проницаемостью. Частицы с меньшей, чем у среды, диэлектрической проницаемостью задерживаются у кромок щелей и скользят по наклонным плоскостям в промежутках между щелевидными отверстиями.

Щелевидные разделительные поверхности в диэлектрических сепараторах могут создаваться также непосредственно проводящими сетчатыми электродами, на которых разделение минералов в зависимости от диэлектрической проницаемости происходит по принципу, описанному выше.

§ 3. ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ПРОЦЕСС ЭЛЕКТРОСЕПАРАЦИИ, И ОСОБЕННОСТИ ОБСЛУЖИВАНИЯ СЕПАРАТОРОВ

Электрическая сепарация зависит от многих факторов. На результаты электрической сепарации оказывают влияние электрические свойства разделяемых минералов, влажность и крупность обогащаемого материала, температура его нагрева, наличие загрязнений на поверхности разделяемых зерен и гонкой

пыли в сепарируемом материале, конструктивные особенности и режим работы электросепаратора.

Условиями эффективной работы электрических сепараторов являются: существенное различие электропроводности разделяемых минералов (может быть увеличена искусственно за счет предварительного нагрева, химической обработки, электризации трением и т. д.), низкая влажность обогащаемого материала и окружающего воздуха, равномерная и оптимальная загрузка сепаратора обогащаемым материалом, предварительная классификация по крупности и обеспыливание, правильное регулирование режима работы сепаратора.

При работе сепаратора регулируются производительность питателя, частота вращения осадительного барабанного электрода, положение коронирующего и отклоняющего электродов, напряжение на электродах, положение шиберов-отсекателей и др.

При обслуживании электросепараторов с целью создания безопасных условий труда должна быть обеспечена надежная защита от высокого напряжения (в соответствии с действующими правилами и нормами обслуживания высоковольтных установок). Все металлические части машин должны быть заземлены, возможность прикосновения к частям сепараторов, находящимся под напряжением, должна быть исключена. Высокое напряжение включают после проверки исправности сепаратора при работе вхолостую. Электросепарационное отделение должно быть оборудовано вентиляцией для удаления вредных газов, в частности окислов азота, образующихся при работе высоковольтной установки, а также должно быть обеспечено необходимыми противопожарными средствами.

Правилами эксплуатации категорически запрещается на ходу устранять любые неисправности и производить чистку оборудования. Периодическая очистка сепараторов от пыли должна производиться после отключения напряжения, остановки сепаратора и его разрядки от статического электричества ручным или автоматическим электроразрядником.

Электрическое обогащение обычно характеризуется высокими технико-экономическими показателями (сравнительно небольшое потребление электроэнергии, небольшие эксплуатационные расходы, высокое извлечение ценных компонентов). Процесс электросепарации прост в управлении и в регулировании режимов обогащения.

ОБЕЗВОЖИВАНИЕ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ О ПРОЦЕССАХ

Обезвоживанием называется процесс удаления воды (влаги) из продуктов обогащения.

Процесс обезвоживания состоит из операций механического удаления воды из продуктов обогащения (дренированием, сгущением, фильтрованием, центрифугированием) и термической сушки.

При обогащении мокрыми методами на обогатительных фабриках расходуется большое количество воды не только для создания требуемых технологических режимов, но и для транспорта продуктов обогащения по желобам и пульпопроводам. Общий расход воды составляет до 6—8 м³ на 1 т обогащаемого полезного ископаемого в час. Вся расходуемая вода распределяется по продуктам обогащения. Например, флотационные концентраты могут содержать до 3 м³, а хвосты до 10 м³ воды на 1 т твердого.

Количество влаги, присутствующей в тех или иных продуктах, может выражаться в процентах либо отношением количества жидкой фазы пульпы к количеству твердого вещества. Основные величины, характеризующие соотношение между количеством жидкой и твердой фазы пульпы, связаны следующими соотношениями:

$$V_n = Q \left(R + \frac{1000}{\delta} \right), \text{ м}^3/\text{ч}; \quad (94)$$

$$R = \text{Ж} : \text{Т} = \left(\frac{1}{C} - \frac{1}{\delta} \right) 1000; \quad (95)$$

$$C = \frac{\delta}{0,001 R \delta + 1}, \text{ г/л}; \quad (96)$$

$$\gamma = \frac{100\delta}{0,001 \text{Ж} \delta + T}, \text{ кг/м}^3; \quad (97)$$

$$T = \frac{100}{R + 1}, \text{ \%}; \quad (98)$$

$$\text{Т} = \frac{100}{1 + 1000 \left(\frac{1}{C} - \frac{1}{\delta} \right)}, \text{ \%}, \quad (99)$$

где $V_{\text{п}}$ — объем пульпы, м³/ч;

R — отношение Ж : Т в пульпе;

Q — производительность по твердому, т/ч;

γ и σ — плотность соответственно пульпы и твердого, кг/м³;

Ж и Т — содержание соответственно жидкого и твердого в пульпе, %;

C — концентрация твердого в пульпе, г/л.

Общую влагу, содержащуюся в полезном ископаемом и в продуктах обогащения, принято классифицировать на несколько видов, в зависимости от характера сил, удерживающих влагу в составе продукта.

Гигроскопической называется влага, удерживаемая адсорбционными силами на поверхности твердых частиц в виде мономолекулярных пленок.

Пленочная влага обволакивает частицы более толстой пленкой, чем гигроскопическая влага, и удерживается на поверхности частиц силами молекулярного притяжения между молекулами воды и молекулами твердой частицы. Количество гигроскопической и пленочной влаги обычно невелико.

Капиллярная влага частично или полностью заполняет поры между тонкими частичками твердого вещества, а также микро- и макропоры. Капиллярная влага удерживается силами капиллярного давления. Количество капиллярной влаги может достигать 50% и более в зависимости от пористости твердого вещества и от размера частиц.

Гравитационная влага заполняет промежутки между отдельными частицами, удерживается только силами взаимного притяжения молекул воды и может свободно перемещаться относительно твердых частиц под действием сил тяжести. Содержание гравитационной влаги в продуктах может во много раз превышать содержание твердого вещества.

Химически связанная влага входит непосредственно в кристаллическую решетку минералов.

В зависимости от содержания общей влаги продукты различают обводненные, мокрые, влажные, воздушно-сухие и сухие.

Обводненные продукты обладают подвижностью жидкости и представляют собой механическую смесь твердого и жидкого при отношении Ж : Т не менее 1 : 1,5, например сливы отсадочных машин, продукты флотации, хвосты мокрой магнитной сепарации, продукты обогащения на винтовых и конусных сепараторах и т. д.

Мокрые продукты содержат все виды влаги, но общее содержание ее не превышает 40%. Такие продукты получают обычно после предварительного обезвоживания обводненных продуктов обогащения.

Влажные продукты содержат гигроскопическую, пленочную и некоторое количество капиллярной влаги. Общее содержание влаги составляет от 5—6 до 15—20%. Такие продукты

получают обычно после интенсивного обезвоживания механическими методами или после частичной термической сушки. При хранении на воздухе эти продукты теряют капиллярную влагу вследствие испарения в окружающую среду.

Воздушно-сухие — содержат лишь гигроскопическую, пленочную и капиллярную влагу, удерживаемую во внутренних порах частиц. При хранении на воздухе воздушно-сухие продукты не изменяют своей массы. Общее содержание влаги в воздушно-сухих продуктах не превышает нескольких процентов.

К сухим относятся продукты, которые содержат только химически связанную влагу. Получают данные продукты лишь при глубокой термической сушке.

Применение тех или иных способов обезвоживания зависит от крупности, плотности твердой фазы и от формы содержащейся влаги.

§ 2. ОБЕЗВОЖИВАНИЕ ДРЕНИРОВАНИЕМ

Дренированием называется удаление гравитационной влаги из кускового и крупнозернистого материала путем естественного просачивания влаги под действием силы тяжести в промежутках между отдельными зернами. Дренирование производится в обезвоживающих ковшовых элеваторах, механических классификаторах, обезвоживающих бункерах и на дренажных складах

Обезвоживающие ковшовые элеваторы устанавливаются на отсадочных машинах, багер-зумпфах, моечных желобах и предусматриваются для обезвоживания материала максимальной крупности не менее 2 мм. Обезвоживающие элеваторы представляют бесконечную цепь с укрепленными на ней ковшами из перфорированного листового металла. Ковшами элеватор вычерпывает обезвоживаемый материал вместе с водой, которая затем стекает вниз через отверстия в стенках ковшей. Чтобы вода, стекающая из верхних ковшей, не попадала на нижние, элеватор устанавливается под углом 70—80° к горизонту. Ковшовые элеваторы применяются для предварительного обезвоживания обводненных продуктов. Влажность обезвоженных продуктов снижается до 25—30% и ниже. Аналогично отделение гравитационной влаги происходит на неподвижных шпальтовых ситах.

В механических классификаторах обезвоживание песков происходит по мере их транспортирования по днищу классификатора. Дренируемая вода стекает в нижнюю часть корпуса классификатора. Для отмывки тонких шламов может предусматриваться орошение песков свежей водой из брызгал. Влажность песков составляет 15—25% в зависимости от крупности перерабатываемого материала и в зависимости от скорости движения рабочего органа классификатора.

Дренажные склады применяются для удаления избыточной влаги из материала крупностью 0,1—1 мм после предварительного сгущения в отстойниках. Осадок со дна отстойника вычерпывается грейферным краном и укладывается штабелем трапецидальной формы на наклонный бетонный пол дренажной части склада. Время обезвоживания составляет от 8 до 24 ч и более. В результате обезвоживания влажность снижается от 20—30 до 8,5—9%.

§ 3. МЕХАНИЧЕСКОЕ ОБЕЗВОЖИВАНИЕ ПОД ДЕЙСТВИЕМ СИЛ ИНЕРЦИИ И ЦЕНТРОБЕЖНЫХ СИЛ

С целью интенсификации дренирования гравитационной влаги применяют криволинейные сита, механические грохоты, гидrocиклоны и центрифуги. Принцип действия криволинейных сит рассмотрен ранее (глава II, § 2).

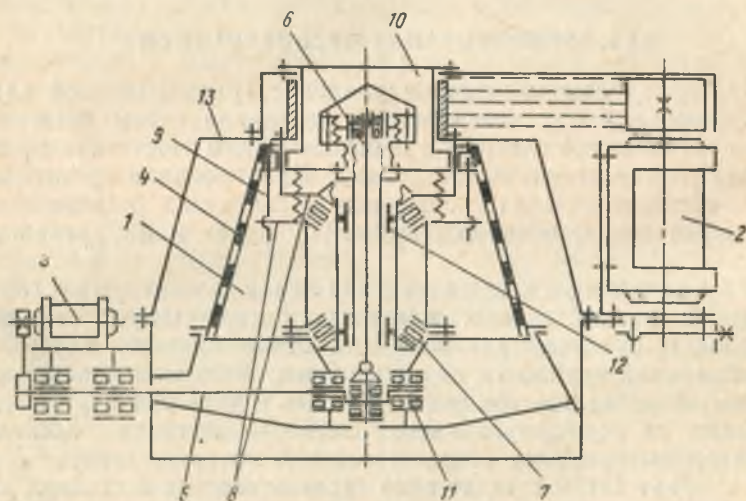


Рис. 71. Вибрационная фильтрующая центрифуга ЦВП-1100:

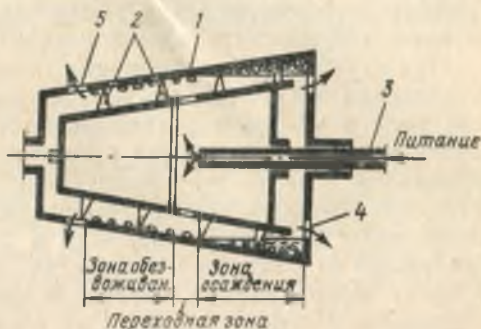
1 — ротор; 2 — привод ротора; 3 — привод вибратора; 4 — сито; 5 — эксцентриковый вал; 6 — шток вибратора; 7 — резинометаллические амортизаторы; 8 — диски крепления амортизаторов; 9 — стойки; 10 — загрузочное отверстие; 11 — подшипники качения; 12 — подшипники скольжения; 13 — кожух защитный

При обезвоживании на грохотах удалению гравитационной влаги способствуют силы инерции, которые возникают при встряхивании материала на решетке грохота. Данный процесс широко применяется для обезвоживания обводненных продуктов крупностью от 0,35 до 300 мм. Обезвоживание на грохоте может сочетаться с обогащением промывкой с целью удаления тонких глинистых примесей. Расход воды на промывку составляет от 0,3 до 1 м³ на 1 т обезвоживаемого материала. Влажность обезвоженного продукта в зависимости от его крупности составляет от 6—7 до 23—27%.

Центрифугированием разделяют мокрые и обводненные мелкозернистые и тонкие продукты на жидкую и твердую фазы под действием центробежных сил. Машины для осуществления этих процессов называют центрифугами. Рабочим органом центрифуг является вращающийся ротор конической, или цилиндроконической формы с перфорированной либо со сплошной рабочей поверхностью. Центрифуги с перфорированной рабочей поверхностью называются фильтрующими и применяются для обезвоживания грубозернистых продуктов,

Рис 72. Схема осадительной горизонтальной центрифуги:

1 — ротор; 2 — шнековое устройство; 3 — загрузочное устройство; 4 — отверстия для удаления фугата; 5 — отверстия для удаления обезвоженного продукта



центрифуги со сплошным ротором называются отстойными и предусматриваются для обезвоживания обводненных сильно разбавленных суспензий, содержащих большое количество тонкозернистого материала. Схематическое устройство центрифуг показано на рис. 71 и 72.

Обезвоживаемый материал загружается внутрь вращающегося ротора 1 и независимо от принципа действия центрифуги образует внутри ротора кольцевой слой. В фильтрующих центрифугах (рис. 71) слой твердых частиц под действием продольных составляющих центробежной силы и силы тяжести перемещается вдоль образующей ротора от загрузочного конца к разгрузочному. Отделение воды от твердого осадка происходит под действием центробежных сил принудительно через слой твердых частиц в отверстия перфорированной поверхности ротора. В отстойных центрифугах (рис. 72) пульпа внутри ротора 1 образует кольцевой слой, в котором под действием центробежных сил происходит осаждение твердых частиц на внутренней поверхности ротора (зона осадения). Осветленный поверхностный слой воды (фугат) сливается через окно в торцевой части со стороны большего диаметра ротора. Образующийся твердый осадок перемещается по внутренней поверхности ротора в противоположном направлении с помощью шнекового устройства 2. Под действием центробежных сил в зоне обезвоживания осадок уплотняется, при этом вода отжимается из промежутков между отдельными зернами и стекает в направлении зоны осадения.

Достоинством центрифуг является высокая производительность, недостатки — сложность конструкции и загрязнение отделяемой жидкой фазы (фугата) тонкими шламами.

§ 4. СГУЩЕНИЕ

Сгущением называется процесс обезвоживания обводненных тонкозернистых продуктов путем осаждения твердых частиц и выделения жидкой фазы в виде осветленного слива. Процесс осуществляется в различного типа отстойниках, сгустительных воронках и цилиндрических сгустителях.

При сгущении в отстойниках, конических и цилиндрических сгустителях осаждение происходит под влиянием силы тяжести, при этом в условиях установившегося режима в верхнем слое сгустителя образуется зона осветления, в средней части — зона осаждения и внизу зона уплотнения осадка. В зоне осветления движение твердых частиц происходит в разжиженных пульпах по законам свободного падения в водной среде со скоростью, зависящей от размера и плотности частиц. В средней зоне происходит накопление частиц, в результате чего создаются стесненные условия падения. При этом мелкие частицы задерживают осаждение более крупных, их скорости падения выравниваются, и частицы в этой зоне осаждаются сплоченной массой. Внизу находится зона уплотнения осадка. В этой зоне вода выжимается из осадка под давлением вышележащих частиц и перемещается снизу вверх, скорость осаждения частиц практически становится равной нулю, плотность осадка достигает максимума и составляет 43—44 % по объему.

Для ускорения сгущения в пульпу добавляют специальные реагенты, вызывающие коагуляцию или флокуляцию, т. е. слипание мельчайших минеральных частиц и образование относительно крупных, быстро осаждающихся агрегатов. В отсутствие реагентов слипанию твердых частиц между собой мешает наличие на поверхности последних гидратных оболочек или одноименных электрических зарядов, образуемых из адсорбированных частицами ионов, содержащихся в пульпе, что приводит к отталкиванию частиц друг от друга. Для коагуляции и флокуляции наиболее часто используют известь, щелочи, водорастворимые силикаты, серную кислоту, алюминат натрия, крахмал, полиакриламид, некоторые собиратели и другие неорганические и органические соединения. Механизм действия перечисленных реагентов заключается в следующем.

