

Министерство образования и науки Российской Федерации  
Федеральное агентство по образованию  
Южно-Уральский государственный университет  
Кафедра физической химии

669.2/.8(075.8)  
Л883

А.А. Лыкасов, Г.М. Рысс, М.С. Павловская

**Обогащение руд  
цветных металлов**

Учебное пособие

Челябинск  
Издательство ЮУрГУ  
2009

УДК 669.2/.8(075.8)  
Л883

Одобрено  
учебно-методической комиссией  
физико-металлургического факультета

Рецензенты:  
В.А. Бурмистров, А.В. Хохлов

**Лыкасов, А.А.**

Л883            Обогащение руд цветных металлов: учебное пособие/А.А. Лыкасов,  
Г.М. Рысс, М.С. Павловская – Челябинск: Изд-во ЮУрГУ, 2010. – 85 с.

ISBN

Учебное пособие предназначено для студентов, обучающихся по направлению 150100 «Металлургия», при изучении дисциплины «Металлургия цветных металлов» и студентов, обучающихся по специальности 150102 «Металлургия цветных металлов», при изучении дисциплины «Обогащение руд цветных металлов».

В пособии изложены теоретические основы и описаны оборудование и технологические схемы подготовительных, собственно обогатительных и вспомогательных операций при обогащении руд цветных металлов.

УДК 669.2/.8(075.8)

ISBN

© Издательство ЮУрГУ, 2009

## ВВЕДЕНИЕ

Основным источником черных, цветных и редких металлов являются горные породы, слагающие земную кору. Средние содержания в земной коре цветных и редких металлов – кларки – составляют сотые, тысячные и миллионные доли процента по массе. При столь малых количествах металлов в случае равномерного распределения в земной коре извлечение металлов было бы невозможно. К счастью, результатом протекания в земной коре различных процессов явилось образование многочисленных природных химических соединений – минералов, различные сочетания которых представляют собой горные породы – ископаемые, отличающиеся как по минеральному, так и по химическому составу

Природные минеральные вещества, которые при существующем уровне развития техники и технологии могут быть эффективно использованы в естественном виде или после предварительной обработки для получения металлов называют рудами. По вещественному составу руды подразделяют на руды черных, цветных, редких и др. металлов.

Некоторые элементы встречаются в природе в самородном виде – Cu, Au, Ag, Pt и платиноиды, S, графит. Как правило, руды бывают сульфидные, окисленные и смешанные. В зависимости от количества извлекаемых металлов руды подразделяют на монометаллические и полиметаллические. Большинство руд цветных металлов содержит несколько металлов, но не все из этих металлов имеют промышленное значение. По содержанию металлов руды подразделяют на богатые, бедные и убогие. Деление на богатые и бедные руды весьма условно и зависит как от того, какой металл извлекают из руды, так и от совершенства технологии.

Различная стоимость полезных ископаемых и разные возможности извлечения полезного компонента из горной массы определяют нижние пределы его экономически выгодного содержания (кондиции), которые зависят также от ряда факторов: удобства извлечения, минералогического состава, горнотехнических особенностей месторождения и пр. Так, например, для меди кондиционное содержание в массивных рудах установлено 2 %, для вкрапленных медных руд, требующих предварительного обогащения, нижний предел составляет 0,7...0,8 %; для руд, из которых медь извлекают гидрометаллургическим путём, нижний предел равен 0,5 %. Кондиционное содержание золота составляет несколько граммов на тонну, причём россыпи разрабатывают при более низком содержании золота, чем коренные месторождения. Если из руды извлекают не один, а несколько полезных компонентов, то требования к содержанию каждого **понижаются**.

Несмотря на то, что содержание металлов в рудах значительно выше, чем среднее содержание их в земной коре, непосредственное использование руд для получения металлов в большинстве случаев затруднено или невозможно из-за малого содержания в них полезных минералов.

Целью производства является как можно более полный перевод полезных элементов в конечный продукт – чистые металлы или сплавы необходимого качества. При плавке руды целевой элемент переходит в металл или штейн (сплав

сульфидов), а пустая порода и добавляемые в шихту флюсы образуют шлак, который всегда содержит некоторое количество металла. Чем больше в подаваемой в плавку руде пустой породы, тем больше образуется шлака и тем больше потери извлекаемого элемента с этим шлаком. Ещё в 1556 г. Георг Агрикола писал: «Плавить негодную руду вместе с годной невыгодно. Поскольку природа рождает металлы по большей части не в чистом виде, а в смешанном с землями, загустелыми растворами и камнями, необходимо эти ископаемые отделить еще до плавки». Для повышения содержания целевого элемента в материале, поступающем в металлургическую переработку, руду обогащают.

Обогащение – это совокупность процессов первичной переработки минерального сырья, имеющих целью отделение полезных минералов (и, при необходимости, их взаимное разделение) от пустой породы и вредных примесей. Основным видом обогащения является механическое, при котором не происходит изменения состава исходных минералов. С развитием техники и технологии при обогащении сложного по составу минерального сырья стали применять комбинированные методы, сочетающие механическое обогащение и пирометаллургические (обжиг, термическая обработка), гидрометаллургические и химические (выщелачивание с последующей цементацией, адсорбция, экстракция) процессы, при которых протекают химические реакции, в результате которых исходные минералы исчезают и образуются новые фазы, содержащие целевой элемент – растворы, осадки и т. д.

Роль обогащения тем больше, чем беднее руды, поступающие с горнодобывающих предприятий. Обогащение, осуществляемое значительно более дешевыми способами, чем металлургические переделы, позволяет:

1) повысить комплексность использования сырья за счет выделения всех или большинства ценных компонентов в отдельные продукты, пригодные для последующей металлургической переработки;

2) за счет сокращения объема перерабатываемого материала удешевить последующие металлургические операции и снизить себестоимость получаемых металлов, т. к. чем выше содержание металлов в сырье, тем экономичнее его последующая металлургическая переработка

3) использовать бедные руды, непригодные для непосредственной металлургической переработки.

## **1. Продукты и количественные характеристики обогащения**

При обогащении исходная смесь минералов разделяется, образуя продукты обогащения – концентраты (один или несколько), промежуточные продукты и хвосты.

Концентрат – это продукт обогащения, в котором концентрация ценного компонента гораздо больше, чем в исходной руде (табл. 1). В большинстве своём руды цветных и редких металлов являются комплексными и содержат несколько ценных металлов. Обогащение позволяет не только извлечь их все из пустой породы, но и выделить в самостоятельные концентраты, пригодные для индивиду-

Содержание основных цветных металлов  
в земной коре, рудах и концентратах

Металл	Содержание, мас.%		
	в земной коре	в руде	в концентрате
Медь	0,01	0,5...1,5	20...40
Свинец	$8 \cdot 10^{-4}$	1...3	50...70
Цинк	0,02	1,5...4,0	45...50
Олово	$6 \cdot 10^{-4}$	0,1...0,5	60...70
Вольфрам	$7 \cdot 10^{-3}$	0,2...0,4	55...70
Молибден	$1 \cdot 10^{-3}$	0,1...0,3	47...50

альной металлургической переработки. Название концентратам дают по основному металлу, входящему в его состав, и методу обогащения. Хвосты – это отходы обогащения, содержащие главным образом минералы пустой породы и незначительные количества полезных компонентов, извлечение которых при существующем уровне технологии затруднено или экономически невыгодно. Часто хвосты могут быть эффективно использованы в других отраслях промышленности. Промежуточные продукты по содержанию полезных компонентов занимают промежуточное положение между концентратами и хвостами и должны поступать на дальнейшее обогащение либо переработку специальными методами.

Процессы обогащения характеризуют содержанием полезных и вредных компонентов в продуктах, степенью обогащения, извлечениями ценных компонентов, выходами продуктов обогащения и эффективностью операций разделения.

Степень обогащения (степень концентрации) показывает, во сколько раз увеличилась концентрации ценного элемента в концентрате по сравнению с исходной рудой (во сколько раз концентрат богаче исходного сырья):

$$K = \% \text{мас.}(\text{эл., к-т}) / \% \text{мас.}(\text{эл., руда}).$$

Извлечение показывает, какая часть ценного компонента перешла в концентрат или промежуточный продукт или в оба эти продукта. Соответственно можно выделить извлечение в конкретный продукт или суммарное извлечение металла из руды. Извлечение принято выражать в долях единицы или массовых процентах.

Численно извлечение в продукт составляет, мас. долей

$$\begin{aligned} \varepsilon &= m(\text{эл., прод.}) / m(\text{эл., руда}) = \\ &= \{ \% \text{мас.}(\text{эл., прод.}) \cdot m(\text{прод.}) / [\% \text{мас.}(\text{эл., руда}) \cdot m(\text{руда})] \}. \end{aligned}$$

Здесь  $m(\text{эл., прод.})$  и  $m(\text{эл., руда})$  – массы элемента в продукте обогащения и руде, соответственно;  $\% \text{мас.}(\text{эл., прод.})$  и  $\% \text{мас.}(\text{эл., руда})$  – массовые проценты элемента в продукте обогащения и руде, соответственно;  $m(\text{прод.})$  и  $m(\text{руда})$  – массы продукта и руды соответственно.

При использовании этой формулы массы продукта и руды могут быть подставлены в любых, но одинаковых единицах измерения.

Выход продукта обогащения показывает, какую долю (или мас.%) масса продукта составляет от массы исходной руды:

$$\gamma(\text{прод.}) = [m(\text{прод.})/m(\text{руда})].$$

Выхода продуктов обогащения можно определить как взвешиванием, так и по результатам химического анализа исходной руды и продуктов обогащения. Обозначим массы исходной руды, концентрата и хвостов  $Q$ ,  $C$  и  $T$ . Эти количества могут быть выражены либо в единицах массы, либо в массах в какую-либо единицу времени (например,  $m/ч$  или  $m/сутки$ ). Массовые концентрации ценного элемента в руде, концентрате, минерале, в виде которого ценный компонент присутствует в руде, и хвостах принято обозначать  $\alpha$ ,  $\beta$ ,  $\beta(\text{мин.})$  и  $\theta$  соответственно. Решив уравнения материального баланса по ценному компоненту и по полной массе, находим для выходов продуктов, мас. долей:

$$\gamma(\text{кон.}) = C/Q = (\alpha - \theta)/(\beta - \theta);$$

$$\gamma(\text{хв.}) = T/Q = (\beta - \alpha)/(\beta - \theta).$$

и для извлечения компонента в продукты, мас. долей:

$$\varepsilon(\text{кон.}) = C \cdot \beta / (Q \cdot \alpha);$$

$$\varepsilon(\text{хв.}) = T \cdot \theta / (Q \cdot \alpha).$$

Выхода продуктов и извлечения компонента в них связаны соотношениями:

$$\varepsilon(\text{кон.}) = \gamma(\text{кон.}) \cdot \beta / \alpha;$$

$$\varepsilon(\text{хв.}) = \gamma(\text{хв.}) \cdot \theta / \alpha.$$

Чтобы выразить результаты в процентах, полученные значения нужно умножить на 100%. Очевидно, что сумма выходов продуктов обогащения, а также сумма извлечений компонента в продукты обогащения равны 1 (100%).

Эффективностью обогащения называют отношение приращения массы ценного компонента в концентрате по сравнению с массой ценного компонента в количестве руды, равном по массе количеству концентрата, полученного в конкретном случае обогащения, к приращению массы ценного компонента в концентрате при идеальном обогащении, когда в концентрат выделяется только весь ценный компонент, т.е.  $\beta(\text{ид.}) = \beta(\text{мин.})$  и  $\theta = 0$ .

Эффективность обогащения можно вычислить по уравнению:

$$E = C(\beta - \alpha) / \{C(\text{ид.})[\beta(\text{мин.}) - \alpha]\}.$$

Заменяя массы концентратов их выходами и учитывая, что выход концентрата при идеальном обогащении равен доле ценного минерала в исходной руде

$$\gamma(\text{кон. ид.}) = \alpha / \beta(\text{ид.}),$$

получаем

$$E = \gamma(\text{кон.}) \cdot (\beta - \alpha) \cdot \beta(\text{мин.}) / \{ \alpha \cdot [\beta(\text{мин.}) - \alpha] \}.$$

Другой вид этой же формулы:

$$E = [\varepsilon(\text{кон.}) - \gamma(\text{кон.})] / [1 - \alpha/\beta(\text{мин.})].$$

Знаменатель этой формулы  $1 - \alpha/\beta(\text{мин.})$  представляет собой долю пустой породы в исходном материале и для данной руды является величиной постоянной. Поэтому, за показатель эффективности обогащения иногда принимают величину, пропорциональную эффективности обогащения

$$E_I = \varepsilon(\text{кон.}) - \gamma(\text{кон.}).$$

Пример: Производительность фабрики, обогащающей медную руду,  $Q = 10000$  т/сутки. Содержания меди составляют, мас%: в исходной руде  $\alpha = 1$ ; в концентрате  $\beta = 20$ ; в хвостах  $\theta = 0,1$ . Ценный минерал – халькопирит, содержащий  $\beta(\text{мин.}) = 34$  мас.% меди. Определить массы и выхода концентрата и хвостов, извлечения меди в продукты обогащения и эффективность обогащения:

$$\text{выход концентрата } \gamma(\text{кон.}) = (\alpha - \theta) / (\beta - \theta) = (1 - 0,1) / (20 - 0,1) = 0,0452;$$

$$\text{выход хвостов } \gamma(\text{хв.}) = 1 - \gamma(\text{кон.}) = 1 - 0,0452 = 0,9548;$$

$$\text{масса концентрата } C = Q \cdot \gamma(\text{кон.}) = 0,0452 \cdot 10000 = 452 \text{ т/сутки};$$

$$\text{масса хвостов } T = Q - C = 10000 - 452 = 9548 \text{ т/сутки};$$

$$\text{извлечение меди в концентрат } \varepsilon(\text{кон.}) = \gamma(\text{кон.}) \cdot \beta / \alpha = 0,0452 \cdot 20 / 1 = 0,904;$$

$$\text{извлечение меди в хвосты } \varepsilon(\text{хв.}) = 1 - \varepsilon(\text{кон.}) = 1 - 0,904 = 0,096;$$

$$\text{эффективность обогащения } E = \gamma(\text{кон.}) \cdot (\beta - \alpha) \cdot \beta(\text{мин.}) / \{ \alpha \cdot [\beta(\text{мин.}) - \alpha] \} = 0,0452 \cdot (20 - 1) \cdot 34 / [1 \cdot (34 - 1)] = 0,8848;$$

$$E_I = \varepsilon(\text{кон.}) - \gamma(\text{кон.}) = 0,904 - 0,0452 = 0,8588.$$

Чем выше степень обогащения и, следовательно, чем выше содержание извлекаемого металла в концентрате, тем выше технико-экономические показатели металлургических переделов. Однако, по мере повышения содержания металлов в концентратах возрастают затраты на обогащение и увеличиваются потери полезных элементов с хвостами. Поэтому существует некоторая оптимальная степень обогащения, которая обычно соответствует минимальной сквозной (обогащение плюс металлургическая переработка) себестоимости получаемого металла.