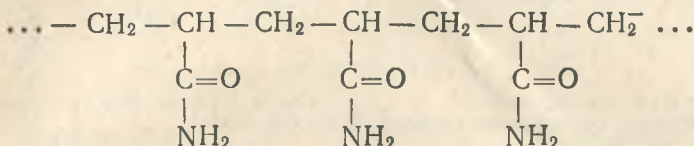
Электролиты, диссоциируя на электрически заряженные ионы, нейтрализуют электрический заряд тонких, трудно осаждаемых частиц, вызывая тем самым их коагуляцию. Аналогичным действием обладают коллоиды типа водорастворимых силикатов.

С о б и р а т е л и, адсорбируясь на поверхности твердых,

нарушают гидратные оболочки, делают поверхность частиц гидрофобной, вызывая слипание их и образование крупных флоккул.

Полиакриламид получил в отечественной практике наиболее широкое распространение. Это высокомолекулярный водорастворимый полимер, выпускаемый промышленностью в виде 6%-ного раствора. Удельный расход его составляет 0,15—2 г/м³ пульпы (в пересчете на сухое вещество).

Структурная формула молекулы полиакриламида следующая:



Процесс флокуляции твердых частиц при введении в суспензию полиакриламида основан на адсорбции удлиненных молекул полимера поверхностью частиц. При этом отдельные молекулы как бы «склеивают» частицы, образуя из них хлопья. Кроме того, растворение полиакриламида в воде частично сопровождается его диссоциацией на ионы, в результате чего происходит коагуляция шламов.

Удельную площадь сгущения можно определить по формуле

$$f = \frac{R_{\text{п}} - R_{\text{сг}}}{v}, \text{ м}^2/(\text{т} \cdot \text{ч}), \quad (100)$$

где $R_{\text{п}}$ и $R_{\text{сг}}$ — объем жидкости на 1 т твердого соответственно в питании и сгущенном продукте, м³;

v — скорость осаждения, м/ч.

Для всего количества материала, поступающего на сгущение, потребуется сгуститель общей полезной площадью сгущения F :

$$F = fQ_{\text{т}}, \text{ м}^2, \quad (101)$$

где $Q_{\text{т}}$ — количество сгущаемого твердого продукта, т/ч.

В случае использования флокулянтов и коагулянтов скорость осаждения частиц увеличивается в несколько раз и соответственно снижается необходимая площадь сгустительных аппаратов.

При обезвоживании в гидроциклонах и осадительных центрифугах применение флокулянтов и коагулянтов малоэффективно, так как вследствие интенсивного перемешивания флоккулы разрушаются.

Наиболее широко для сгущения различных продуктов на отечественных обогатительных фабриках применяются цилиндрические (радиальные) сгустители. На железорудных фабриках, перерабатывающих магнетитовые руды, для обесшламли-

вания пульпы перед магнитной сепарацией применяются магнитные дешламаторы.

Примерные удельные показатели по сгущению и обесшламливанию продуктов переработки руд приведены в табл. 10.

Таблица 10

Ориентировочные удельные площади осаждения и удельные нагрузки сгустителей и дешламаторов

Перерабатываемые продукты	Удельная площадь осаждения, м ² /(т·ч)	Удельная нагрузка	
		т/(м ² ·ч)	т/(м ² ·сут)
<i>При сгущении в радиальных сгустителях</i>			
Питание и хвосты флотации	12—24	0,04—0,08	1—2
Флотационные сульфидные концентраты:			
медные	16—24	0,04—0,06	1—1,5
свинцовые	24—32	0,03—0,04	0,75—1,0
цинковые	20—30	0,03—0,05	0,8—1,2
пиритные	12—24	0,04—0,08	1,0—2,0
Первичные рудные шламы	60—90	0,01—0,017	0,25—0,4
<i>При обесшламливании в магнитных дешламаторах</i>			
Магнетитовые концентраты перед флотацией	2,4—4,8	0,25—0,40	6,0—9,6
Пульпа перед магнитной сепарацией, I стадия	2,0—7,0	0,14—0,45	3,36—10,8
То же, II и III стадии	1,4—4,6	0,22—0,71	5,28—17,04

Радиальные сгустители представляют собой цилиндрические чапы с механической выгрузкой сгущенного осадка. В зависимости от устройства приводного механизма сгустители бывают с периферическим и центральным приводом. Сгустители с центральным приводом могут быть одно-, двух- и многоярусными, т. е. с одним или несколькими чанами, установленными один над другим, с общим центральным приводом.

Радиальные сгустители с центральным приводом выпускаются с чаном диаметром от 2,5 до 18 м; сгустители с периферическим приводом имеют чан диаметром от 18 до 100 м и более.

Схематическое устройство сгустителей показано на рис. 73 и 74.

Исходная пульпа по пульпопроводу подается в сгуститель через загрузочную воронку, нижняя кромка которой находится ниже уровня пульпы в чане. Твердые частицы, содержащиеся в пульпе, осаждаются на дно чана, а осветленная вода переливается через сливной порог в кольцевой периферический желоб, откуда поступает в зумпф для осветленной воды. Сгущенный осадок с помощью гребковой рамы непрерывно перемещается по дну чана от периферии к центру, где разгружа-

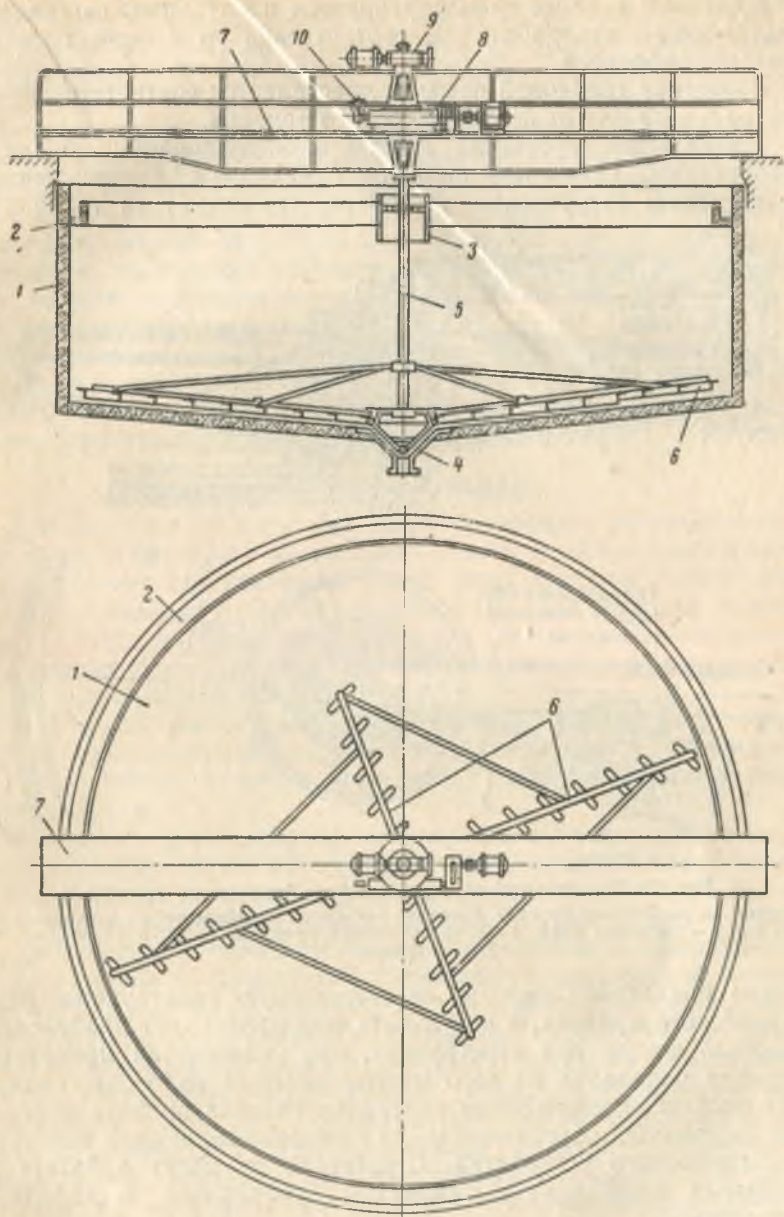


Рис. 73. Одноярусный радиальный сгуститель с центральным приводом:
 1 — чан; 2 — сливной желоб; 3 — загрузочная воронка; 4 — разгрузочное отверстие для
 сгущенного продукта; 5 — центральный вал; 6 — гребки; 7 — монтажная площадка; 8 —
 привод; 9 — подъемный механизм; 10 — указатель перегрузки сгустителя

ется насосом и далее транспортируется по пульпопроводам для последующей переработки в соответствии со схемой технологического процесса.

Вращение гребковой рамы осуществляется соответственно от центрального или от периферического привода.

Радиальные сгустители просты в обслуживании, но имеют недостаточно надежный приводной механизм, несовершенную конструкцию загрузочных устройств, что влияет на технологи-

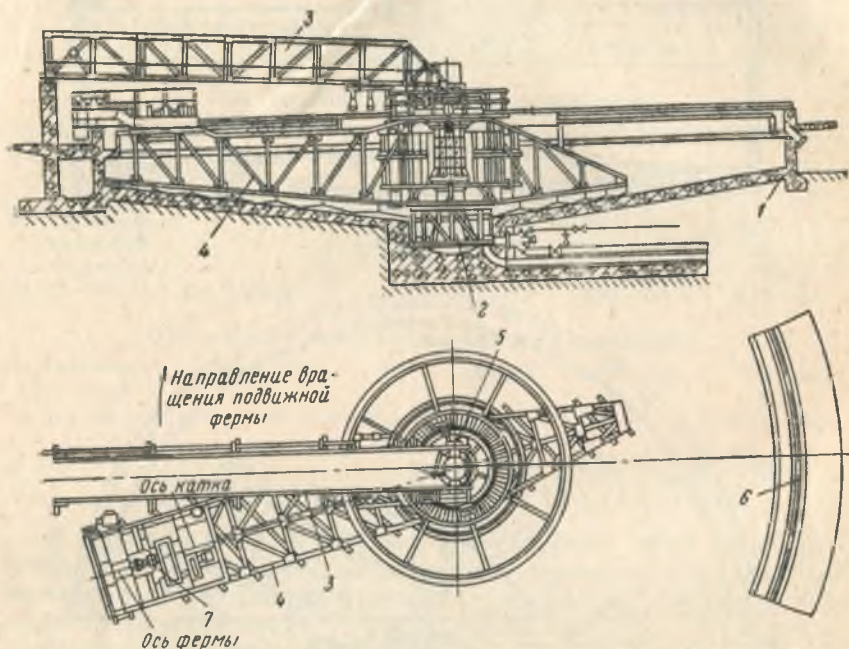


Рис. 74. Радиальный сгуститель с периферическим приводом:

1 — чан; 2 — опорная конструкция привода; 3 — мостик периферического приводного механизма; 4 — гребковая рама; 5 — опорная головка гребковой рамы; 6 — монорельс; 7 — привод

ческие показатели работы, несовершенную конструкцию периферического привода, в результате чего происходит пробуксовка ходового колеса при перегрузках, при увлажнении монорельса или при попадании на него масла, быстрый износ нестандартных опорных подшипников центрального вала привода вследствие перекосов, возникающих при неуравновешенной конструкции гребкового устройства. Сгустители не могут работать на открытых площадках в районах с умеренным и холодным климатом.

Учитывая недостатки сгустителей с периферическим приводом и потребности сгустителей большого размера, отечественная промышленность начала изготавливать сгустители с центральным приводом диаметром 50 и 100 м.

Магнитные дешламаторы и гидросепараторы по своему устройству во многом аналогичны радиальным сгустителям. Отличаются от них тем, что в питающую коробку этих аппаратов встроена магнитная система. Под влиянием создаваемого магнитного поля частички магнетита, содержащиеся в поступающей пульпе, намагничиваются, укрупняются, образуя флоккулы, и быстро осаждаются, а несфлокулированные тонкие немагнитные частицы удаляются со сливом в периферический кольцевой желоб. В результате удаления кремнеземистых и глинистых частиц при обесшламливании повышается содержание железа в обрабатываемых продуктах на 2—4% и более. Особенности процесса при обесшламливании с предварительным намагничиванием обуславливают более высокую производительность дешламаторов по сравнению с обычными радиальными сгустителями (см. табл. 9). Магнитные дешламаторы изготавливаются с чашей диаметром от 5 до 12,5 м.

§ 5. ФИЛЬТРОВАНИЕ

Фильтрацией называют операции обезвоживания мелкозернистых пульп и суспензий, основанные на принудительном отделении содержащейся в них воды через пористую перегородку (поверхность), не проницаемую для твердых частиц пульпы (суспензии). Твердые частицы, задержанные фильтрующей поверхностью, называются осадком (кеком), а прошедшие через перегородку воды — фильтратом.

В качестве фильтрующих перегородок используются специальные хлопчатобумажные, шерстяные, капроновые, нейлоновые и другие ткани, а также металлические сетки с отверстиями 0,15—0,25 мм.

Выделение фильтрата осуществляется путем создания перепада давления по обеим сторонам фильтрующей поверхности. В зависимости от способа создания перепада давлений различают вакуум-фильтры и фильтр-прессы. В зависимости от формы фильтрующей поверхности вакуум-фильтры подразделяются на барабанные (с внутренней и внешней фильтрующей поверхностью), дисковые и ленточные. Вакуум-фильтры широко применяются для обезвоживания продуктов обогащения при переработке различных рудных и нерудных полезных ископаемых.

Барабанные вакуум-фильтры с наружной фильтрующей поверхностью (рис. 75) представляют собой горизонтальный барабан, обтянутый фильтровальной тканью и помещенный в ванну, заполненную фильтруемой пульпой. С внешней стороны барабан разделен на неглубокие ячейки, покрытые перфорированными решетками, внутренние полости ячеек соединены трубами с концевыми цапфами фильтра. Между решетками соседних ячеек вдоль барабана имеются пазы, в которые резиновыми жгутами утопляется ткань, в результате чего устраняется сообщение ячеек между собой под тканью.

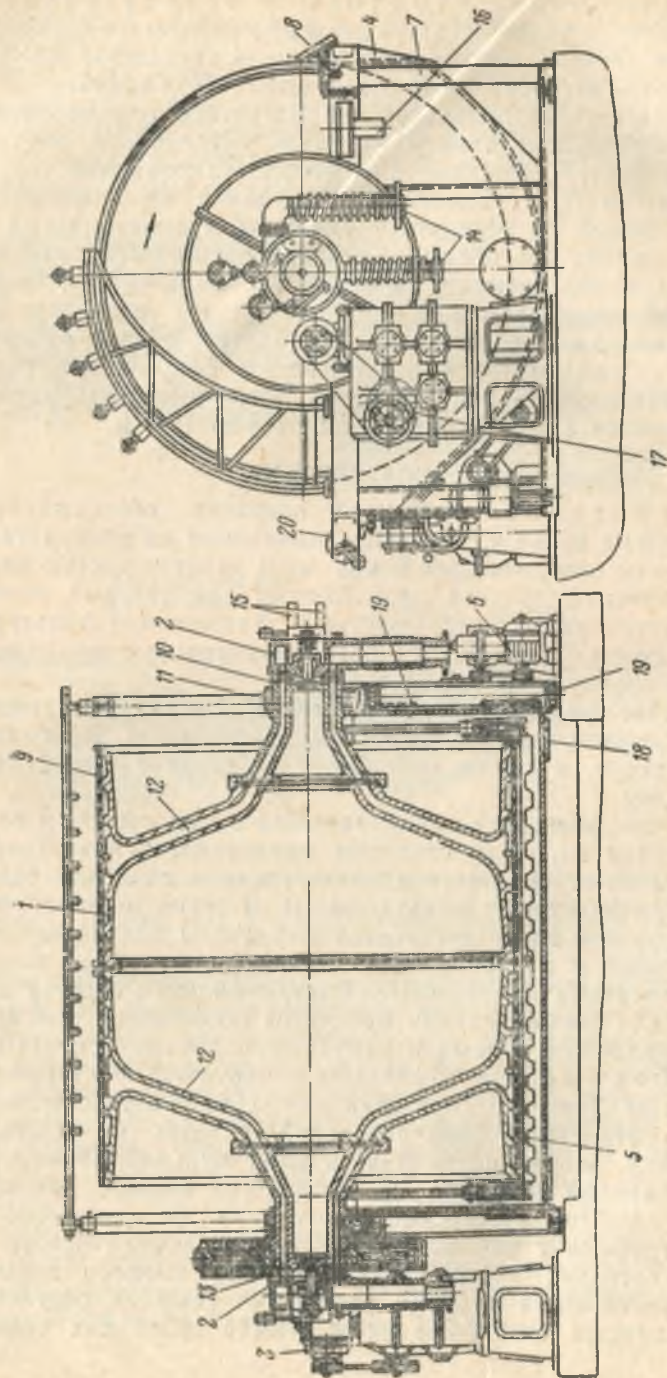


Рис. 75. Барабанный вакуум-фильтр с наружной фильтрующей поверхностью:

1 — барабан; 2 — распределительная головка; 3 — редуктор; 4 — ванна; 5 — секция обечайки барабана; 6 — пустотелая цапфа; 11 — подшипник; 12 — воздушный шланг; 13 — приводная шестерня; 14 — патрубки для фильтрации; 15 — патрубки для подачи сжатого воздуха; 16 — окно для переключения; 17 — шкив; 18 — лок для вращательной разгрузки; 19 — опорная стойка; 20 — натяжной ролик

Для закрепления ткани на барабане и жгутов в пазах барабан обматывается мягкой проволокой с шагом 30—40 мм.