## 2. Методы и схемы обогащения

Сырье, поступающее на обогатительные фабрики, обычно состоит из кусков и частиц разнообразного состава (от мономинеральных кусков до полиминеральных сростков, в которых вкраплены прослой или включения отдельных минералов) и различного размера (от метра до долей микрометра).

В процессе обогащения руда, поступающая с рудника на обогатительную фабрику, проходит через ряд технологических операций:

– подготовительные – подготовка руды к обогащению; основными подготовительными операциями являются операции уменьшения размеров кусков руды до крупности, определяемой крупностью вкрапленности минералов с целью разединения (раскрытия) зерен различных минералов;

– собственно обогатительные процессы – разделение руды на концентрат, хвосты и промежуточные продукты;

– вспомогательные – обезвоживание (сгущение, фильтрование, сушка).

Обогащение редко удается завершить в один прием и сразу выделить кондиционный концентрат и хвосты. Часто после первого обогащения концентрат недостаточно богат, а хвосты недостаточно бедны и должны быть подвергнуты дополнительным операциям обогащения. Для этого применяют перечистку концентратов и контрольное дообогащение хвостов.

Обработку дробленой руды перед последующим измельчением с целью извлечения кусковатых фракций уже раскрытых частиц пустой породы, а иногда и кондиционной богатой руды (например, мартеновской, пиролюзита, хромита) условно называют предобогащением. При проведении предобогащения достигается ряд преимуществ:

– руда используется комплексно, поскольку реализуется не только концентрат, но и пустая порода (в виде щебня и песка);

– уменьшается количество тонкоизмельченного материала и, следовательно, снижается расход энергии на переработку 1 т сырья;

– увеличивается выход концентрата из измельченного материала, а следовательно, уменьшаются удельные затраты энергии, реагентов и трудовые затраты на производство тонкоизмельченных концентратов;

– растет производительность мельниц, поскольку из руды удаляется прочный компонент (кусковатая порода), что увеличивает измельчаемость руды;

– процессы последующего обогащения протекают более устойчиво и надежно благодаря большей однородности (усреднению) материала;

– повышается содержание металла в питании обогатительных аппаратов и, следовательно, растет и качество конечных концентратов; этому содействует и меньшее загрязнение концентрата ошламованной пустой породой, большая часть которой уже удалена до измельчения;

– уменьшается расход воды, а также затраты на отвальное хвостовое хозяйство, обратное водоснабжение, защиту окружающей среды.

Предобогащение применяют лишь в том случае, когда общее содержание металла в извлекаемой кусковатой породе меньше, чем в хвостах при обогащении измельченной руды.

Механическое обогащение основано на различиях в физических и физико-химических свойствах минералов и осуществляется под действием силовых полей обогатительных аппаратов.

Гравитационные методы основаны на различии в плотности и скорости движения частиц минералов в среде под действием сил тяжести, сопротивления среды, инерции и др. Как правило, гравитационное обогащение проводят в водных растворах или тяжелых средах, имеющих плотность больше плотности воды. Флотация основана на различной смачиваемости минералов жидкостью. Магнитное обогащение основано на различии магнитной восприимчивости частиц, вызывающем различия в их движении в магнитном поле. Электрические методы обогащения основаны на различиях диэлектрической проницаемости и электропроводности частиц минералов. Помимо этих – основных – методов применяют специальные методы обогащения – рудоразборку, трибообогащение, химическое и



бактериальное обогащение и др. Руды цветных металлов обогащают, главным образом, флотацией, черных металлов – магнитными и гравитационными способами. Руды редких металлов обогащают по комбинированным схемам, включающим почти все способы обогащения, а также химическую и гидрометаллургическую обработку.

При обогащении руд используют три способа разделения минералов и их сростков:

1. сортировку кусковых фракций (крупнее 10 мм) с помощью ЭВМ, направляющей сростки и мономинеральные куски в различные сборники в зависимости от наличия или отсутствия какого-либо свойства, фиксируемого датчиком;

2. сепарацию (разделение) потока минеральных зерен или их флокул (крупных мономинеральных агрегатов минеральных частиц меньше 10 мкм) с помощью конкурирующих силовых полей, перемещающих зерна в водной или воздушной среде в рабочем пространстве аппаратов в соответствующие сборники;

3. сепарацию потока с помощью особых переносчиков рудных частиц (воздушных пузырьков при флотации, магнитных носителей при высокоградиентной сепарации, зерен ионообменных смол при экстракционных процессах).

Первый способ обычно используют как рудоподготовительную операцию на пришахтных дробильно-сортировочных фабриках, например, для выборки породы или кусков мартеновских и карбонатных руд.

Второй способ разделения используют для основных операций обогащения кусковой и измельченной бедной руды и промпродуктов. Разделяющие активные силы, возникающие в силовом поле обогатительных аппаратов, действующих по второму принципу разделения, стремятся извлечь или удержать рудные минералы в то время как силы, не связанные с полем аппарата (пассивные), а силы сопротивления среды, связанные с ее инерцией, вязкостью и динамическим сопротивлением сдвигу, а также силы трения частиц о поверхности аппарата (диссипативные), им препятствуют. Например, при гравитационном обогащении активными силами являются сила земного притяжения и центробежная сила; при магнитном обогащении активными являются силы притяжения и отталкивания частиц магнитом, а конкурирующей силой – сила тяжести и т. д. Нужно иметь в виду, что силы тяжести действуют на частицы при любом способе обогащения. Этот способ осуществляется либо путем погружения или притяжения и удерживания крупнозернистых частиц рудных минералов, когда равнодействующая конкурирующих сил, участвующих в разделении, направлена вниз, либо, при обработке мелкозернистых руд, используют извлечение рудных зерен или всплывание их, когда эта сила направлена вверх. Удерживание обычно обеспечивает больший выход, а извлечение – более высокое качество концентрата.

Третий способ разделения – сепарацию на носителях – используют при флотационном обогащении тонковкрапленных руд, а в последнее время при обогащении слабомагнитных тонковкрапленных руд методом полиградиентной сепарации путем ввода и вывода из рудной пульпы индукционных магнитов-носителей с притянувшимися к ним частицами слабомагнитных рудных минералов, а также при обогащении комплексных руд в сорбционных аппаратах, где частицы мине-

ралов цветных и редких металлов удерживаются зернами поглотителей (ионообменных и других смол).

Показатели обогащения зависят от разделительной способности аппаратов и от контрастности свойств минералов, из которых состоит руда. Чем сильнее минералы отличаются друг от друга, тем легче их раскрыть (разъединить в сростках) и разделить в рабочем пространстве аппаратов. Очевидно, что руды легкообогатимы, если контрастность свойств минералов значительна и границы рудных минералов не скреплены прочно с породой и вредными примесями, а удельная поверхность соприкосновения минимальна. К таким рудам относятся, например, крупнокристаллические магнетитовые и другие. В противном случае, т.е. при недостаточной контрастности свойств и прочном сцеплении поверхностей рудных и нерудных минералов – руды труднообогатимы.

Следует учитывать не только величину вкраплений, но и форму поверхностей их соприкосновения: если они не гладкие, а напоминают щетки, сложенные иглами навстречу, то руда будет труднораскрываемой и труднообогатимой, поскольку при раскрытии образуется много тонких частиц, переходящих в шламы или слипающихся с крупными и образующих поверхностные сростки. Наиболее труднообогатимыми являются руды коллоидного и квазиколлоидного строения.

Совокупность и последовательность операций всех видов, которым руду подвергают при переработке, составляют схему обогащения, которую принято изображать графически. В зависимости от назначения схемы обогащения могут быть качественными, количественными, шламовыми и схемами цепи аппаратов.

В качественной схеме изображают путь движения материалов с указанием лишь некоторых сведений о качественных изменениях руды и продуктов обогащения (крупности, влажности и т.д.). Такая схема дает представление о стадиях процесса, количестве и виде операций, способах передачи промпродуктов, количестве промежуточных и конечных продуктов процесса.

Схема, на которой показаны количества перерабатываемой руды и получаемых в отдельных операциях продуктов, называется количественной или качественно-количественной. Выход продуктов по операциям указывают либо в процентах или долях от количества исходной руды, либо в абсолютных величинах – тоннах в сутки или тоннах в час.

Если в схеме приведены данные о количестве воды в отдельных операциях и продуктах обогащения, то схему называют шламовой. Относительные количества воды и твердых фаз по операциям указывают в виде соотношения Ж:Т или в процентах по массе твердых фаз в пульпе. Соотношение Ж:Т численно равно количеству кубических метров раствора, приходящихся на 1 т твердого.

Все три вида схем часто совмещают, изображая количественно-качественную шламовую схему.

Схема цепи аппаратов представляет собой графическое изображение движения руды и продуктов обогащения с условным изображением аппаратов, указанием их типа, размера и количества.

### 3. Подготовка руд к обогащению

На обогатительные фабрики поступает руда, наибольшая крупность кусков которой зависит от способа ведения горных работ и достигает 1300 мм для открытых разработок (карьеров) и 250...700 мм при подземной добыче в шахтах. Добываемая горная порода представляет собой совокупность кусков собственно руды, вкрапленных во вмещающие породы, не содержащие рудные минералы. В свою очередь куски руды являются сростками зерен рудных и нерудных минералов различной зернистости. Для выделения зерен ценных минералов нужно сначала путём дробления и измельчения уменьшить размеры кусков до такой крупности, при которой происходит разъединение кусков руды и вмещающих пород, а затем раскрыть рудные минералы – разрушить их сростки с зёрнами других рудных минералов и пустой породы. Для этого на куски (зёрна) материала воздействуют внешними силами, преодолевающими внутренние силы сцепления между частицами материала. При дроблении используют, в основном, механический способ внешнего воздействия, хотя существуют и другие способы (термический, акустический, электрический и др.), находящиеся в стадии разработки и освоения. Чем полнее раскрытие минералов при дроблении и измельчении, тем успешнее протекает последующее обогащение руды. Предел крупности получаемых при уменьшении размеров кусков руды зерен зависит от размеров вкрапленности рудных и нерудных минералов и процесса, принятого для обогащения. Эту крупность определяют опытным путем для каждого полезного ископаемого при исследовании его на обогатимость. Полученные зёрна заданного размера выделяют грохочением или классификацией.

Между дроблением и измельчением нет принципиальной разницы – более общим термином является «дробление». Условно принимают, что при дроблении получают зёрна крупнее, а при измельчении – меньше 5 мм. В свою очередь дробление подразделяют на крупное (от 1500 до 100...400 мм), среднее (от 100...400 до 30...50 мм) и мелкое (от 30...50 до 5 мм). Машины для дробления и измельчения подразделяют (хотя и не строго) на дробилки, в которых дробящие поверхности никогда не соприкасаются, и мельницы, в которых дробящие поверхности соприкасаются на холостом ходу, а под нагрузкой отделены друг от друга слоем дробимого материала переменной толщины.

Различные цели дробления и разнообразие свойств и размеров кусков дробимого материала вызвали появление множества различающихся по принципу действия, конструкции и размерам дробилок и мельниц. Почти ко всем аппаратам для дробления предъявляют следующие требования: наименьшее пылеобразование и минимальные потери материала, автоматическая разгрузка готового продукта, простое регулирование изменения степени дробления, лёгкая смена изношенных дробящих частей, наличие устройства, предохраняющего от аварии в случае попадания в дробилку твердого куска стали. Выбор того или иного аппарата зависит от механических свойств измельчаемого материала и требуемой конечной крупности зерен.

Механические свойства твердых материалов зависят от их состава и строения (пористости, трещиноватости, слоистости, крупности образующих материал зерен). Сила сцепления между кристаллами, цементирующим веществом и кристаллитами и кристаллитами цементирующего вещества изменяются в весьма широких пределах, что обуславливает значительные колебания значений механических свойств одних и тех же горных пород.

На обогатительных фабриках применяют пять классов машин для дробления и измельчения: щековые дробилки; конусные дробилки; валковые дробилки; молотковые дробилки и дезинтеграторы; барабанные мельницы. В этих агрегатах используют различные виды воздействия разрушающей силы на материал (способы дробления): раздавливание (при напряжениях сжатия, превышающих предел прочности при сжатии); раскалывание (при напряжениях растяжения, вызывающих расклинивание и разрыв зерен); истирание (при касательных напряжениях, превышающих предел прочности при сдвиге); удар (при динамических нагрузках на зерна); излом (при изгибе зерен) и срезывание (при деформации сдвига).

В условиях непрерывного процесса вследствие неупорядоченности размещения кусков в рабочем пространстве дробильной машины имеют место все способы дробления, но главную роль всегда играет тот способ, для осуществления которого предназначена данная машина. В зависимости от твердости, крупности, гранулометрического состава и необходимой производительности дробление руд осуществляют в дробилках и мельницах различных типов (см. рис. 3.1. и 3.2.). Из соображений конструктивного характера, а также вследствие нежелательности переизмельчения, в современной практике обогащения применяют дробилки, работающие, главным образом, раздавливанием и ударом при добавочных истирающих и изгибающих воздействиях на дробимый материал. Дробление твердых сухих кусков рационально производить раздавливанием в щековых конусных или валковых дробилках с гладкими валками. Для влажных или очень вязких материалов предпочтительно раздавливание с истиранием в валковых дробилках с гладкими валками или щековых дробилках со сложным движением щеки. Для крупного дробления мягких и хрупких пород предпочтительны дробилки, работающие по принципу раскалывания – зубчатые валковые и др., а для среднего и мелкого дробления таких пород – дробилки ударного действия. Дробят обычно сухой материал. Мокрое дробление применяют, когда дробимый материал содержит глину, которую отмывают одновременно с дроблением. Иногда небольшое количество воды подают в завалочную воронку дробилки крупного дробления для уменьшения пылеобразования.

Для максимального обнажения зерен различных минералов куски руды, полученные при среднем или мелком дроблении, подвергают измельчению. При этом размер получаемых зерен равен 0,1...2 мм при крупном измельчении и 0,1 мм и менее – при мелком. Обычно требуется мелкое измельчение.

Наиболее распространены барабанные мельницы, в которых в качестве дробящих тел могут быть использованы стальные стержни или шары, кремневая галька, крупные куски измельчаемой руды или их смесь с металлическими шарами.