С обеих сторон по оси барабана имеются цапфы, к торцам которых примыкают распределительные головки, регулирующие режим работы фильтра. В головке имеются четыре полости, две из которых сообщаются с вакуумом, через две другие подается сжатый воздух. Ячейки барабана, погруженные в ванну с фильтруемой пульпой, при помощи трубки через каналы в цапфе сообщаются с вакуумной ячейкой распределительной головки фильтра. За счет разрежения через пазы в барабане и далее по трубкам отсасывается жидкость из ванны и образуется слой твердого осадка (кек) на внешней поверхности фильтровальной ткани. По мере поворота барабана вокруг своей оси ячейка с образовавшимся слоем кека выходит на поверхность пульпы, но продолжает оставаться под вакуумом, сообщаясь со второй вакуумной ячейкой распределительной головки. В данный период за счет вакуума через слой кека происходит просасывание воздуха, в результате чего кек подсушивается. В конце цикла перед погружением в ванну последние две ячейки барабана сообщаются соответственно с двумя полостями распределительной головки, через которые подводится сжатый воздух. В данный период происходят отдувка и сброс кека с фильтровальной поверхности барабана в специальный люк и затем на конвейер, которым кек подается в сушильное отделение, либо на склад готовой продукции.

Фильтр работает с переливом, лишняя пульпа через специальное окно сливается из ванны, возвращаясь в зумпф насоса.

Для предупреждения осаждения твердых частиц предусматривается подача питания в ванну через днище или установка специальной мешалки, представляющей решетчатую раму с индивидуальным приводным механизмом.

Барабанные фильтры с внешней фильтрующей поверхностью предусматриваются для обезвоживания тонкодисперсных труднофильтруемых продуктов с низкими удельными нагрузками и относительно тонким слоем кека.

На рис. 76 показана схема вакуум-фильтра с внутренней фильтрующей поверхностью. Эти фильтры предназначены для фильтрования зернистых пульп, содержащих относительно крупные тяжелые частицы, которые при фильтровании в обычных условиях неизбежно осаждаются и накапливаются на дне ванны, вызывая частые остановки для чистки последних.

Рабочая поверхность фильтра состоит из 16—20 секций, закрепляемых внутри сплошного корпуса барабана 1. Каждая секция с внутренней стороны затягивается фильтровальной тканью, внутри секций имеются продольные каналы, которые в торцовой части с помощью радиальных трубок соединены с полкой цапфы, разделенной на столько же каналов, сколько секций в барабане. К торцу цапфы примыкает распределитель-

ная головка, по конструкции аналогичная описанной выше. Цапфа устанавливается в опорном подшипнике. С противоположной стороны барабан опирается на вращающиеся ролики. В торце барабана в осевой части имеется отверстие, через которое устанавливается конвейер 2 для приема и удаления кека по трубопроводу 3. Барабан заполняется пульпой до уровня

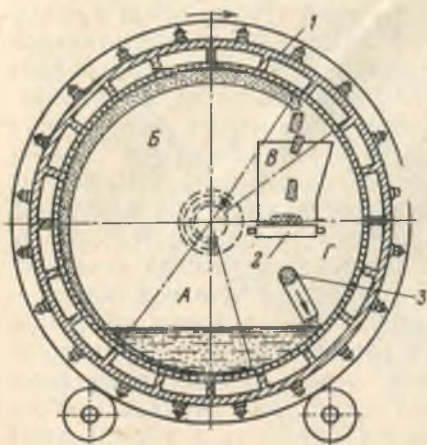


Рис. 76. Барабанный вакуум-фильтр с внутренней фильтрующей поверхностью

кольцевого борта, избыток сливается через кольцевой порог. Под действием силы тяжести на фильтровальную ткань из пульпы прежде всего осаждаются наиболее крупные частицы, а затем присасываются и более мелкие. В результате в барабанных фильтрах с внутренней фильтрующей поверхностью образуется пористый осадок с пониженным гидравлическим сопротивлением, что ускоряет фильтрование жидкой фазы. Вакуум-фильтры данного типа изготавливаются с фильтрующей поверхностью до 40 м².

Дисковые вакуум-фильтры отличаются от барабанных большей площадью фильтрования, выпускаются нескольких типоразмеров, отличающихся количеством и диаметром дисков.

Дисковый вакуум-фильтр (рис. 77) состоит из полого вала с укрепленными на нем дисками, погруженными в корыто с пульпой, двух распределительных головок, мешалки, устройства для съема кека и привода.

Принцип работы дискового фильтра аналогичен барабанному с внешней фильтрующей поверхностью. При вращении дисков в секторах, погруженных в пульпу, создается вакуум, в результате чего на наружной поверхности их образуется слой кека. При дальнейшем повороте вала секторы последовательно проходят зону сушки и зону отдувки кека, затем снова погружаются в пульпу. Преимуществом дисковых вакуум-фильтров является быстрая замена любого сектора с изношенным тканевым чехлом на исправный и меньшая требуемая площадь на единицу фильтровальной поверхности. Дисковые вакуум-фильтры широко применяются на различных флотационных и магнитообогатительных фабриках. Верхний предел крупности обезжелезаемого на дисковых фильтрах материала тот же, что и для барабанных фильтров с внешней фильтрующей поверхностью (65—70% класса —0,074 мм).

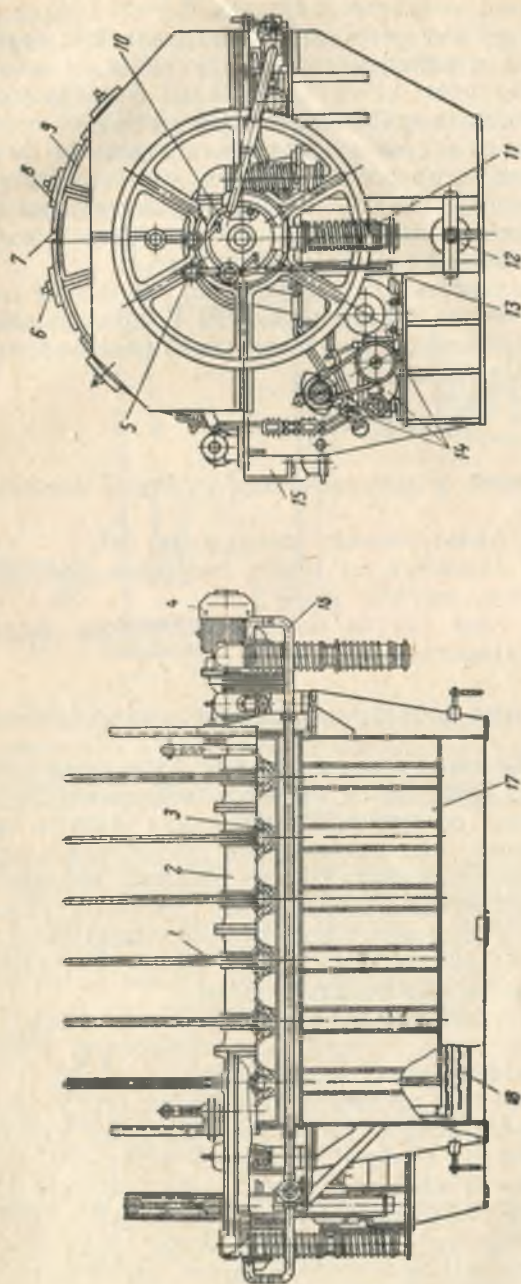


Рис. 77. Дисконный вакуум-фильтр:

1 — диск; 2 — пустотелый вал; 3 — нож для съема кока; 4 — привод мешалки; 5 — вакуумметр; 6 — шпилька крепления секторов; 7 — сектор; 8 — накладка; 9 — чехол из фильтровальной ткани; 10 — распределительная головка; 11 — шланг к вакуум-нагнетателю; 12 — дренажный люк; 13 — крепление распределительной головки; 14 — привод вала с дисками; 15 — женой для мешалки; 16 — шланг для подачи сжатого воздуха; 17 — вал; 18 — мешалка

Вакуум-фильтры работают при вакууме 300—650 мм рт. ст.; расход воздуха при создании вакуума 0,4—2 м³/мин и при отдувке 0,05—0,5 м³/мин на 1 м² фильтрующей поверхности. Удельная нагрузка в зависимости от крупности и плотности твердой фазы составляет 0,1—1 т/ч на 1 м² фильтрующей поверхности, влажность получаемого кека 9—14%.

Фильтр-прессы на рудных обогатительных фабриках имеют ограниченное распространение. Они применяются в химической промышленности и на некоторых обогатительных фабриках, перерабатывающих неметаллические полезные ископаемые (каолиновые, ископаемый каменный уголь и др.).

На производительность вакуум-фильтров оказывает влияние большое число факторов. Объем жидкости V , проходящей через поры осадка, образующегося на фильтрующей поверхности, определяется по формуле Дарси:

$$V = k_f F \frac{\Delta p}{h}, \text{ м}^3/\text{с}, \quad (102)$$

где k_f — коэффициент фильтрации, определяемый опытным путем, м/с;

F — площадь фильтрующей поверхности, м²;

Δp — разность давлений по обеим сторонам фильтрующей поверхности, кгс/м²;

h — толщина слоя осадка, образующегося на фильтрующей поверхности, м.

§ 6. ЭКСПЛУАТАЦИЯ ОБОРУДОВАНИЯ ДЛЯ ОБЕЗВОЖИВАНИЯ

Обслуживание сгустителей. Основным условием нормальной работы сгустителей является непрерывность и равномерность процесса сгущения. Загружаемая пульпа должна поступать равномерно и по возможности постоянной плотности. Выгрузка сгущенного продукта также должна производиться непрерывно при безостановочной работе гребковой рамы.

При включении сгустителя в работу необходимо прежде всего проверить все механизмы при работе вхолостую, затем чан заполнить водой, после чего подать питание.

При работе сгустителя необходимо стремиться к тому, чтобы сгущенный продукт имел максимально возможную плотность, а в сливе — минимально возможные потери твердого. В случае непрерывного снижения плотности выгружаемого сгущенного продукта следует осторожно уменьшить выгрузку сгущенного продукта до получения пульпы требуемой плотности. При непрерывном увеличении плотности сгущенного продукта следует в сгустителе с центральным приводом приподнять гребковую раму, увеличить разгрузку сгустителя, затем гребковую раму постепенно опустить в нормальное рабочее положение.

При внезапной остановке сгустителя с центральным приво-

дом под нагрузкой перед его пуском необходимо приводной механизм повернуть вручную. Если это выполнить трудно, следует гребковую раму приподнять, затем привод повернуть вручную, после чего включить двигатель и постепенно гребковую раму вернуть в рабочее положение.

При плановой кратковременной остановке сгустителя с центральным приводом необходимо предварительно поднять гребковую раму, а после пуска постепенно опустить ее в нормальное рабочее положение.

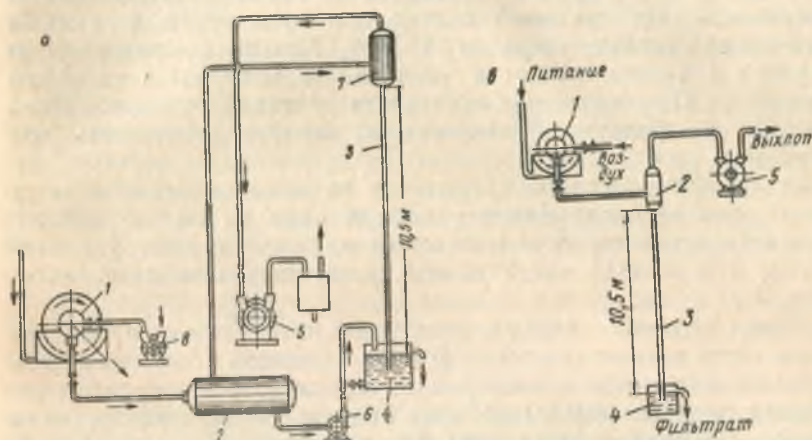


Рис. 78. Схемы вакуумных фильтровальных установок:

а — при расположении вакуум-фильтра на нижних отметках здания; б — при расположении фильтра на верхних отметках здания и удалении фильтра самотеком;
1 — вакуум-фильтр; 2 — ресивер; 3 — сливной трубопровод; 4 — сборник для фильтрата;
5 — вакуум-насос; 6 — центробежный насос для удаления фильтрата; 7 — гидроразрывник;
8 — воздухоудалитель

В сгустителях с периферическим приводом опорный круговой монорельс должен быть всегда сухим и чистым, а поверхность катка — гладкой, без выбоин. Пробуксовывание катка свидетельствует о перегрузке сгустителя. В этом случае на тележку катка кладут дополнительный груз, увеличивая таким образом силу сцепления катка с рельсом, и устраняют причину перегрузки сгустителя.

Обслуживание вакуум-фильтров. Схемы вакуумных фильтровальных установок кроме вакуум-фильтров включают вакуум-насосы, воздухоудалители, ресиверы и ловушки для отделения воздуха, сборники и центробежные насосы для фильтрата. Известны две принципиально различные схемы фильтровальных установок, применяемых на обогатительных фабриках. Различаются схемы по способу удаления фильтрата из ресиверов, назначением которых является отделение фильтрата от воздуха (рис. 78). При обслуживании вакуум-фильтров необходимо следить за крупностью фильтруемого материала,

плотностью и равномерностью питания, контролировать толщину и влажность кека, соблюдать гидравлический режим, следить за состоянием фильтровальной ткани и механической исправности всех агрегатов установки в целом.

Крупность фильтруемого материала является одним из основных факторов, определяющих результаты фильтрования. При увеличении содержания тонких илистых частиц снижается значение коэффициента фильтрования, в результате увеличивается влажность кека. Попадание чрезмерно крупных зерен в ванну фильтра может вывести из строя фильтровальную поверхность. Оптимальной плотностью фильтруемой пульпы является содержание твердого 60—70%. Повышение содержания твердого в питании ведет к увеличению толщины кека и его влажности. При снижении плотности питания увеличивается нагрузка по фильтрату, снижается производительность по твердому.

От равномерности распределения питания по всему объему ванны зависит равномерность набора кека по высоте дисков. При недостаточном перемешивании влажность кека увеличивается, а в нижней части ванны скапливается осевший материал.

Перед пуском вакуум-фильтров необходимо проверить исправность всех механизмов. В ванне фильтра не должно быть осевшего материала и посторонних предметов; краны для аварийного выпуска пульпы должны быть закрыты; фильтроткань на всех секторах должна быть без повреждений; сливной трубопровод должен быть свободен; гидравлический затвор вакуум-насоса должен быть очищен от осадка и заполнен водой. Задвижки на трубопроводах сжатого воздуха и вакуума, выпускные краны воздухоотборников должны быть перекрыты. После проверки производится пуск установки.

При пуске вначале включается привод мешалки и открываются задвижки на трубопроводах для заполнения ванны пульпой. После заполнения ванны на 70—80% включают привод центробежного насоса для фильтрата и привод фильтра и только после этого включают вакуум-насос и воздуходувку, открывают полностью задвижки на воздушных и вакуумных магистралях.

При кратковременной остановке вакуум-фильтра (не более 15—20 мин) необходимо прекратить подачу питания, остановить привод фильтра и перекрыть задвижки на магистралях вакуума и сжатого воздуха. Во избежание осаждения материала мешалки не останавливаются.

Более длительная остановка вакуум-фильтра начинается с прекращения подачи питания и выработки его из ванны. После этого останавливается привод фильтра, вакуум-насос, воздуходувка, центробежный насос и последним останавливается конвейер для кека.

§ 7. ТЕРМИЧЕСКАЯ СУШКА ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Сушка предусматривается для снижения содержания влаги в товарных продуктах обогащения до установленных норм. Излишнее содержание влаги в отгружаемых продуктах оказывает вредное влияние на условия их транспортирования и на эффективность дальнейшего использования.

В зимнее время при транспортировании мокрых и влажных продуктов повышенное содержание в них влаги приводит к смерзанию, что вызывает затруднения при разгрузке вагонов у потребителя. Предельное содержание влаги в рудных концентратах, транспортируемых внешним транспортом, составляет 3—4%.

Жесткие требования предъявляются к влажности продуктов, предназначенных для металлургической переработки. Например, влажность концентратов, подвергаемых обжигу и плавке в отражательных печах, не должна превышать 6—8%, при электроплавке — 2%, а при плавке во взвешенном состоянии — не более 1%. Влажность железных концентратов перед окомкованием колеблется в пределах 8,5—10%.