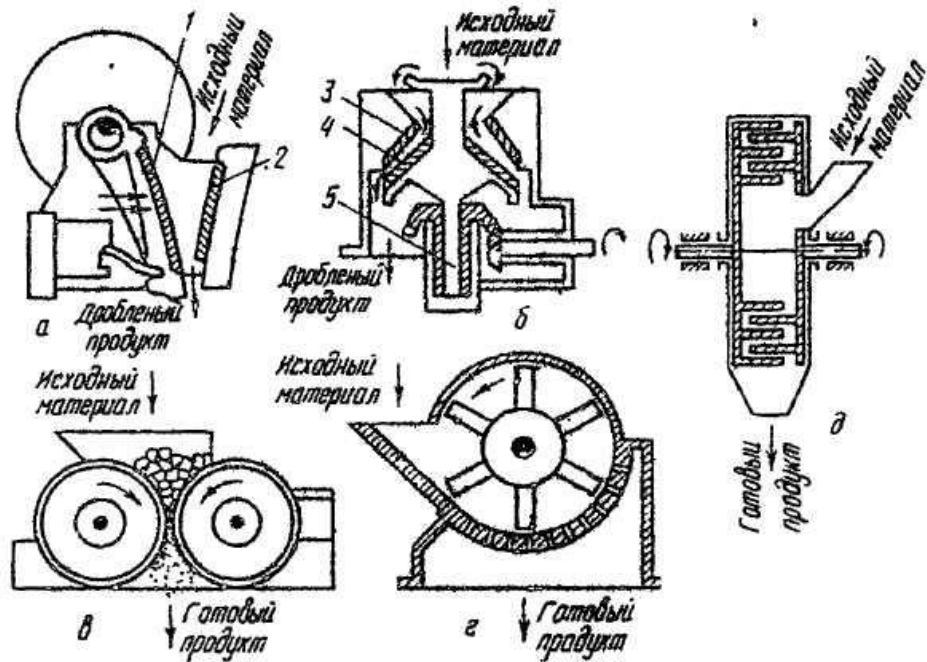


Рис. 3.1. Основные виды дробилок:

а – щековая; б – конусная мелко дробления; в – валковая; г – ударно-центробежная; д – дезинтегратор; 1 – подвижная щека; 2 – неподвижная щека; 3 – неподвижный конус; 4 – подвижный конус; 5 – вал, закрепленный эксцентрически

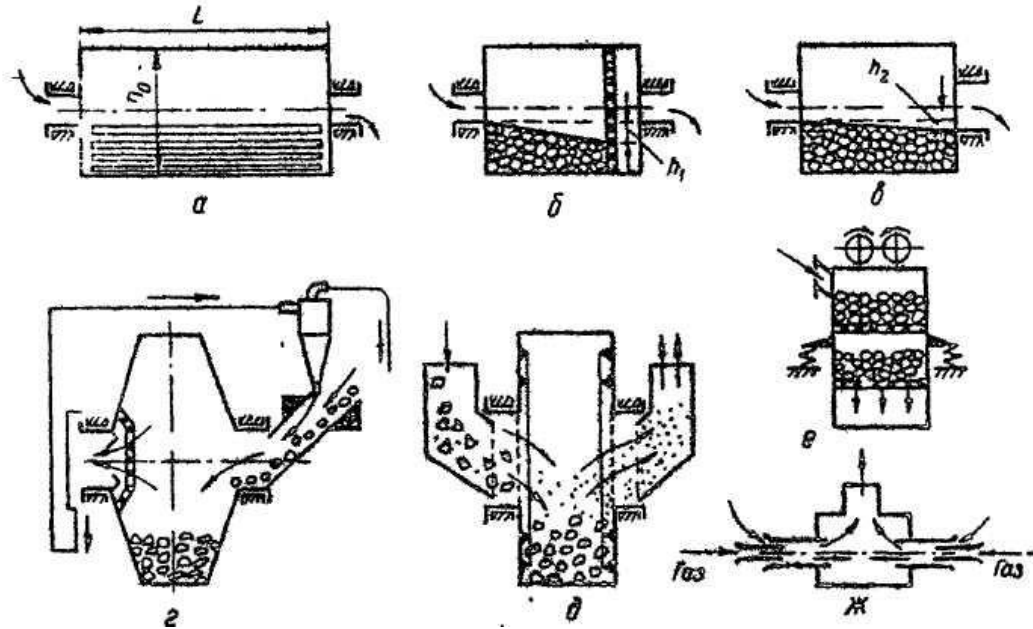


Рис.3.2. Принципиальные схемы мельниц:

а – стержневая мельница; б, в – шаровые мельницы с удалением продуктов через решетку и с центральной разгрузкой; г, д – мельницы для мокрого и сухого самоизмельчения; е – вибрационная мельница с шаровой загрузкой; ж – струйная мельница

Стержневые мельницы позволяют получать более равномерный по крупности измельченный продукт, т. е. дают меньшее переизмельчение материала и меньший выход крупных классов, по сравнению с шаровыми. Характер измельчения в стержневых мельницах обусловлен следующими причинами: крупные куски материала, попадая при загрузке между стержнями, раздвигают их и, измельчаясь сами в первую очередь, предохраняют более мелкие куски от излишнего переизмельчения. Стержни, отодвинутые один от другого, подобны своего рода грохоту. Мелкие зерна проваливаются сквозь щели между стержнями, а крупные подвергаются дальнейшему измельчению; мелочь быстрее проходит через мельницу. Стержневая нагрузка имеет гораздо меньшую поверхность, чем шаровая того же веса. Поэтому стержневые мельницы менее эффективны при тонком измельчении материала, чем шаровые. При работе в открытом цикле стержневая мельница представляет собой, по существу, машину для мелкого дробления и выдает продукт для дальнейшего измельчения в шаровых мельницах. Эффективность измельчения в шаровых мельницах зависит от скорости вращения барабана. В зависимости от нее возможны три режима измельчения: водопадный, смешанный и каскадный (рис. 3.3).

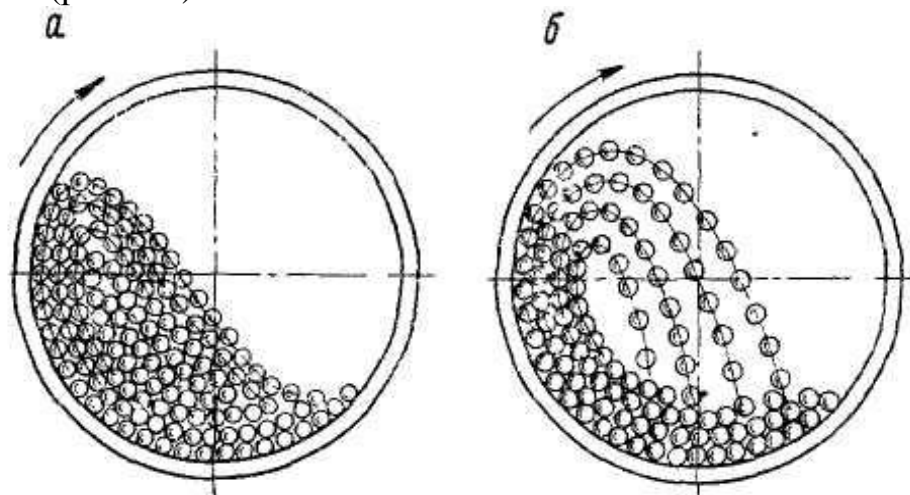


Рис. 3.3. Схемы движения измельчающихся тел в барабане мельницы при каскадном (а) и водопадном (б) режимах

При малой скорости вращения барабана устанавливается каскадный режим (рис. 3.3, а), при котором дробящая нагрузка делает поворот в сторону вращения и дробящие тела, поднявшись на некоторую высоту, скатываются параллельными слоями (каскадом) вниз, измельчая руду раздавливанием и истиранием. При повышении скорости вращения дробящая нагрузка поворачивается на больший угол и дробящие тела, поднимаясь на большую высоту, отрываются от поверхности барабана и падают вниз по параболическим траекториям (водопадом) (рис. 3.3, б). Устанавливается водопадный режим работы мельницы, при котором измельчение происходит, главным образом, ударом и, частично, истиранием и раздавливанием. Смешанный режим имеет место при постепенном переходе от чисто каскадного режима к чисто водопадному. При этом часть дробящих тел падает, а другая часть перекачивается внутри барабана, измельчая руду ударом и истиранием. Критическим числом оборотов барабана мельницы называют такое число оборотов, при

котором дробящие тела, прилегающие к внутренней поверхности барабана, прижимаются центробежной силой к этой поверхности и вращаются вместе с барабаном, не отрываясь. Практически шаровые мельницы работают при скорости вращения, составляющей 70...85% критической.