Для сушки продуктов обогащения применяют в основном барабанные сушилки, в некоторых случаях — подовые, конвейерные, трубные сушилки, трубы-сушилки, кипящего слоя. В качестве сушильного агента (теплоносителя) могут использоваться нагретый воздух, горячие дымовые продукты, перегретый водяной пар. Для сушки рудных продуктов применяются в основном газовые барабанные прямоточные сушилки.

Барабанная газовая сушилка (рис. 79) состоит из сварного сушильного барабана с насаженными на него двумя бандажми, которыми барабан опирается на две пары опорных катков. Барабан устанавливается под углом 1—5° в сторону разгрузки высушенного материала. Исходный материал по загрузочному желобу поступает внутрь вращающегося барабана. Вращение барабана осуществляется от привода посредством малой шестерни и зубчатого обода. Упорный ролик предупреждает продольное смещение барабана. При вращении барабана подсушиваемый материал перемешивается, разрыхляется и постепенно перемещается вдоль по уклону барабана. В том же направлении (в прямоточных) или навстречу (в противоточных) в барабан подается горячий дымовой газ. Внутри барабана устанавливаются насадки из листового металла для лучшего перемешивания материала и заполнения барабана. По мере продвижения вдоль барабана материал нагревается и содержащаяся в нем влага испаряется. Выделяющиеся водяные пары удаляются из сушилки вместе с отработанным газом. Вместе с газом увлекается часть тонкозернистого материала, который улавливается в специальных пылеуловителях перед выбросом газов в атмосферу. Высушенный материал разгружается в конце

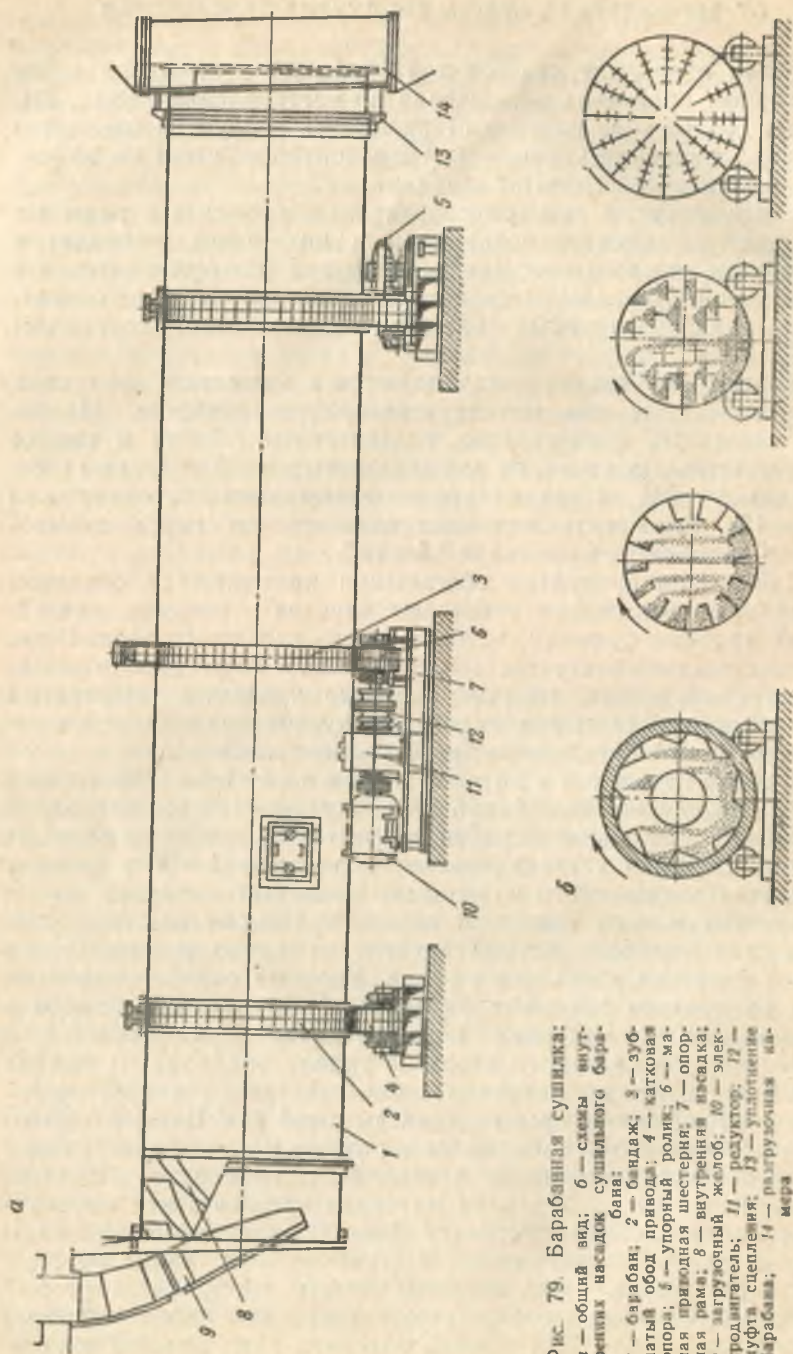


Рис. 79. Барабанная сушилка:
 а — общий вид; б — схемы внутренних наслонок сушильного барабана.
 1 — барабан; 2 — бочаж; 3 — зубчатый обод привода; 4 — катковая опора; 5 — упорный ролик; 6 — малая праводная шестерня; 7 — опорная рама; 8 — внутренняя насадка; 9 — загрузочный желоб; 10 — электродвигатель; 11 — редуктор; 12 — муфта сцепления; 13 — уплотнение барабана; 14 — разгрузочная камера.

барабана в разгрузочную камеру. Для предупреждения выброса пыли и газов из разгрузочной камеры в рабочее помещение на барабане предусматривается специальное уплотнение.

Барабанные сушилки изготавливаются диаметром от 1000 до 3500 мм и длиной от 4000 до 27 000 мм.

Влажность поступающих на сушку концентратов в зависимости от способов их обезвоживания составляет 8—22%, влажность высушенного продукта 4—8%. В особых случаях (например, при сушке магнетитовых, нефелиновых, апатитовых концентратов, а также медных, предназначенных для плавки во взвешенном состоянии) она составляет 0,5—1,5%.

Напряженность барабанных сушилок по влаге обычно не превышает 40—50 кг/(м³·ч), в отдельных случаях достигает 80—85 кг/(м³·ч); расход тепла составляет от 850 до 1000 ккал на 1 кг испаренной воды. Стоимость сушки колеблется от 3,3 до 10,3 руб. на 1 т испаряемой влаги.

ОБЕСПЫЛИВАНИЕ

§ 1. ПРОМЫШЛЕННАЯ ПЫЛЬ

Промышленной пылью называются дисперсные системы, состоящие из твердых частиц крупностью не более 0,5 мм, образующие в воздухе (газе) более или менее устойчивые взвеси.

Источником образования производственной пыли на обогащательных и агломерационных фабриках являются мельчайшие минеральные частицы, содержащиеся в исходной руде и образующиеся при дроблении и сухом измельчении полезных ископаемых. Рассеивание пыли в воздух производственных помещений обогащательных фабрик происходит при работе механического оборудования и зависит от свойств сырья, его влажности, герметичности кожухов работающего оборудования и наличия избыточного давления внутри кожухов. Особенно сильное пылеобразование происходит при дроблении и сухом измельчении, грохочении, пневматическом обогащении, сухой магнитной сепарации, электросепарации, транспортировке сухих продуктов по желобам и трубам, в местах пересыпки сухих продуктов с одного транспортирующего механизма на другой, при работе сушильных аппаратов и т. д. Содержание пыли в воздухе характеризуется массовым количеством пыли в единице объема и выражается в мг/м^3 .

В зависимости от крупности твердых частиц различаются: крупная пыль с частицами размером от 100 до 500 мкм , легко осаждающаяся под действием силы тяжести и почти не содержащаяся в воздухе рабочих помещений фабрик;

мелкая пыль — частицы крупностью от 10 до 100 мкм . В воздухе образует более или менее устойчивые взвеси, при очистке воздуха улавливается в центробежных аппаратах, рукавных фильтрах и мокрых пылеуловителях;

тонкая пыль — частицы крупностью от 0,1 до 10 мкм . Под действием силы тяжести оседает очень медленно, в воздухе образует устойчивые взвеси, улавливается в фильтрах и мокрых пылеуловителях;

весьма тонкая пыль — крупностью менее 0,1 мкм . Под действием силы тяжести не осаждается, улавливается в электрофильтрах, частично — в мокрых пылеуловителях.

Пыль, содержащаяся в воздухе производственных помеще-

ний, оказывает вредное влияние не только на здоровье обслуживающего персонала, но и на механическое состояние оборудования. При попадании пыли между трущимися деталями увеличивается износ оборудования; скопление пыли самовозгорающихся материалов может привести к пожару и взрыву. Взрывоопасность пыли зависит от характера твердого вещества и крупности пыли, от концентрации пыли в воздухе, наличия свободного кислорода и других факторов.

К взрывоопасной относится угольная, сульфидная и серная пыль. Наиболее взрывоопасной является сухая малозольная угольная пыль крупностью от 100 до 70 мкм с выходом летучих более 35% при содержании пыли в воздухе в пределах 30—2000 г/м³. Влажная и высокозольная (более 60%) угольная пыль невзрывоопасна. Сульфидная пыль менее взрывоопасна. Ее взрываемость зависит от содержания в данном продукте серы. При содержании серы в пыли менее 12% сульфидная пыль невзрывоопасна. Максимальная сила взрыва бывает при содержании серы более 40%. Опытным путем установлено, что взрывоопасной является концентрация сульфидной пыли в воздухе в пределах 14—670 г/м³.

Влияние пыли на здоровье людей зависит от ее дисперсности, физико-химических свойств и характера воздействия на организм человека. По физико-химическим свойствам пыль подразделяется на ядовитую и нейтральную. К первой группе относится пыль свинцовых руд, ргутная, мышьяковая, радиоактивная и др. Эта пыль обладает общетоксичным действием и, попадая в организм, разрушает его.

При вдыхании воздуха, загрязненного нейтральной по химическим свойствам тонкой пылью, последняя проникает в слизистые ткани дыхательных путей, вызывая тяжелые хронические заболевания: кварцевая пыль — силикоз, угольная — антракоз, асбестовая — асбестоз. Особенно вредна кварцевая пыль, частички которой обладают острыми режущими краями, ранящими органы дыхания. Установлено, что при работе в запыленных условиях силикоз в среднем развивается за 5—8 лет, антракоз — за 10 лет.

В зависимости от содержания в пыли свободного кремнезема установлены предельные нормы запыленности воздуха производственных помещений, приведенные в табл. 11.

Снижение пылеобразования в рабочих помещениях фабрики может быть достигнуто в результате осуществления комплекса различных мероприятий, которые следует подразделять на следующие группы.

Мероприятия по рационализации схемы технологического процесса, предусматривающие по возможности применение малопылящих аппаратов и технологических процессов.

Мероприятия по снижению пылеобразования при эксплуатации пылящего оборудования.

Таблица 11

**Предельные нормы запыленности рабочей зоны производственных помещений
обогажительных фабрик**

Пыль	Содержание свободного кристал- лического SiO_2 , %	Предельная норма пыли в воздухе, мг/м ³
Породная	Более 70	1
	10—70	2
Силикатная (тальк и др.)	Более 10	4
Барита, апатита, фосфорита и др.	Менее 10	6
Искусственных абразивов	Не содержит	5
Цемент, глины и др.	Не содержит	6
Угольная	Более 10	2
	Менее 10	4
	Не содержит	10

Эти мероприятия предусматривают:

полную герметизацию транспортного и технологического оборудования для переработки сухих продуктов, что позволяет на 80—90% снизить выделение пыли за пределы кожухов оборудования;

увлажнение перерабатываемого полезного ископаемого орошением водой при дроблении, пересыпании и других процессах, если увлажнение не снижает эффективности последующих процессов обогащения. Орошение водой снижает запыленность воздуха в 5—7 раз и способствует значительному уменьшению пылеобразования в последующих процессах переработки полезного ископаемого;

отсасывание запыленного воздуха от кожухов и укрытий пылящего оборудования. В результате путем создаваемого разрежения воздуха внутри кожухов предупреждается выделение запыленного воздуха в рабочее помещение. Местная вытяжная вентиляция и аспирация пылящего оборудования являются наиболее эффективными мероприятиями по снижению запыленности воздуха до требуемых норм;

предварительное обеспыливание полезного ископаемого, поступающего на обогащение сухими методами.

Мероприятия по удалению пыли из рабочих помещений фабрики. К этим мероприятиям следует отнести гигиеническую уборку перекрытий, стен, оборудования от слоя пыли, которая осаждается из запыленного воздуха и мест пылеобразования. Эти мероприятия позволяют предупредить возникновение пожара от самовозгорания пыли и исключить возможность взвешивания осаждающейся пыли в воздух при возникновении местных интенсивных воздушных потоков.

Для очистки запыленного воздуха и газа на обогажительных фабриках применяются механические и электрические способы пылеулавливания. К механическим относятся способы, использующие силу тяжести, инерцию быстро движущихся частиц,

центробежную силу, фильтрование через пористую перегородку и орошение запыленного воздуха водой. К электрическим способам относится отделение заряженных частичек пыли под влиянием электрического поля. Выбор способа пылеулавливания зависит от свойств и ценности улавливаемой пыли, необходимой степени очистки, температуры очищаемого воздуха или газа и т. п. Пылеулавливание осуществляется в пылеуловителях различной конструкции, эффективность работы которых оценивается показателем степени пылеулавливания E , который характеризуется отношением количества пыли данного класса крупности, улавливаемой в пылеуловителе, выраженное в процентах, к ее содержанию в поступающем на очистку воздухе и определяется по формуле

$$E = \frac{\gamma_{\text{исх}} - \gamma_{\text{оч}}}{\gamma_{\text{исх}}} 100, \quad (103)$$

где $\gamma_{\text{исх}}$ — содержание пыли в поступающем на очистку воздухе, мг/м³;

$\gamma_{\text{оч}}$ — содержание пыли в очищенном воздухе, мг/м³.

§ 2. КОНСТРУКЦИИ И ПРИНЦИП ДЕЙСТВИЯ ПЫЛЕУЛОВИТЕЛЕЙ

Камерные пылеуловители предназначены для выделения из потоков запыленных газов крупной пыли (частиц крупнее 100 мкм). Поток газа, попадая из воздуховода в осадительную камеру, площадь поперечного сечения которой больше площади сечения воздуховода, резко уменьшает скорость движения (не более 0,5 м/с), и частицы пыли под действием силы тяжести осаждаются в нижнюю часть камеры, откуда периодически разгружаются тем или иным способом. Очищенный от крупной пыли воздух уходит из камеры и поступает в следующую операцию пылеулавливания.

Циклоны относятся к пылеуловителям инерционного типа и предназначены для улавливания пыли крупностью более 10 мкм. Принцип действия циклонов (рис. 80) состоит в следующем. Пылегазовая смесь подается в циклон по тангенциальной патрубку по касательной к внутренней поверхности цилиндрической части 1 корпуса со скоростью до 25 м/с и вместе с пылью движется

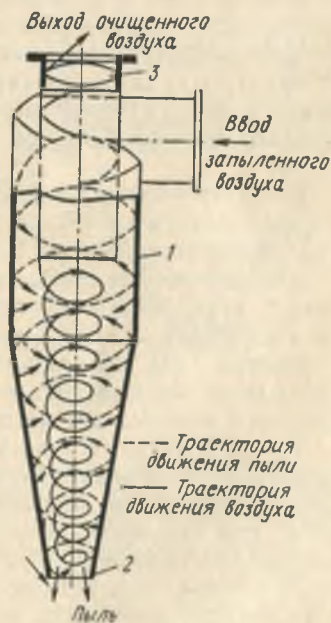


Рис. 80. Пылесадительный циклон

внутри циклона по винтовой линии сверху вниз. Частицы пыли под действием центробежных сил прижимаются к внутренним стенкам и далее под воздействием газового потока и силы тяжести движутся по спирали сверху вниз, где разгружаются через специальный насадок в конической части циклона 2. Очищенный от пыли воздух удаляется через осевой патрубок 3 в верхней части циклона. Эффективность очистки воздуха в циклонах составляет 60—80%.

Батарейные циклоны предусматриваются для выделения пыли крупностью до 5 мкм и представляют агрегаты, состоящие из отдельных небольшого размера циклонов (элементов), работающих параллельно. Применяют различные по конструкции батарейные циклоны, отличающиеся размерами и устройством отдельных циклонов, способом подвода запыленного газа, компоновкой элементов, материалами, из которых они изготавливаются, и т. д.

Запыленный воздух (рис. 81, а) из воздуховода поступает в среднюю часть корпуса батарейного циклона, ограниченную двумя горизонтальными герметическими перегородками 1, откуда устремляется сверху вниз в кольцевые зазоры между внутренней поверхностью корпусов и осевыми выхлопными трубками циклонных элементов 2, двигаясь по спирали между винтовыми направляющими (рис. 81, б). Отделение пыли от газового потока в циклонных элементах осуществляется по тому же принципу, что и в обычных циклонах. Улавливаемая пыль из элементов поступает в нижнюю пирамидальную часть корпуса 3 (бункер), откуда выгружается через специальный затвор, а очищенный воздух через осевые выхлопные трубки поступает в верхнюю камеру корпуса 4, откуда удаляется по отводящей трубе.