Мельницы, как правило, работают непрерывно. При этом исходную руду с водой подают в одном конце барабана через полуу цапфу, а с другой стороны сливается пульпа, (взвесь мелких частиц в воде). Степень измельчения регулируют скоростью загрузки материала, и, следовательно, продолжительностью пребывания материала в мельнице. Измельчение может быть сухим и мокрым. Обычно применяют мокрое измельчение, позволяющее избежать комкования и распыления материала. Такое измельчение более производительное, оно протекает без образования пыли и позволяет легко транспортировать измельченные продукты в виде пульпы. Сухое измельчение применяют при недопустимости контакта дробимого материала с водой или если продукт измельчения перерабатывают в сухом виде.

Оценку результатов дробления проводят по степени дробления (измельчения) и эффективности работы дробилок (мельниц). Степенью дробления (измельчения) называют отношение размеров зерен исходного материала к размеру зерен дробленого (измельченного) продукта. Степень дробления является количественной характеристикой процесса, показывающей, во сколько раз при дроблении или измельчении уменьшился размер зерен материала. Со степенью дробления связаны расход энергии при дроблении и производительность дробилки или мельницы. При ориентировочных определениях степени дробления чаще всего находят по формуле

$$i = D_{\text{МАХ}}/d_{\text{МАХ}},$$

где  $D_{\text{МАХ}}$  и  $d_{\text{МАХ}}$  –размеры максимальных кусков материала до и после дробления соответственно, при этом значения  $D_{\text{МАХ}}$  и  $d_{\text{МАХ}}$  принимают равными наименьшей величине отверстий сит, через которые при рассеивании (грохочении) куски еще проходят. Форма отверстий сит при такой оценке должна быть одинаковой, так как она влияет на результаты грохочения. Для характеристики дробилок применяют так называемую конструктивную степень дробления, вычисляемую по формулам

$$i = B/b; i = 0,85B/b.$$

Здесь  $B$  – ширина загрузочного отверстия дробилки, мм, а  $b$  – ширина выпускной щели дробилки, мм.

Приведенные формулы характеризуют процесс дробления недостаточно полно. При дроблении или измельчении двух материалов с одинаковыми значениями  $D_{\text{МАХ}}$  и  $d_{\text{МАХ}}$  распределение зерен по крупности внутри этого интервала размеров может быть различным. Следовательно, степень дробления правильнее находить как отношение средних диаметров  $i = D_{\text{СР}}/d_{\text{СР}}$ .

Раздробить куски руды до требуемой крупности в один приём невозможно или экономически нецелесообразно, поэтому операцию дробления от исходной

крупности до конечной подразделяют на несколько стадий, т. е. проводят постепенно на нескольких машинах.

В технологическую схему дробильного передела включают операции грохочения. Грохочение – это процесс разделения материала на классы по крупности путем просеивания его через одно или несколько сит (решет), закрепленных в машинах для грохочения – грохотах. Материал, поступающий на грохочение, называют исходным, а продукты грохочения – классами крупности (или фракциями). Оставшийся на сите материал называют надрешетным продуктом, а провалившийся через отверстия сита – подрешетным. Класс, используемый как готовый товарный продукт, называют сортом.

Последовательный ряд размеров отверстий сит (от больших к меньшим), принятых при грохочении, называют шкалой грохочения (классификации), а постоянное отношение размеров отверстий смежных сит – модулем шкалы грохочения. Например, для шкалы грохочения 48, 24, 12, 6, 3 мм модуль  $m = 2$ . При грохочении материалов на  $n$  ситах получают  $(n + 1)$  продуктов.

Крупность класса обозначают тремя способами:  $-l_1 + l_2$ ;  $l_1 - l_2$ ;  $l_2 - l_1$ . Здесь  $l_1$  – размер ячеек сита, через которое зерна, составляющие класс, прошли, а  $l_2$  – размер ячеек сита, на котором эти зерна остались. Например, материал, прошедший через сито с отверстиями 25 мм и оставшийся на сите с отверстиями 10 мм, может быть обозначен класс  $-25 + 10$  мм, класс  $20 - 10$  мм или класс  $10 - 25$  мм. Наиболее широко применяют первый и третий способы обозначения классов. Аналогично классы могут быть обозначены через размеры зёрен  $d_1$  и  $d_2$ . Фактически в получаемых при рассеве классах размеры кусков материала неправильной формы  $d_1$  могут быть больше величины отверстий сита  $l_1$ , а размер наименьших кусков материала  $d_2$  – меньше отверстий  $l_2$ . Поэтому обозначения крупности классов  $-d_1 + d_2$  или  $d_2 - d_1$  указывают лишь на то, что данный класс был получен последовательным просеиванием материала на двух ситах с отверстиями  $l_1 = d_1$  и  $l_2 = d_2$ . Различают следующие виды грохочения: вспомогательное, подготовительное, самостоятельное, в целях обезвоживания (обесшламливания) и избирательное.

Вспомогательное грохочение применяют для отделения готового по крупности материала от исходного, поступающего на дробление, или для контроля крупности дробленого продукта; первый вид грохочения называют предварительным, второй – контрольным. Подготовительное грохочение применяют для разделения исходного материала по крупности на классы перед последующими операциями обогащения в целях повышения их эффективности. Самостоятельным называют грохочение, продукты которого являются товарными и направляются потребителю. Грохочение в целях обезвоживания находит широкое применение для первичного отделения воды от продуктов обработки. При обработке минеральных суспензий попутно с обезвоживанием продуктов обогащения на грохотах отделяют кондиционную суспензию и отмывают с поверхности частиц материала остаток утяжелителя. Избирательное грохочение применяют в тех случаях, когда различные классы материала отличаются по качеству. Этот вид грохочения можно называть также операцией обогащения по крупности.



Количественно грохочение оценивают производительностью, т. е. количеством тонн исходного материала (иногда нижнего продукта), рассеянного в час, и эффективностью, т. е. полнотой выделения мелочи из исходного материала. Два грохота можно сравнивать по производительности при условии, что оба они обеспечивают одинаковую эффективность грохочения.

Применяемые в практике грохочения полезных ископаемых грохоты могут быть подразделены по конструкции и принципу действия на несколько групп. На обогатительных фабриках, перерабатывающих руды цветных и редких металлов, применяют, в основном, колосниковые, гирационные, инерционные, барабанные и дуговые грохоты.