Диаметр цилиндрической части элементарных циклонов предусматривается от 40 до 250 мм, число отдельных элементов в батарее может быть от 6 до 60 и более.

Батарейные циклоны могут применяться для улавливания тонкой сухой пыли. В случае даже временного увеличения влажности пыли отдельные элементы батареи закупориваются, и очистка газа прекращается. В связи с необходимостью периодически производить чистку циклонных элементов верхняя крышка 5 корпуса аппарата делается съемной.

Рукавные фильтры (рис. 82) предназначены для эффективного улавливания тонкой пыли (менее 10 мкм). Эффективность пылеулавливания до 99%. Чаще всего их применяют для окончательной очистки воздуха после циклонов и батарейных циклонов. Рукавные фильтры являются аппаратами периодического действия. Конструктивно рукавный фильтр представляет камеру, разделенную поперечными перегородками на ряд секций. По высоте каждая секция горизонтальной перемычкой 1 разделена на верхнюю вакуумную камеру и нижнюю

камеру 2, являющуюся приемником для пыли. Матерчатые рукава 3 нижней открытой частью хомутиками 4 крепятся на патрубках переключки 1, а верхней глухой частью закрепляются на встряхивающем механизме 5. Патрубком 6 секция соединяется с вытяжным вентилятором, благодаря чему в промежутках между рукавами создается разрежение. Пылевоздушная

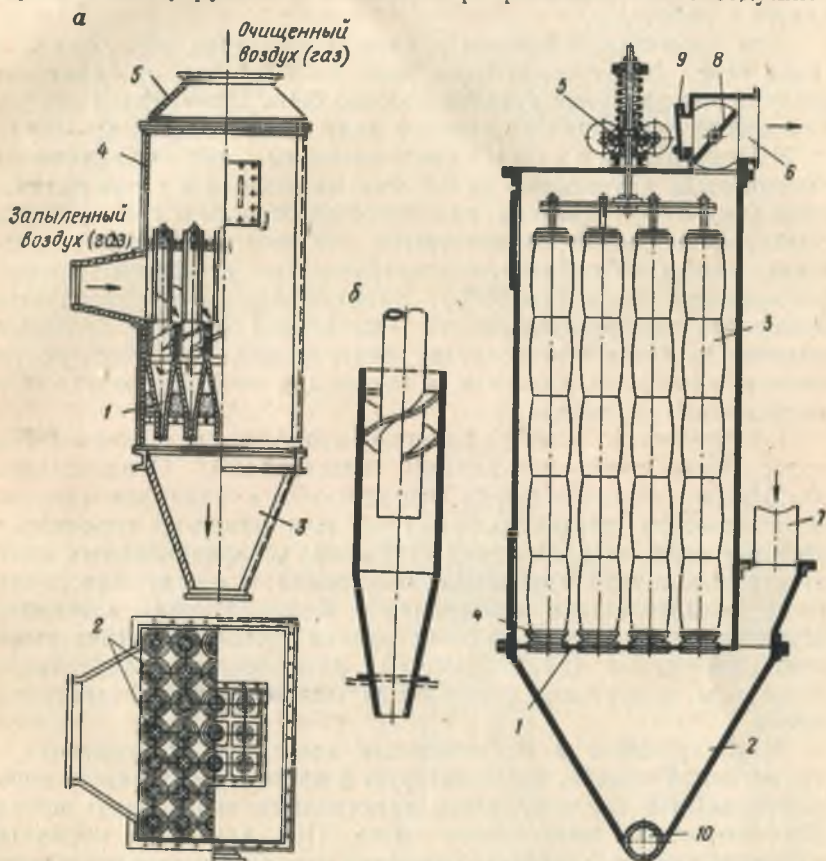


Рис. 81. Батарейный циклон

Рис. 82. Рукавный фильтр

смесь через нижнюю камеру (пылевой бункер) по трубе 7 засасывается внутрь рукавов, фильтруется через ткань, очищается от пыли, которая задерживается на внутренней поверхности рукавов, и затем выбрасывается вентилятором в атмосферу. По мере накопления внутри рукавов слоя пыли сопротивление ткани прохождению воздуха увеличивается, производительность по воздуху снижается. Поэтому автоматически через каждые 5—10 мин одна из секций фильтра с помощью клапана 8 пере-

крывается и в течение 0,5—1 мин рукава встряхиваются механизмом 5. Одновременно через патрубок 9 в данную секцию подается сжатый воздух для лучшей очистки ткани от пыли. При встряхивании пыль из рукавов осыпается в пылевой бункер, откуда непрерывно удаляется шином 10. После очистки рукавов от пыли клапан 8 открывается, и секция снова включается в работу.

Для нормальной работы рукавных фильтров разрежение в трубе перед фильтром должно быть 3—5 мм вод. ст., давление воздуха для продувки рукавов должно быть 130—150 мм вод. ст. Температура очищаемого газа не должна превышать 80—90° С.

Электрофильтры предназначены для улавливания тонкой пыли крупностью до 0,1 мкм из воздуха и газов различного химического состава, различной влажности и температуры. Электрофильтры характеризуются большой производительностью, малым потреблением электроэнергии и эффективностью улавливания пыли (до 99%). Электрофильтры рекомендуются применять при необходимости тщательной очистки большого количества газов или воздуха, содержащих тонкодисперсную ценную или токсичную пыль, а также для очистки воздуха вентиляционных установок.

Конструктивно электрофильтры аналогичны электрическим сепараторам с коронирующими электродами. Осадительные электроды электрофильтров выполняются в виде заземленных металлических вертикальных труб или пластин, коронирующие — в виде металлических стержней, устанавливаемых соответственно внутри трубчатых электродов и между пластинчатыми осадительными электродами. Коронирующие электроды заряжаются отрицательно от источника постоянного тока высокого напряжения (до 60 тыс. В). Заземленные осадительные электроды индуктивно заряжаются положительным электричеством.

Коронирующие и осадительные электроды монтируются в герметичной камере, через которую в промежутках между коронирующими и осадительными электродами снизу вверх проходит очищаемая пылегазовая смесь. Под влиянием коронных разрядов частички пыли заряжаются отрицательно и осаждаются на осадительных электродах. Периодически пыль с осадительных электродов стряхивается в пылевой бункер, а очищенный газ выбрасывается в атмосферу.

На обогатительных фабриках чаще всего применяют пластинчатые электрофильтры типа УВП (угольный вертикальный пластинчатый) для улавливания взрывоопасной пыли и ДВП (дымовой вертикальный пластинчатый) для улавливания невоспламеняющейся пыли из дымовых газов сушильных установок и для очистки воздуха вентиляционных установок.

Простой мокрый пылеуловитель (рис. 83) представляет собой цилиндрикоконический резервуар 1, заполненный

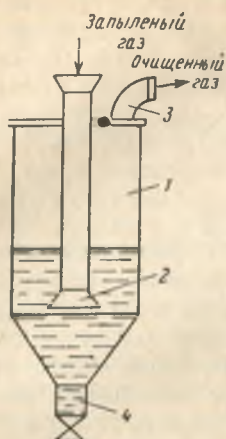


Рис. 83. Простой мокрый пылеуловитель

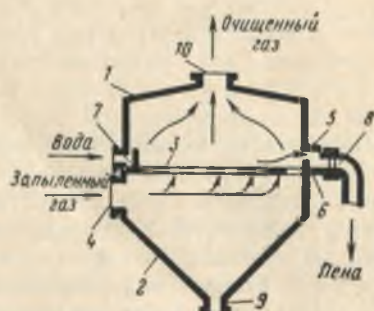


Рис. 84. Пенный мокрый пылеуловитель

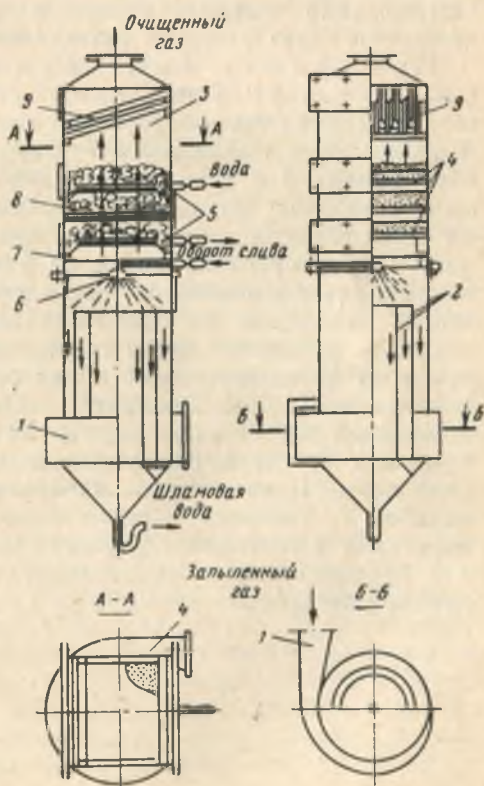


Рис. 85. Центробежный пенный пылеуловитель

водой, через которую барботирует (пробулькивает) запыленный воздух, подаваемый по центральной трубе 2. Проходя через слой воды, воздух освобождается от пыли и удаляется через патрубок 3 в верхней части корпуса пылеуловителя. Пыль осаждается, скапливаясь в конической части пылеуловителя, и выводится в виде шлама через разгрузочный патрубок 4. Фильтры пригодны для улавливания пыли крупностью до 5 мкм.

Пенный мокрый фильтр с решеткой (рис. 84) состоит из цилиндрической 1 и конической 2 частей. В цилиндрической части установлена решетка 3. Запыленный газ поступает по трубе 4 и проходит через решетку, образуя пену, которая сливается через отверстие 5. Толщина слоя пены регулируется порогом 6 и составляет 100—200 мм. Газ при этом тщательно перемешивается с жидкостью. Вода подается через отверстие 7. Пена с задержанными в ней частичками пыли сливается по трубе 8. Крупные частички осаждаются в коническую часть пылеуловителя и отводятся вместе с водой через патрубок 9. Очищенный газ удаляется по трубопроводу 10. Пенные пылеуловители пригодны для улавливания пыли крупностью до 1 мкм. Эффективность пылеулавливания составляет до 99%. Оптимальная скорость движения запыленного газа при прохождении через решетку составляет 2—2,5 м/с.

Центробежный пенный пылеуловитель (рис. 85) состоит из двух частей: циклонной и барботажно-пенной. Циклонная часть образована входной улиткой 1 и тремя концентрическими цилиндрами 2. Барботажно-пенная часть включает камеру 3 с тремя решетчатыми перегородками 4. Вода по трубопроводу подается на верхнюю решетку и затем частично через сливной желоб 5, частично через отверстия в решетке поступает на среднюю, затем на нижнюю перегородку и, наконец, попадает в циклонную часть, стекая по стенкам концентрических цилиндров. За счет тангенциального ввода запыленный воздух в циклонной части совершает вращательное движение, при этом крупные частички пыли отбрасываются к внутренним поверхностям цилиндрических перегородок, где улавливаются стекающей по стенкам водой. Затем воздух проходит через брызгала 6, через барботажную зону, образуя на решетках слой пены. Пенная часть аппарата заканчивается сливным кольцом 7. Толщина пенного слоя на решетках регулируется порогом 8 и составляет 100—200 мм. Очищенный от пыли воздух проходит через брызгоуловитель 9 и удаляется через выпускной патрубок.

ОЧИСТКА СТОЧНЫХ ВОД

Сточные воды обогатительных фабрик, сбрасываемые вместе с хвостами в хвостохранилище, содержат в виде грубодисперсных примесей частицы различных минералов, а также различные соли в растворенном виде, применяющиеся в технологическом процессе реагенты, продукты взаимодействия реагентов между собой и с минералами, а также реагенты в виде эмульсий.

Характеристика сточных вод зависит от состава перерабатываемых руд и применяемой технологии обогащения. Общие стоки фабрик, перерабатывающих тот или иной тип руды, содержат обычно 0,1—0,3 мг/л катионов меди, 0,2—0,4 мг/л катионов цинка около 0,1 мг/л катионов свинца, 0,1—0,9 мг/л катионов никеля. Остаточная концентрация ксантогената находится в пределах 0,2—0,5 мг/л (иногда до 5 мг/л), аэрофлота — около 2 мг/л. При обогащении свинцово-цинковых и медно-свинцово-цинковых руд используются цианиды, концентрация которых в пульпе отвальных хвостов не превышает 3 мг/л, однако в сливе сгустителей при сгущении медного и свинцового концентратов она составляет 200—400 мг/л. Аполярные масла (углеводороды), применяемые в практике флотации медных, медно-молибденовых и других руд, содержатся в сточных водах фабрик в пределах 5—10 мг/л; иногда концентрация углеводородов (керосина) достигает 80 мг/л. В этом случае реагент находится в стоках в капельно-эмульсионном виде.

Грубодисперсных примесей в сточных водах фабрик содержится от 25 до 250 г/л. Сливы сгустителей концентратов содержат обычно не более 0,2 г/л твердых нерастворимых веществ, однако при сгущении пиритных концентратов слив часто содержит грубодисперсных примесей более 50 г/л. Эффективность улавливания твердых взвесей в хвостохранилищах зависит от дисперсности твердых частиц и от ионного состава жидкой фазы. Так, в щелочной известковой среде все грубодисперсные примеси хвостов в течение короткого времени оседают в хвостохранилище. В нейтральной или в содовой среде пульпа не осветляется даже при длительном отстаивании и уходящий слив содержит твердого до 1 г/л. Применение в технологическом процессе жидкого стекла и других пептизаторов и подавителей породы приводит к образованию коллоидов, что также ухудшает условия осветления жидкой фазы в хвостохранилище.

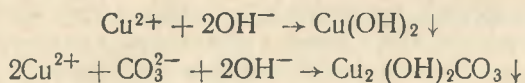
Для повышения эффективности очистки жидкой фазы от твердых примесей в пульпу, подаваемую в хвостохранилище, дозируют различные флокулянты и коагулянты, применяемые на обогатительных фабриках при сгущении тонкодисперсных обводненных продуктов.

Помимо улавливания твердых примесей в хвостохранилищах происходит самоочищение жидкой фазы от многих вредных химических соединений за счет окисления кислородом и действия углекислого газа. Так, в результате гидролиза цианидов тяжелых металлов, а также в результате вытеснения цианистой кислоты более сильной угольной кислотой выделяется свободная HCN, которая улетучивается в окружающую среду вследствие низкой температуры кипения ($25,7^{\circ}\text{C}$). Одновременно снижается величина pH.

Самоочищение от вредных химических примесей в весенне-летний период в хвостохранилище протекает в течение 10—15 дней. Процесс самоочищения сточных фабричных вод можно ускорить, если осуществить интенсивную естественную аэрацию, подавая сливы хвостохранилищ по наклонному желобу тонким бурлящим потоком или разбрызгиванием (капельно-плесочный метод самоочистки).

Цианистая кислота, выделяющаяся в окружающую среду, на воздухе разлагается в течение 5—10 мин, однако вследствие высокой токсичности HCN самоочищающиеся хвостохранилища должны располагаться вдали от населенных пунктов.

Если процесс самоочищения сточных вод в хвостохранилище протекает недостаточно эффективно, применяют специальные химические, механические и биохимические методы очистки. Наиболее широко для комплексного обезвреживания жидкой фазы используются химические методы очистки. Так, при действии известкового молока, приготовленного из нежженной извести, при $\text{pH} = 8 \div 10$ из растворов осаждаются в виде гидроокисей ионы тяжелых металлов, например



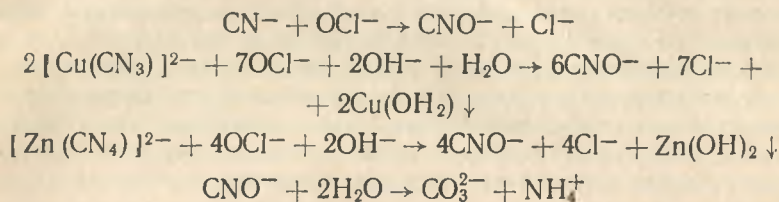
Для комплексной очистки сточных вод от фенолов, ксантогенатов, дитиофосфатов, цианидов и ионов тяжелых металлов используют окислительные методы химической очистки. В качестве реагентов-окислителей применяют хлорную известь, гипохлорит кальция или натрия, реже — жидкий хлор. Расход, например, хлорной извести составляет от 0,05 до 0,5 кг/м³ сточных вод, иногда выше. Обработка окислителями производится в специальной реакционной камере, снабженной механической мешалкой, или окислитель дозируют непосредственно в зумпф насоса, куда поступает очищаемая сточная вода.

Под действием окислителей фенолы переходят в нетоксич-

ные соединения, в частности, в карбоновые кислоты, однако реакции разложения фенолов протекают довольно медленно. Для ускорения окисления фенолов необходимы оптимальная щелочность среды ($\text{pH} = 7,2 \div 8$) и нагрев до 40°C . Все это затрудняет обесфеноливание сточных вод. Поэтому фенолсодержащие реагенты на обогатительных фабриках стремятся заменить нетоксичными флотационными реагентами.

Окисление ксантогенатов и дитиофосфатов сопровождается переходом серы в сульфатную форму.

Цианиды под действием хлорной извести и гипохлорита при $\text{pH} = 9 \div 10$ разлагаются с выделением цианат-иона CNO^- , который, гидролизуясь, превращается в безвредные ионы карбоната и аммония:



При использовании в качестве окислителя жидкого хлора возможны различные побочные реакции, сопровождающиеся выделением вредных газов, поэтому данный окислитель имеет ограниченное применение.

Для очистки сточных вод от цианистых соединений разработана ионообменная технология. Она основана на избирательном поглощении анионитами цианидов и цианистых комплексов меди, цинка и золота. Извлечение цианистых соединений из сточной воды при ее фильтрации через ионообменный фильтр, заполненный высокоосновными анионитами, например смолой марки АВ-17, составляет примерно 95%. Ионит в дальнейшем подвергается регенерации. Ионообменная технология помимо обезвреживания сточных вод позволяет попутно извлекать растворенные цветные и благородные металлы. Однако схема очистки вод этим методом и последующая регенерация смолы довольно сложны, поэтому в каждом конкретном случае должна быть обоснована техническая целесообразность и экономическая эффективность ее применения.

Для очистки сточных вод от цианидов и других окисляющихся химических веществ предложен также электрохимический метод.

В случае улавливания углеводородных аполярных соединений (масел) применяется механическая очистка фильтрацией через кварцевые фильтры и отстаивание в ловушках, а при небольших концентрациях масел ($10\text{--}20 \text{ мг/л}$) применяют физико-химическую очистку с добавлением коагулянтов. При коагуляции твердой фазы на поверхности образующихся флоккул

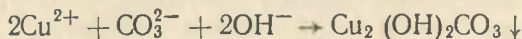
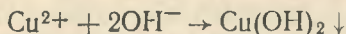
Для повышения эффективности очистки жидкой фазы от твердых примесей в пульпу, подаваемую в хвостохранилище, дозируют различные флокулянты и коагулянты, применяемые на обогатительных фабриках при сгущении тонкодисперсных обводненных продуктов.

Помимо улавливания твердых примесей в хвостохранилищах происходит самоочищение жидкой фазы от многих вредных химических соединений за счет окисления кислородом и действия углекислого газа. Так, в результате гидролиза цианидов тяжелых металлов, а также в результате вытеснения цианистой кислоты более сильной угольной кислотой выделяется свободная HCN, которая улетучивается в окружающую среду вследствие низкой температуры кипения ($25,7^{\circ}\text{C}$). Одновременно снижается величина pH.

Самоочищение от вредных химических примесей в весенне-летний период в хвостохранилище протекает в течение 10—15 дней. Процесс самоочищения сточных фабричных вод можно ускорить, если осуществить интенсивную естественную аэрацию, подавая сливы хвостохранилищ по наклонному желобу тонким бурлящим потоком или разбрызгиванием (капельно-плесочный метод самоочистки).

Цианистая кислота, выделяющаяся в окружающую среду, на воздухе разлагается в течение 5—10 мин, однако вследствие высокой токсичности HCN самоочищающиеся хвостохранилища должны располагаться вдали от населенных пунктов.

Если процесс самоочищения сточных вод в хвостохранилище протекает недостаточно эффективно, применяют специальные химические, механические и биохимические методы очистки. Наиболее широко для комплексного обезвреживания жидкой фазы используются химические методы очистки. Так, при действии известкового молока, приготовленного из нежелезистой извести, при $\text{pH} = 8 \div 10$ из растворов осаждаются в виде гидроокисей ионы тяжелых металлов, например



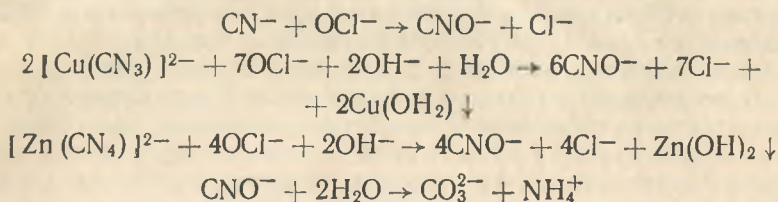
Для комплексной очистки сточных вод от фенолов, ксантогенатов, дитиофосфатов, цианидов и ионов тяжелых металлов используют окислительные методы химической очистки. В качестве реагентов-окислителей применяют хлорную известь, гипохлорит кальция или натрия, реже — жидкий хлор. Расход, например, хлорной извести составляет от 0,05 до 0,5 кг/м³ сточных вод, иногда выше. Обработка окислителями производится в специальной реакционной камере, снабженной механической мешалкой, или окислитель дозируют непосредственно в зумпф насоса, куда поступает очищаемая сточная вода.

Под действием окислителей фенолы переходят в нетоксич-

ные соединения, в частности, в карбоновые кислоты, однако реакции разложения фенолов протекают довольно медленно. Для ускорения окисления фенолов необходимы оптимальная щелочность среды ($\text{pH} = 7,2 \div 8$) и нагрев до 40°C . Все это затрудняет обесфеноливание сточных вод. Поэтому фенолсодержащие реагенты на обогатительных фабриках стремятся заменить нетоксичными флотационными реагентами.

Окисление ксантогенатов и дитиофосфатов сопровождается переходом серы в сульфатную форму.

Цианиды под действием хлорной извести и гипохлорита при $\text{pH} = 9 \div 10$ разлагаются с выделением цианат-иона CNO^- , который, гидролизуясь, превращается в безвредные ионы карбоната и аммония:



При использовании в качестве окислителя жидкого хлора возможны различные побочные реакции, сопровождающиеся выделением вредных газов, поэтому данный окислитель имеет ограниченное применение.

Для очистки сточных вод от цианистых соединений разработана ионообменная технология. Она основана на избирательном поглощении анионитами цианидов и цианистых комплексов меди, цинка и золота. Извлечение цианистых соединений из сточной воды при ее фильтрации через ионообменный фильтр, заполненный высокоосновными анионитами, например смолой марки АВ-17, составляет примерно 95%. Ионит в дальнейшем подвергается регенерации. Ионообменная технология помимо обезвреживания сточных вод позволяет попутно извлекать растворенные цветные и благородные металлы. Однако схема очистки вод этим методом и последующая регенерация смолы довольно сложны, поэтому в каждом конкретном случае должна быть обоснована техническая целесообразность и экономическая эффективность ее применения.

Для очистки сточных вод от цианидов и других окисляющихся химических веществ предложен также электрохимический метод.

В случае улавливания углеводородных аполярных соединений (масел) применяется механическая очистка фильтрацией через кварцевые фильтры и отстаивание в ловушках, а при небольших концентрациях масел (10—20 мг/л) применяют физико-химическую очистку с добавлением коагулянтов. При коагуляции твердой фазы на поверхности образующихся флоккул

сорбируются масла, а затем удаляются вместе с твердой фазой отстаиванием или флотацией. Очистка от масел может осуществляться также глубинно-адгезионной сепарацией, основанной на адсорбции масел поверхностью воздушных пузырьков. Однако все перечисленные методы не обеспечивают снижение содержания масел в воде менее 3 мг/л вместо 0,1 мг/л по санитарным нормам, поэтому вопрос очистки сточных вод от аполиарных органических соединений окончательно не решен.

Большое значение для исключения загрязнения естественных водоемов сточными водами обогатительных фабрик имеет осуществление на обогатительных фабриках замкнутого водооборота. Однако применение замкнутого водооборота на флотационных фабриках затрудняется вследствие сложного ионного состава оборотной воды. Например, если в оборотных водах содержатся ионы применяемых на фабрике подавителей, то эти воды нельзя использовать в цикле коллективной флотации.

В отдельных случаях замкнутый водооборот целесообразно осуществлять селективно. Так, сливы, полученные при сгущении тех или иных продуктов флотации, можно направлять непосредственно в тот цикл, в котором эти продукты получены. Например, слив, полученный при сгущении коллективного концентрата, направлять в голову коллективного цикла, а сливы, полученные после сгущения селективных концентратов, направлять в соответствующие селективные циклы и т. д.

Для осуществления замкнутого полного водооборота может оказаться необходимой соответствующая предварительная обработка сточных вод, например подкисление и др. Переход фабрик на замкнутый водооборот может потребовать также изменения технологии обогащения.

В настоящее время замкнутый водооборот осуществлен на Джезказганской, Гайской, Учалинской, Кировградской, Ждановской и других обогатительных фабриках.

ОПРОБОВАНИЕ РУД И ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

§ 1. НАЗНАЧЕНИЕ ОПРОБОВАНИЯ, ВИДЫ ПРОБ И СПОСОБЫ ОПРОБОВАНИЯ

Опробование на обогатительных фабриках заключается в периодическом отборе по определенным правилам отдельных порций от поступающего на обогащение полезного ископаемого и получаемых в соответствии со схемой технологического процесса продуктов обогащения с целью контроля эффективности работы отдельных аппаратов и фабрики в целом. Отдельные порции того или иного продукта, отбираемые за один прием, называются *разовыми*, или *частичными*. Пробы, составленные из частичных проб, отобранных от поступающих в переработку или от полученных за определенное время продуктов, называются *общими*.

Отобранная общая проба в зависимости от характера опробуемого продукта и задачи опробования может предназначаться для химического, минералогического, магнитного, ситового анализа, для определения влажности продукта или плотности пульпы и т. д.

Общая проба должна быть представительной, т. е. полностью отражать с заданной точностью все свойства опробуемого продукта. Представительность общей пробы зависит от ее массы и от числа отобранных частичных проб.

Требуемая точность опробования может быть достигнута при условии правильного отбора частичных проб и при определенной минимальной массе общей пробы. Минимальная масса M_{min} общей пробы зависит от крупности d максимальных зерен опробуемого продукта, плотности, содержания и равномерности распределения (равномерности *вкрапленности*) контролируемого компонента в опробуемом продукте.

Минимальная масса общей пробы может быть определена по эмпирической формуле

$$M_{min} = kd^{\alpha}, \text{ кг}, \quad (104)$$

где d — диаметр максимального зерна, мм;
 k и α — коэффициенты, учитывающие равномерность *вкрапленности* и характер руд.

Примерные значения коэффициентов k и α приведены в табл. 12.

Т а б л и ц а 12

Значения поправочных коэффициентов для определения минимальной массы проб

Вкрапленность	Типы руд	k	α
Равномерная	Медные, порфиновые, колчеданные, полиметаллические, мышьяковые, редкометальные	0,06	1,8
Неравномерная, контролируемый компонент перензмельчается	Руды тяжелых цветных металлов	0,06	1,8
То же	Руды редких металлов	0,10	2,0
Содержание извлекаемого компонента сопоставимо с содержанием породы	Бокситы, железные руды	0,06	1,8
Неравномерная	Молибденовые, ртутные, медные, порфиновые, сурьмяные, свинцово-цинковые	0,10	2,0
Крупная неравномерная	Молибденовые, шеелитовые, вольфрамовые, ртутные, касситеритовые	0,18	2,25
Неравномерная	Ртутные	0,15	2,0
Равномерная	Бериллиевые, тантало-ниобиевые	0,05	2,0
Мелкая равномерная	То же	0,10	2,0
Средняя равномерная	Золотые	0,20	2,0
Крупная и средняя неравномерная	»	0,40	2,0
		0,8—1,0	2,0

Отбор частичных проб может производиться вручную и с помощью механических пробоотборников.

В зависимости от того, находится ли опробуемый материал в покое или в движении, способ отбора частичных проб может быть различным.

Наиболее точным методом отбора проб сухих продуктов из потока является метод поперечных или продольных сечений. Сущность метода поперечных сечений состоит в том, что периодически через равные промежутки времени по всей ширине потока поперечным сечением вручную или механическим пробоотборником отбирается частичная проба, масса которой оказывается пропорциональной площади поперечного сечения потока. Способ продольных сечений отличается тем, что движущийся поток как бы расчленяется на ряд параллельных полос, из которых одну или несколько берут в общую пробу. Метод продольных полос менее точен, так как вследствие сегрегации отдельные продольные полосы материала могут оказаться неравноценными по составу.

Отбор проб из потока пульпы производится только методом поперечных сечений. Для ручного опробования пульпы используются щелевидные пробники различной формы (рис. 86), ширина щели b , в которых должна быть примерно в 4 раза больше диаметра максимальных частиц, присутствующих в пульпе.

Опробование влажных продуктов производится при разгрузке с конвейеров методом поперечных сечений.

Отбор частичных проб из неподвижных масс сыпучего материала (в бункерах, складах, штабелях, кучах, отвалах, вагонах и т. д.) может осуществляться методом вычерпывания из

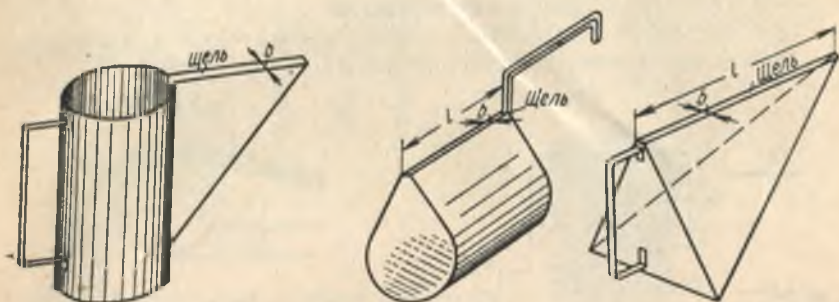


Рис. 86. Щелевидные пробоотборники для пульпы

неглубоких ямок либо отбором проб по всей мощности шупами, шурфами, скважинами, канавками, а при опробовании небольших количеств — квартованием или делением на струйчатом делителе.

§ 2. УСТРОЙСТВО И ПРИНЦИП ДЕЙСТВИЯ МЕХАНИЧЕСКИХ ПРОБООТБОРНИКОВ

Наиболее распространенными механическими пробоотборниками являются ковшовые, лотковые, скреперные, винтовые и вертикальные.

Ковшовые пробоотборники (рис. 87) применяют для опробования различных продуктов крупностью до 150 мм. Рабочими органами пробоотборника являются две бесконечные роликовые цепи с укрепленными на них одним или несколькими ковшами. Цепи приводятся в движение от индивидуального привода с помощью приводных звездочек. Пробоотборник устанавливается обычно у приводного барабана конвейера, транспортирующего опробуемый материал. Отбор частичных проб происходит при пересечении потока материала ковшом,двигающимся в поперечном направлении. При опрокидывании ковша отобранная проба разгружается в специальный приемник. Пробоотборник включается периодически через равные промежутки от реле времени или может работать непрерывно. Чтобы обеспечить

пересечение всего потока материала, длина ковша l должна быть несколько больше ширины опробуемого потока материала. Ширина ковша b должна не менее чем в 2,5 раза превышать максимальный размер зерен опробуемого материала.

Минимально допустимая скорость движения ковша может быть вычислена по формуле

$$v = \frac{Qb}{3600V\gamma k}, \text{ м/с}, \quad (105)$$

где Q — производительность конвейера, т/ч;

b — ширина ковша, м;

V — геометрический объем ковша, м³;

γ — насыпная плотность опробуемого материала, т/м³;

k — коэффициент заполнения ковша.

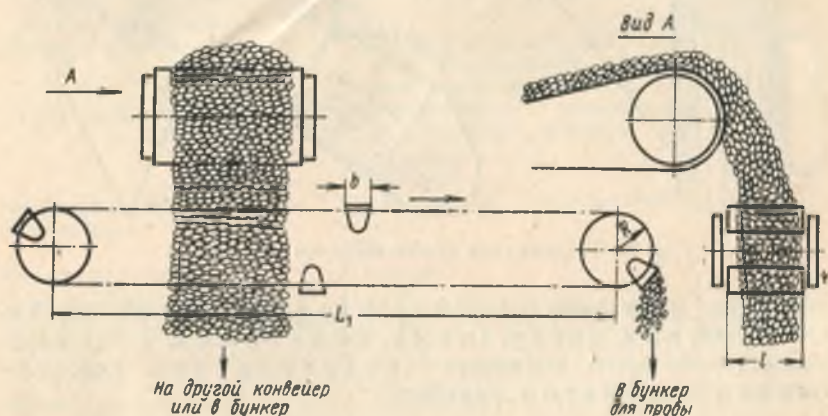


Рис. 87. Ковшовый пробоотборник

Фактическая масса q частичной пробы, отбираемой одним ковшом пробоотборника,

$$q = \frac{Qb}{3,6v_{\text{факт}}}, \text{ кг}, \quad (106)$$

где $v_{\text{факт}}$ — фактическая скорость движения ковша пробоотборника, м/с.