Для отделения от измельченного материала зерен с размером, превышающим заданный, используют классификаторы различных типов. Классификация – это процесс разделения смеси зерен различной крупности в воде или воздухе на классы по скорости их падения в среде (гидравлической крупности). В результате классификации получают два продукта и более. Если все зерна имеют одинаковую плотность, то зерна с одинаковой гидравлической крупностью имеют и одинаковые геометрические размеры. При классификации смеси зерен разной плотности одинаковую гидравлическую крупность имеют геометрически крупные зерна менее плотного минерала и мелкие зерна более плотного минерала. Процесс классификации организуют таким образом, чтобы в одном классе наиболее крупные зерна большей плотности были меньше самых мелких зерен меньшей плотности. Крупные зерна, размер которых превышает заданный (граничный), возвращают на измельчение. Классификации подвергают материал крупностью не более 6...8 мм; обычно максимальная крупность зерен, поступающих на классификацию, не превышает 3...4 мм. Для классификации наиболее широко используют гидроциклоны и спиральные классификаторы (рис. 3.4). При эксплуатации гидроциклоны удобнее классификаторов, так как просты по устройству и не имеют движущихся частей. Объем материала, находящегося в гидроциклонах, мал по сравнению с объемом пульпы в механических классификаторах. Это облегчает пуск и остановку агрегата мельница – гидроциклон, а также уменьшает окисление руды вследствие незначительного времени пребывания ее в цикле измельчения.

Наиболее совершенными гидравлическими классификаторами, вошедшими в практику обогащения, являются камерные гидравлические классификаторы со стесненным падением частиц. (рис. 3.5.).

Дробление и, особенно, измельчение весьма энергоемкие операции. В этих операциях расходуется около половины энергии, потребляемой обогатительной фабрикой, а их стоимость составляет до 60% всех затрат на получение концентрата. Поэтому стремятся в возможно большей степени сократить объем материала, направляемого в эти операции, руководствуясь принципом –«Не дробить ничего лишнего». В материале, подлежащем дроблению или измельчению, всегда имеются куски (зерна) меньше того размера, до которого идет дробление в данной стадии. Такие куски целесообразно выделить из исходного материала перед дробильными или измельчительными машинами на грохотах или в классификаторах.

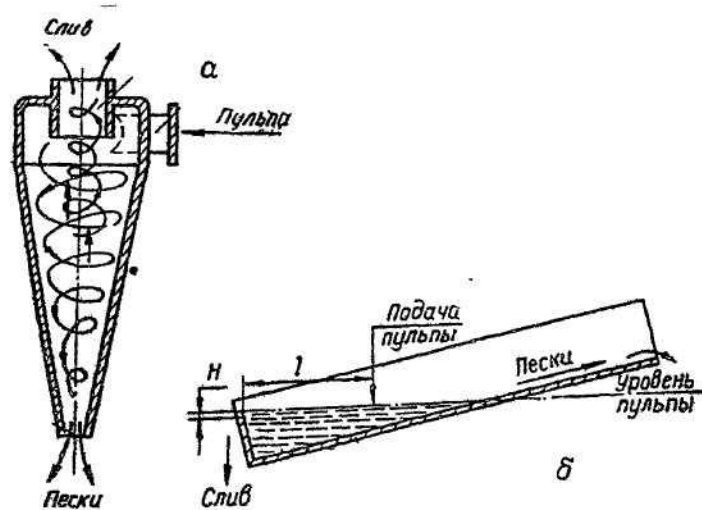


Рис. 3.4. Принципиальные схемы классификаторов:  
 а) гидроциклон; б) спиральный классификатор

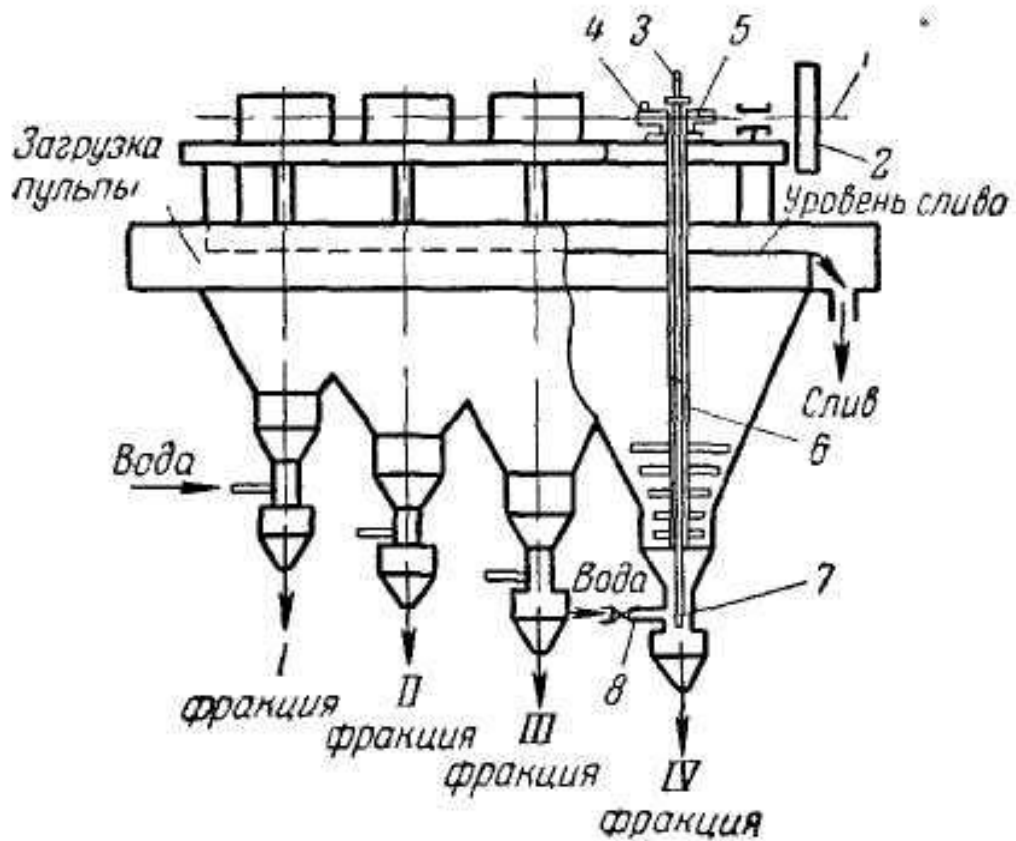


Рис. 3.5. Камерный гидравлический классификатор:

1 – вал привода; 2 – шкив; 3 – стержень клапана; 4 – кулачок на колесе для подъема стержня клапана; 5 – червячное колесо; 6 – полый вал с мешалками; 7 – шар клапана разгрузки; 8 – кран для регулирования расхода воды

Для этого используют предварительное грохочение или классификацию. В материале, подлежащем измельчению, всегда содержится некоторое количество зерен, уже не являющихся сростками полезных минералов с пустой породой. Ко-

гда таких зерен содержится большое количество или когда они представляют собой весьма ценные минералы, которые могут быть потеряны вследствие переизмельчения, для их извлечения вводят промежуточные операции обогащения. В продукте дробления всегда содержится значительное количество избыточных зерен, размер которых больше размера выходной щели дробилки. Кроме того, попадание в готовый продукт зерен, крупнее заданного может привести к неполному раскрытию полезного минерала и, как следствие, уменьшению его извлечения в концентрат. Поэтому, дробление и измельчение должны быть организованы таким образом, чтобы обеспечить выполнение принципа – «Не пропускать крупного». Для этого используют операции операции поперочного дробления или классификации.

Дробилки и мельницы могут работать в открытом и замкнутом циклах (рис. 3.6). При открытом цикле материал проходит через дробилку или мельницу один раз и в дробленом продукте всегда присутствуют избыточные зерна. При замкнутом цикле материал проходит через дробилку или мельницу неоднократно. Дробленый продукт поступает на классифицирующий аппарат, выделяющий из него куски избыточного размера, которые возвращают для додображивания (доизмельчения) в ту же дробилку или мельницу. Барабанные шаровые, стержневые и рудногалечные мельницы работают в замкнутом цикле и, реже, в открытом или частично открытом циклах. Измельчение в открытом цикле применяют для стержневых мельниц при сухом и мокром измельчении, а для шаровых – только при сухом. Обычно для этой цели применяются стержневые мельницы, которые работают эффективно и обеспечивают высокую производительность. Продукты измельчения стержневых мельниц, работающих в открытом цикле, могут быть направлены на гравитационное и магнитное обогащение.