Периодичность включения пробоотборника должна быть не реже чем

$$t = \frac{60Tqn}{M_{\text{min}}}, \quad (107)$$

где t — длительность интервалов между двумя последующими включениями пробоотборника, мин;

T — продолжительность периода отбора общей пробы массой M_{min} , ч;

n — число ковшей на пробоотборнике.

Аналогичный принцип действия имеют лотковый для сыпучих материалов и цепной для пульпы и тонкозернистых материалов пробоотборники конструкции института Механобр. Отличаются эти пробоотборники тем, что частичные пробы отсекаются лотком и сразу выводятся из потоков в приемник, в котором собирается общая проба.

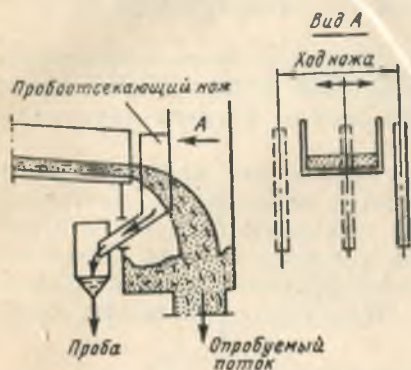


Рис. 88. Механический пробоотборник для пульпы

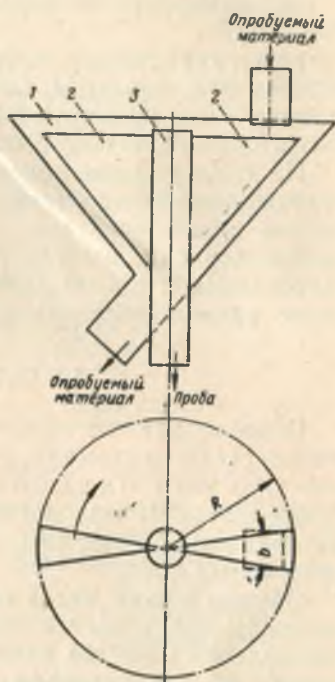


Рис. 89. Секторный пробоотборник

Особенностью пробоотборников, предусмотренных для опробования пульпы, является то, что пробоотсекатель выполняется в виде узкого удлиненного желоба (пустотелого ножа), который периодически перемещается поперек опробуемого потока сначала в прямом, затем в обратном направлении (рис. 88). Привод может осуществляться различным механизмом (цепным, винтовым и др.).

Секторный пробоотборник (рис. 89) применяется обычно для сокращения общей пробы, отбираемой пробоотборником другого типа, например, ковшовым, лотковым и др. Порядок работы секторного пробоотборника следующий. Опробуемый поток материала поступает в воронкообразный приемник 1, в котором вращается вокруг вертикальной оси секторный отсекающий элемент 2. Отбор пробы происходит в результате пересечения основного потока материала вращающимся отсекающим элементом, сообщаемым с центральной полостью трубой 3. Отбираемая проба

выводится из потока материала по осевой трубе в отдельный приемник для сокращенной пробы.

При эксплуатации секторного пробоотсекателя необходимо соблюдать следующие условия:

кромки сектора пробоотсекателя должны быть направлены строго по радиусу вращения;

опробуемый поток должен пересекаться сектором на расстоянии $0,75 R$;

расстояние между кромками сектора по линии пересечения опробуемого потока и размер отверстия в центральной трубе должны быть примерно в 2,5 раза больше размера максимальных кусков опробуемого материала.

На ряде фабрик применяются различные пробоотборники, отличающиеся устройством приводного механизма и вместительностью пробоотсекателя, а также используются нестандартные пробоотборники, изготавливаемые в условиях фабрик. Основным требованием к работе любых пробоотборников является соблюдение правил, обеспечивающих отбор представительных проб.

§ 3. СХЕМЫ ОПРОБОВАНИЯ

Опробование на обогатительных фабриках производится в соответствии со схемами, разработанными для конкретных условий. Схемой опробования называется графическое изображение схемы технологического процесса, на которой условными знаками обозначены точки отбора и целевое назначение отбираемых проб.

Обычно общая масса отобранной от того или иного продукта пробы превышает количество материала, необходимого для определения качества продукта. В связи с этим в процессе подготовки проб к анализам необходимо пробы подвергнуть переработке по схеме, которая может включать большое число различных операций. Схема, в которой изображена последовательность операций по подготовке отобранной первичной пробы для проведения всех необходимых анализов, называется схемой разделки пробы. Схемы разделки проб, систематически отбираемых на обогатительных фабриках, включаются в технологические инструкции фабрик. Схемы разделки проб составляются с учетом назначения опробования. Схемы разделки проб, предназначенных для ситового анализа, могут включать операции обезвоживания (в случае повышенной влажности) и сокращения при обязательном выполнении требований представительности сокращенной пробы. При подготовке пробы для определения содержания влаги могут производиться лишь операции сокращения при условии сохранения первоначального соотношения $Ж:Т$ в полученных конечных пробах. В остальных случаях, когда требуется определить в пробе содержание отдельных компонентов полезного ископаемого, схема разделки включает

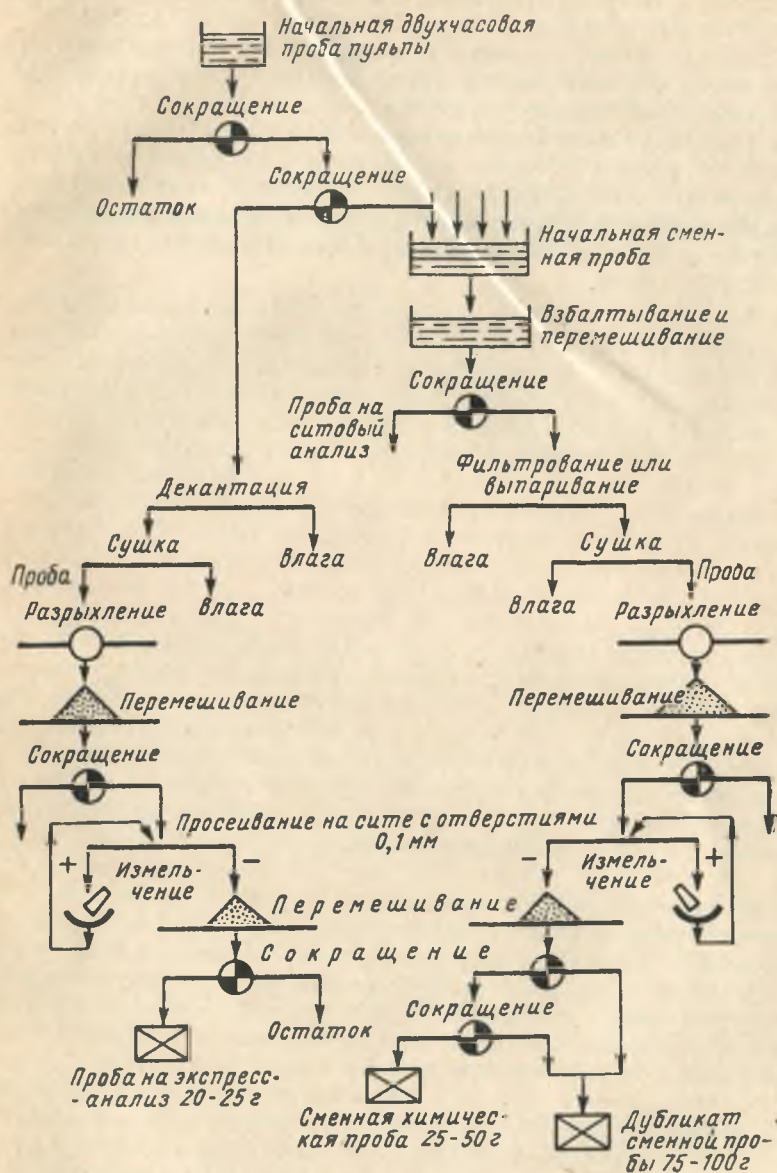


Рис. 90. Примерная схема разделки пробы обводненного продукта

несколько операций дробления, измельчения, перемешивания и сокращения с целью уменьшения массы проб, подвергаемых непосредственным анализам. Если первичная проба отобрана от влажного или обводненного продукта, то предварительно она подвергается обезвоживанию отстаиванием с последующей декантацией, фильтрованию и сушке.

На рис. 90 приведена примерная схема разделки пробы, отобранной от тонкозернистого обводненного продукта и предназначенная для определения ситового состава и химических анализов. Необходимо, чтобы схема разделки гарантировала представительность проб, полученных после каждого очередного сокращения массы.

КОНТРОЛЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

§ 1. НАЗНАЧЕНИЕ КОНТРОЛЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ НА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ

С целью обеспечения стабильных условий обогащения и качества получаемых конечных продуктов обогащения необходимо систематически осуществлять оперативный контроль за теми параметрами, которые определяют качество перерабатываемого сырья и продуктов, получаемых в данный момент, а также контроль параметров, характеризующих режим технологических процессов фабрики.

Основными контролируемыми параметрами, влияющими на ход технологических процессов, являются: крупность, гранулометрический и вещественный состав перерабатываемого сырья (содержание влаги, химический, минералогический, фракционный состав и т. п.); отношение Ж : Т в питании флотации, магнитной сепарации, фильтрования и сгущения; степень аэрации и концентрация водородных ионов во флотации; расход и качество используемых реагентов; расход и давление воды и воздуха; температура пульпы и т. д.

К параметрам, характеризующим результаты обогащения, относятся: крупность и гранулометрический состав получаемых продуктов; содержание ценных компонентов и примесей в продуктах обогащения; содержание твердого в сливах и очищенных газах и др.

В настоящее время на современных обогатительных фабриках осуществлен непрерывный контроль массы перерабатываемой руды и выхода (по массе) конечных продуктов обогащения, объемного выхода обводненных продуктов, расхода реагентов, плотности пульпы, рН жидкой фазы пульпы, гранулометрического состава тонкодисперсных обводненных продуктов, содержания влаги и некоторых химических элементов в продуктах обогащения и других показателей.

Непрерывный оперативный контроль технологического процесса и качества продуктов обогащения позволяет:

осуществить оперативное регулирование отдельных агрегатов и технологического процесса в целом;

непрерывно контролировать технологические показатели отдельных операций и фабрики в целом (выход, извлечение, эффективность).

Только при непрерывном оперативном контроле возможно реализовать автоматические системы управления технологическим процессом фабрики.

§ 2. КОНТРОЛЬ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА

Контроль массы переработанной руды в зависимости от вида транспорта осуществляется взвешиванием на весовых платформах (точность контроля $\pm 0,5\%$) либо непрерывным взвешиванием на автоматических конвейерных весах (точность $\pm 1\%$).

Контроль влажности производится следующими методами:

высушиванием — применяется для определения содержания влаги в любых продуктах (кроме чрезмерно обводненных) и заключается в выдерживании анализируемой пробы в сушильном шкафу при температуре не выше $105-110^\circ$ до абсолютно сухого состояния. Влажность пробы вычисляется по результатам взвешивания пробы до и после сушки по формуле

$$W = \frac{q_1 - q_2}{q_1} 100, \%, \quad (108)$$

где W — содержание влаги в пробе, %;

q_1 и q_2 — масса пробы соответственно до и после высушивания, г;

экспресс-метод применяется для определения влажности кека. Сущность метода заключается в следующем. В предварительно взвешенный мерный цилиндр помещают примерно 0,5 кг кека и взвешивают. Затем в цилиндр добавляется 100—300 мл воды с таким расчетом, чтобы кек был покрыт слоем воды, отмечается объем, занимаемый кеком и водой, по результатам повторного взвешивания определяется количество добавленной воды. Влажность кека рассчитывается по формуле

$$W = \frac{100 \left(\delta - \frac{q}{V - V_n} \right)}{\delta - 1}, \%, \quad (109)$$

где W — влажность кека, %;

δ — плотность твердого, кг/л;

q — масса пробы кека, кг;

V_n — количество добавленной воды, л;

V — общий объем, занимаемый кеком вместе с добавленной водой, л.

Контроль плотности пульпы может осуществляться ручным способом и автоматически. Под плотностью пульпы подразумевается массовое содержание твердого в единице объема пульпы или процентное содержание в пульпе твердой фазы, или

соотношение между массой жидкой и твердой фаз, содержащихся в пульпе.

При ручном опробовании (Ж : Т) отбирается проба пульпы с помощью мерного щелевидного пробника (объем пульпы при наполнении пробника до метки — строго постоянная величина). Отобранная проба взвешивается и затем вычисляется плотность пульпы по одной из приведенных ниже формул:

$$\beta_{тн} = \frac{\delta(q - V)}{q(\delta - 1)} 100, \%; \quad (110)$$

$$C = \frac{\delta(q - V)}{V(\delta - 1)}, \text{ г/л}; \quad (111)$$

$$\text{Ж : Т} = \frac{V\delta - q}{\delta(q - V)}, \quad (112)$$

где $\beta_{тн}$ — содержание твердой фазы в пульпе, %;

q — масса пульпы в объеме пробника, кг;

V — масса воды в том же объеме, кг;

C — содержание твердого в пульпе, г/л;

Ж : Т — отношение количества твердого к количеству жидкого в пульпе.

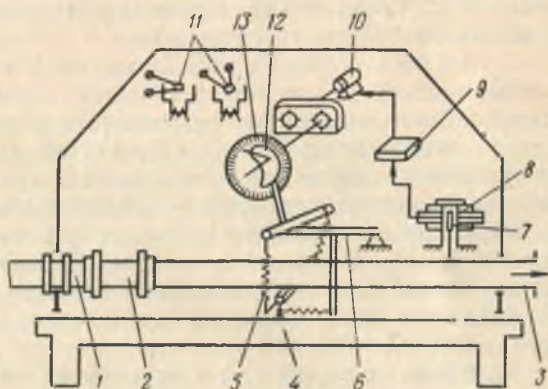


Рис. 91. Весовой плотномер Харьковского завода КИП

Для автоматического контроля плотности пульпы в настоящее время широко применяются различные приборы, работающие по принципу непрерывного взвешивания. На рис. 91 приведена схема весового плотномера Харьковского завода КИП, принцип действия прибора заключается в следующем. Контролируемая пульпа из питающего патрубка 1 по гибкому шлангу 2 поступает в трубку 3, которая связана с опорной планкой 4, пружинами 5 и рычагом 6. При изменении плотности пульпы происходит смещение трубки 3, которое с помощью плунжера 7 регистрируется датчиком 8. Через усилитель 9 сигнал передается на двигатель 10, который приводит в движение рамки вторичных ферромагнитных датчиков 11 и лекало 12, демонстрируя изменение плотности пульпы на шкале 13. Прибор

применяется для измерения плотности пульпы от 1000 до 2500 кг/м³, погрешность составляет от 1,5 до 2,5% в зависимости от диапазона шкалы.

Помимо пульповесов для автоматического контроля плотности пульпы могут использоваться пьезометрические, радиоизотопные, пикнометрические и другие плотномеры.

Контроль концентрации водородных ионов (рН) пульпы имеет большое значение для регулирования процесса флотации, так как прежде всего от этого параметра зависит закрепление собирателей на поверхности тех или иных минералов, а значит и их флотируемость. Контроль рН может осуществляться титрованием, а также потенциометрическим, колориметрическим, кондуктофотометрическим и спектрофотометрическим методами.

Потенциометрический метод наиболее распространен. Существует большое количество различных типов потенциометров. Наиболее широкое признание получил прибор ПВУ-5256 (высокоомный указывающий преобразователь). Прибор ПВУ-5256 выпускается для измерения значений рН в пределах: 0—4; 0—8; 0—14; 4—10; 6—14. Погрешность измерений составляет от $\pm 0,12$ до $\pm 0,16$. Правильность показаний прибора проверяется по буферным растворам.

Колориметрический метод более прост, не требует особой квалификации обслуживающего персонала, осуществляется с помощью прибора, называемого компаратором. Сущность метода заключается в следующем. Отбирается порция пульпы, отстаивается, затем небольшое количество осветленной пульпы берется в чистую пробирку и добавляются 1—2 капли индикатора, который в зависимости от рН создает определенную окраску контролируемой жидкости. Сравнением полученной окраски с набором имеющихся в компараторе индикаторов и определяется рН. Точность определения данным способом составляет 0,1—0,2.

Контроль крупности продуктов измельчения и классификации имеет большое значение для оперативного регулирования процессами обогащения флотацией, магнитной и электрической сепарации и др. Осуществляется контроль методом рассева пробы с помощью набора стандартных сит. Кроме того, используются приборы для мокрой классификации и автоматические приборы различной конструкции и принципа действия, предусмотренные для автоматического дисперсионного анализа.

Контроль гранулометрического состава заключается в определении содержания классов заданной крупности в анализируемой пробе. Этот вид анализа называется ситовым, если проводится с целью определения выхода классов крупнее 0,074 мм; если в анализируемой пробе определяется содержание классов крупностью менее 0,074 мм, анализ называется седиментационным или дисперсионным.

Ситовый анализ крупнокусковой пробы большой массы (представительная проба) производится вручную (в полевых условиях), или на лабораторных грохотах со сменными стандартными ситами. При расसेве пробы на грохоте необходимо обеспечить эффективность разделения 100%, не допуская существенного измельчения и истирания материала. В результате рассева пробы определяется массовый, затем процентный выход каждого класса и строится кривая крупности. С помощью построенной кривой определяется процентный выход класса любой крупности (см. рис. 2). Ситовый анализ представительных проб массой не более 0,2—0,3 кг (крупностью обычно не более 2 мм) производится с помощью набора стандартных сит на механических встряхивателях различной конструкции (размер отверстий нижнего сита обычно не менее 0,074 мм). Дальнейшая обработка результатов ситового анализа аналогична описанной выше.

Дисперсионный анализ может осуществляться на лабораторных установках и с помощью приборов различного принципа действия.

Метод отмучивания заключается в том, что анализируемая проба декантацией последовательно делится на фракции различной крупности в зависимости от конечной скорости их осаждения. Полученные фракции отстаиваются, осадок высушивается, взвешивается и затем строится кривая крупности анализируемого материала. Недостатком метода является чрезмерная продолжительность анализа (до 10 сут и более).

Гидравлическая классификация производится в многокамерных лабораторных классификаторах и заключается в том, что анализируемая проба протекает последовательно через несколько сосудов классификатора, в каждом из которых создается соответствующая скорость восходящих потоков пульпы. В результате на дне каждого сосуда осаждаются зерна, скорость свободного падения которых больше скорости восходящих потоков. Размер зерен каждой полученной фракции вычисляется по формуле Стокса. Данный метод позволяет выделять все классы крупности одновременно. Процесс протекает непрерывно, поэтому время, необходимое для анализа, сокращается в несколько раз. Однако и данный метод непригоден для непрерывного оперативного контроля крупности продуктов в условиях фабрики.

Для непрерывного контроля гранулометрического состава продуктов разработан ряд приборов: гранулометр конструкции института Механобр, гранулометр для мокрого рассева ГСА-1М института НИИавтоматика, гранулометр «Микрон» типа СКФСБ Цветметавтоматика, гранулометр института НИИчермет и ДГИ и ряд других.

Гранулометр конструкции института Механобр представляет автоматический грохот с двумя спиралеобразными

ситами. Он предназначен для контроля крупности продуктов дробления. Принцип действия гранулометра заключается в следующем. Проба руды из пробоотборника подается на грохот (рис. 92) через загрузочную воронку 1. Короб 2 подвешен на амортизаторах и совершает вибрации с помощью двух пар дебалансов 3. Рассев пробы на двух ситах и автоматическое взвешивание подрешетных продуктов производится последовательно. Получаемые при севе подрешетные продукты последовательно с помощью разгрузочного приспособления 4 разгружаются в бункер 5 и автоматически взвешиваются. Бункер крепится на

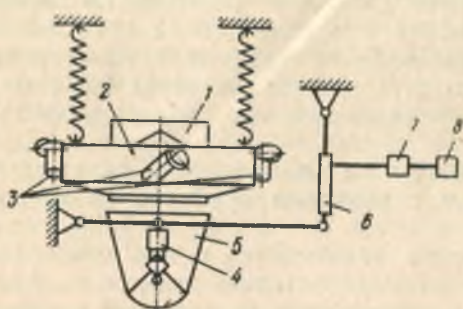


Рис. 92. Гранулометр конструкции «Механобр»

шарнирной раме, связанной с датчиком 6. Сигнал датчика преобразуется в выпрямительном блоке 7 и регистрируется на вторичном приборе 8.

Гранулометр в комплекте с автоматическим пробоотборником может устанавливаться для непрерывного контроля крупности потоков руды. Продолжительность анализа пробы массой до 30 кг составляет примерно 2 мин, погрешность анализа не превышает $\pm 1,5$ абс. %.

Микрометрический гранулометр «Микрон» предназначен для контроля максимальной крупности зерен. Рабочим органом гранулометра является щуп, периодически прижимаемый толкателем к плоскому дну желоба, по которому течет пульпа. В зависимости от крупности зажимаемых минеральных частиц между щупом и дном желоба образуется зазор, величина которого фиксируется датчиком и затем вторичным прибором регистрируется усредненная максимальная крупность зерен, содержащихся в контролируемой пульпе.

Контроль вещественного состава продуктов является наиболее сложной задачей в условиях фабрик. Методы аналитической химии и технического анализа, наиболее широко применяемые в настоящее время для анализа различных полезных ископаемых, не позволяют иметь сведения о качестве продуктов непосредственно в момент отбора проб от этих продуктов, так как на подготовку отбираемых проб и непосредственно на проведение химического анализа требуется значительное время. Задача оперативного контроля вещественного состава продуктов обо-

гащения может быть решена только путем создания автоматических анализаторов.

Имеется ряд экспресс-анализаторов, основанных на автоматическом измерении различных параметров. В этих анализаторах используются полярографический, рентгеноспектральный, радиоактивный, магнитометрический, оптико-спектральный, люминесцентный и другие методы анализа.

Полярографический метод применяется для определения содержания свинца, меди и цинка в пробах обогащаемых руд и в хвостах. Анализатор состоит из реактора для автоматического растворения навески сухого материала и полярографа переменного тока. Продолжительность всего цикла обработки пробы в анализаторе составляет примерно 7 мин. Полярограф применяется для определения содержания контролируемого металла от 0,05 до 5%, относительная погрешность измерения составляет 5—7%, масса анализируемой навески хвостов равна 5 г, руды 1 г.

Для анализа перерабатываемых марганцевых, цинковых, железных, никелевых и других руд применяется атомно-адсорбционный анализатор «Спектр». Чувствительность метода 0,03—0,5%.

Радиоизотопный метод анализа применяется при определении самых различных компонентов полезных ископаемых. Так, рентгенорадиометрический анализатор «Минерал-3» пригоден для определения содержания элементов с атомными номерами от 25 до 60. Этот прибор успешно применяют на Тырныаузской фабрике для определения содержания молибдена и трехокси вольфрама. Продолжительность определения одного компонента составляет 8—10 мин, точность аналогична точности массовых химических анализов.

Нейтронно-активационный анализ применим для определения содержания серебра, алюминия, вольфрама, меди, кобальта, марганца, цинка и других элементов в пробах руды и в продуктах обогащения крупностью до 15 мм и при влажности до 20%. На базе этого метода в институте Механобр и институте физики АН СССР разработан концентратомер «КМ-Кристалл», погрешность измерений которого составляет 0,2—0,5 абс. %.

§ 3. ТОВАРНЫЙ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ БАЛАНСЫ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Балансом продуктов обогащения называется форма отчетности, содержащая количественные и качественные данные опробования и контроля исходного материала и продуктов его обогащения и отражающая результаты работы обогатительной фабрики или отдельных секций за смену, сутки, декаду, месяц, квартал или год. Составляется баланс продуктов обогащения

по определенной форме и является основным документом технического и бухгалтерского отчетов о работе фабрики. Различают технологический и товарный балансы продуктов обогащения.

Технологический баланс составляется по данным учета количества переработанной руды и результатам химических анализов руды и полученных продуктов обогащения. Выход продуктов и извлечение компонентов при составлении технологического баланса определяется по расчетным формулам. Технологический баланс может быть составлен для отдельных технологических операций и для отдельных циклов технологического процесса. Технологический баланс позволяет контролировать и оценивать состояние процесса обогащения на фабрике путем сравнения полученных технологических данных с показателями, принимаемыми за эталон (с плановыми показателями либо с результатами исследования на обогатимость).

Товарный баланс отличается тем, что в нем учитывается не только массовое количество переработанной руды, но и выход всех основных продуктов, определяемый по фактической массе: по массе отгруженных товарных продуктов, по замеру продуктов в незавершенном производстве (в сгустителях, в бункерах, на промежуточных складах), по количеству хвостов в отвалах. Кроме того, учитываются фактические потери во всех циклах схемы обогащения. Качество продуктов, учитываемых товарным балансом, определяется химическими анализами. Расхождения между технологическим и товарным балансами возникают за счет недостаточной точности химических анализов, в результате возможных ошибок при взвешивании, определении влажности исходного сырья и продуктов обогащения, но главным образом вследствие механических потерь ценных компонентов на разных стадиях обогащения полезного ископаемого. Так, при неудовлетворительной работе оборудования концентраты могут теряться со сливами сгустителей, с фильтрами, с дымовыми газами при сушке концентратов, значительные потери возможны при аварийных выпусках продуктов из различного оборудования, вследствие потерь с переливами и т. д. Чем меньше расхождение между технологическим и товарным балансом, тем выше культура и уровень организации производства на фабрике. Сопоставление показателей технического и товарного балансов позволяет установить величину и источники механических потерь полезных компонентов на фабрике.

Товарный баланс является основным документом для расчета между обогатительной фабрикой и поставщиком сырья, а также между обогатительной фабрикой и потребителями готовой продукции.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- Андреев С. Е., Зверевич В. В., Перов В. А. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М., Недра, 1966.
- Артюшин С. П. Обогащение углей. М., Недра, 1975.
- Деркач В. Г. Специальные методы обогащения полезных ископаемых. М., Недра, 1966.
- Дуденков С. В., Шубов Л. Я. Обогащение руд цветных и редких металлов. М., Недра, 1976.
- Зверевич В. В., Перов В. А. Основы обогащения полезных ископаемых. М., Недра, 1971.
- Клебанов О. Б., Шубов Л. Я., Щеглова Н. К. Справочник технолога по обогащению руд цветных металлов. М., Недра, 1974.
- Маринин Б. Н., Титиевский Е. М. Слесарь рудообогатительной фабрики. М., Недра, 1974.
- Олофинский Н. Ф. Электрические методы обогащения. М., Недра, 1977.
- Основы теории и практика применения флотационных реагентов/ С. В. Дуденков, Л. Я. Шубов, Л. А. Глазунов и др. М., Недра, 1969.
- Остапенко П. Е. Обогащение железных руд. М., Недра 1977.
- Процессы и машины для обогащения полезных ископаемых/ В. И. Кармазин, Е. Е. Серго, А. П. Жендринский и др. М., Недра, 1974.
- Руденко К. Г., Калмыков А. В. Обеспыливание и пылеулавливание при обработке полезных ископаемых. М., Недра, 1971.
- Руденко К. Г., Шемаханов М. М. Обезвоживание и пылеулавливание на обогатительных фабриках. М., Недра, 1967.
- Самылин Н. А., Золотко А. А., Починок В. В. Отсадка. М., Недра, 1976.
- Семиошко В. М., Гольдберг Ю. С. Флотация марганцевых руд. М., Недра, 1970.
- Справочник по обогащению руд. Тома 1 и 2, М., Недра, 1974.
- Фоменко Т. Г. Гравитационные методы обогащения полезных ископаемых. М., Недра, 1966.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	3
Глава I. Общие понятия	5
§ 1. Классификация полезных ископаемых и продуктов обогащения	5
§ 2. Технологические показатели обогащения	6
§ 3. Классификация процессов обогащения	10
§ 4. Схемы обогащения	12
Глава II. Грохочение	14
§ 1. Общие сведения о процессе	14
§ 2. Классификация и конструкции грохотов	18
§ 3. Эксплуатация грохотов	23
Глава III. Дробление	24
§ 1. Общие сведения о процессе	24
§ 2. Классификация и устройство дробилок	29
§ 3. Эксплуатация дробилок	44
Глава IV. Измельчение	45
§ 1. Общие сведения о процессе	45
§ 2. Конструкции вращающихся барабанных мельниц	46
§ 3. Режим работы мельниц	52
§ 4. Обслуживание мельниц	54
Глава V. Гравитационные процессы	55
§ 1. Общая характеристика и классификация гравитационных процессов	55
§ 2. Теоретические основы гравитационных процессов	57
§ 3. Классификация тонкозернистых продуктов	67
§ 4. Отсадка	75
§ 5. Обогащение в струе воды, текущей по наклонной поверхности	88
§ 6. Обогащение в тяжелых средах	95
§ 7. Промывка	100

Глава VI. Флотация	104
§ 1. Сущность процесса и области применения	104
§ 2. Физико-химические основы флотации	106
§ 3. Флотационные реагенты	111
§ 4. Классификация минералов по флотируемости	119
§ 5. Флотационные машины	120
§ 6. Обслуживание флотационных машин	126
§ 7. Вспомогательное флотационное оборудование	127
§ 8. Основные факторы, влияющие на процесс флотации	130
§ 9. Схемы флотации руд	134
§ 10. Режимы флотации сульфидных руд цветных металлов и руд черных металлов	135
Глава VII. Магнитное обогащение.	140
§ 1. Теоретические основы магнитного обогащения	140
§ 2. Классификация магнитных сепараторов	146
§ 3. Магнитные системы и конструкции сепараторов	148
§ 4. Особенности технологических схем магнитного обогащения полезных ископаемых	158
Глава VIII. Электрическое обогащение	161
§ 1. Теоретические основы электрического обогащения	161
§ 2. Электрические сепараторы	165
§ 3. Факторы, влияющие на процесс электросепарации, и особенности обслуживания сепараторов	167
Глава IX. Обезвоживание продуктов обогащения	169
§ 1. Общие сведения о процессах	169
§ 2. Обезвоживание дренированием	171
§ 3. Механическое обезвоживание под действием сил инерции и центробежных сил	172
§ 4. Сгущение	174
§ 5. Фильтрование	179
§ 6. Эксплуатация оборудования для обезвоживания	184
§ 7. Термическая сушка продуктов обогащения	187
Глава X. Обеспыливание	190
§ 1. Промышленная пыль	190
§ 2. Конструкции и принцип действия пылеуловителей	193

Глава XI. Очистка сточных вод	199
Глава XII. Опробование руд и продуктов обогащения	203
§ 1. Назначение опробования, виды проб и способы опробования .	203
§ 2. Устройство и принцип действия механических пробоотборников	205
§ 3. Схемы опробования	208
Глава XIII. Контроль технологических процессов	211
§ 1. Назначение контроля технологических процессов на обога- тельных фабриках	211
§ 2. Контроль основных параметров технологического процесса . . .	212
§ 3. Товарный и технологический балансы продуктов обогащения .	217
Список литературы	219

ИБ № 2460

ИДА МИХАЙЛОВНА КЕЛИНА

ОБОГАЩЕНИЕ РУД

Редактор издательства *Н. Д. Балашова*
Переплет художника *А. Е. Григорьева*
Художественный редактор *О. Н. Зайцева*
Технические редакторы *О. Ю. Трепенко,*
В. В. Соколова
Корректор *Е. С. Глуховская*

Сдано в набор 05.10.78. Подписано в печать
11.01.79. Т— 02421. Формат 60×90/16. Бума-
га № 2. Гарнитура литер. Печать высокая.
Печ. л. 14,0. Уч.-изд. л. 14,41. Тираж 6000.
Заказ 402/16998—11. Цена 60 коп.

Издательство «Недра», 103633, Москва, К-12
Третьяковский проезд, 1/19.

Книжная фабрика «Коммунист» республикан-
ского производственного объединения «Поли-
графкинг» Госкомиздата 310012,
Харьков 12, Энгельса, 11.

УВАЖАЕМЫЙ ТОВАРИЩ!

В издательстве «Недра» готовятся к печати
новые книги

МАТЮШЕВ Л. Г., СУМИН В. Н. Транспортные устройства и склады обогатительных фабрик. Учебник для техникумов. 10 л., 35 к.

В учебнике рассмотрены транспортные устройства и склады обогатительных фабрик, а также схемы транспорта. Приведены основные виды и конструкции транспортного, подъемного и складского оборудования. Изложены методики выбора и расчета транспортных установок и складов. Даны сравнительные технико-экономические показатели работы транспортного оборудования. Описаны режимы эксплуатации этого оборудования.

Учебник предназначен для учащихся средних специальных учебных заведений, обучающихся по курсу «Транспортные устройства и склады» и может быть полезен инженерно-техническим работникам обогатительных фабрик.

ХАН Г. А. Опробование и контроль технологических процессов обогащения. Учебник для вузов. 15 л., 70 к.

В учебнике изложены теоретические основы опробования полезных ископаемых. Рассмотрены методы контроля технологических процессов обогащения полезных ископаемых. Приведена классификация проботорборочных устройств. Освещены вопросы организации опробования и контроля на горно-обогатительных предприятиях, а также вопросы техники безопасности при проведении работ по опробованию и контролю.

Учебник предназначен для студентов горных и горно-металлургических вузов, обучающихся по специальности «Обогащение полезных ископаемых» и может быть полезен инженерно-техническим работникам научно-исследовательских институтов и обогатительных фабрик.

Интересующие Вас книги Вы можете приобрести в местных книжных магазинах, распространяющих научно-техническую литературу, или заказать через отдел «Книга — почтой» магазинов:

№ 17 — 199178, Ленинград, В. О., Средний проспект, 61;

№ 59 — 127412, Москва, Коровинское шоссе, 20

Издательство «Недра»