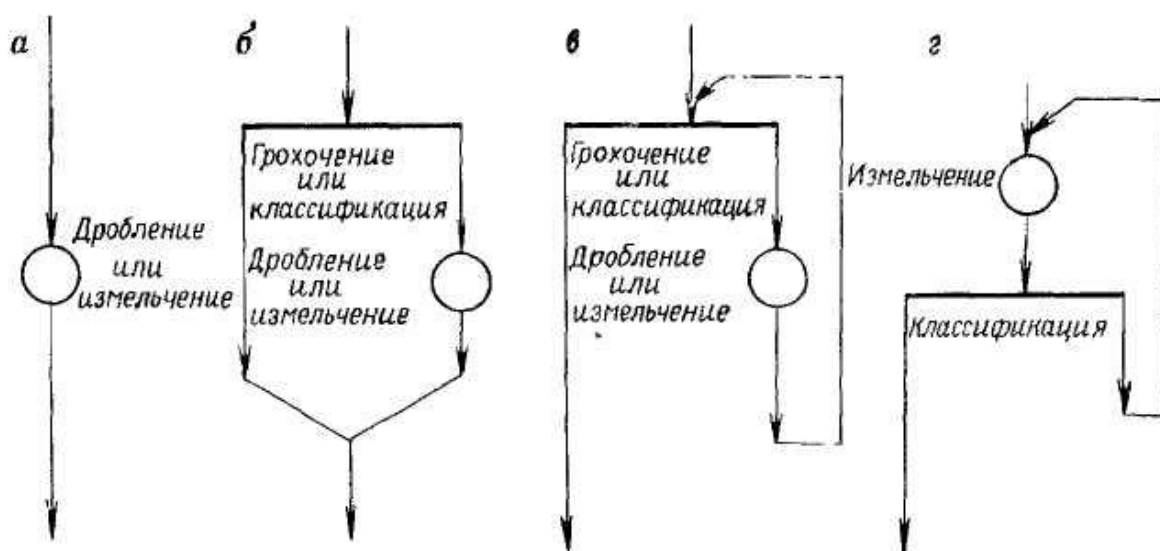


Рис. 3.6. Схемы открытого и замкнутого циклов дробления и измельчения:

*а* – открытый цикл; *б* – открытый цикл с предварительным грохочением или классификацией; *в* – замкнутый цикл с совмещенными предварительной и поперочной классификациями; *г* – замкнутый цикл

## 4. Гравитационные процессы обогащения

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

К гравитационным процессам относятся отсадка, концентрация на столах, обогащение на шлюзах, желобах, винтовых сепараторах, обогащение в тяжелых жидкостях и суспензиях гравитационная классификация сгущение пульпы и, частично, промывка руд.

В качестве среды, в которой осуществляется гравитационное обогащение, используют воду, воздух, тяжелые, суспензии и жидкости.

Разделение частиц при гравитационном обогащении обычно происходит в движущейся среде с достаточно большим содержанием твердого. В этих условиях на частицы кроме силы тяжести действуют силы:

- гидродинамические (подъемная сила и сила сопротивления при обтекании частиц жидкостью);
- возникающие при столкновении частиц и их трении;
- трения частиц о дно или стенки машины, в которой осуществляется обогащение.

Определяющей силой является гравитационная, хотя ее действие нельзя рассматривать изолированно от других указанных сил. Гравитационная сила определяется массой тела и ускорением свободного падения  $g$ . Сообщение частицам знакопеременных симметричных ускорений (например, с помощью вибраций) со средним значением больше  $g$  неизбежно уменьшает влияние гравитационной силы, увеличивая перемешивание частиц, что, в конечном счете, должно приводить к ухудшению процесса разделения. Поэтому в применяемых на практике гравитационных машинах и аппаратах (за исключением промывочных машин), ускорение, сообщаемое частицам внешними силами, как правило, не превосходит ускорения силы тяжести.

В гравитационной машине (аппарате) частицы руды транспортируются вдоль нее водой, воздухом или с помощью вибраций поверхности, на которой производится обогащение, одновременно перемещаясь в вертикальном или близком к нему направлении под действием силы тяжести. Распределение частиц по высоте потока, определяющее их разделение, происходит в соответствии с их крупностью, плотностью и формой в результате совместного действия указанных сил. При одинаковой крупности и форме частиц разделение происходит тем успешнее, чем больше разница в плотностях разделяемых минералов. Можно выделить два вида разделения частиц – гидравлическое, при котором силы взаимодействия между частицами малы по сравнению с гидродинамическими силами, и сегрегационное, при которых силы взаимодействия между частицами преобладают над гидродинамическими.

Сегрегация имеет значение для тех гравитационных процессов, при которых объемное содержание твердого в пульпе достаточно велико (40...50 %). К таким

процессам относятся, например, отсадка, концентрация на столах и в суживающихся желобах. Для промывки и обогащения в тяжелых суспензиях (за исключением обогащения на виброжелобах) сегрегация не имеет существенного значения. При гравитационном обогащении часто в одной машине сочетаются оба процесса – гидравлическое разделение и сегрегация.

В гравитационных аппаратах и машинах разделение частиц происходит в разрыхленных слоях, в которых твердые частицы находятся во взвешенном состоянии, обусловливаемом воздействием на них жидкости, газа или вибрирующих твердых стенок. Толщина взвешенных слоев колеблется в широких пределах – от нескольких метров (тяжелосредние сепараторы, сгустители, гравитационные классификаторы) до миллиметров (концентрационные столы, шлюзы).

Гравитационные процессы являются массовыми, в них одновременно участвует большое количество частиц, физические свойства которых (плотность, размер, форма) изменяются, как правило, не скачкообразно, а непрерывно в определенных интервалах. Массовость и наличие неупорядоченного перемешивания, вызванного турбулентными пульсациями среды и соударениями частиц, позволяют характеризовать гравитационные процессы как «квазидиффузию частиц», происходящую в полях силы тяжести и гидродинамических. При этом, кроме закономерного перемещения частиц, приводящего к их разделению, наблюдается случайное перемещение, нарушающее разделение и существенно замедляющее процесс. Как показывают исследования, случайные перемещения при гравитационных процессах подчиняются статистическим закономерностям.

#### **4.1. Промывка**

Промывкой называется процесс дезинтеграции (разрыхления, диспергирования) глинистого материала, содержащегося в руде, с одновременным отделением его от рудных частиц в виде глинистой суспензии (шлама) под действием воды и соответствующих устройств. Глинистые примеси могут находиться в горной массе в виде примазок и пленок на рудных частицах, конгломератов с кусками руды и отдельных комьев. В руде, поступающей на переработку, возможно присутствие глинистых примесей во всех трех состояниях.

Промывка может быть самостоятельным процессом, в результате которого выделяется концентрат, или подготовительным процессом, после которого мытая руда направляется на дальнейшее обогащение. Процесс промывки широко применяют при обогащении выветренных и разрушенных железных и марганцевых руд, россыпей цветных, редких и благородных металлов, нерудных строительных материалов (щебень, гравий и песок), кварцевых песков, флюсовых известняков и других материалов, в которых нерудная часть полностью или частично перешла в глинистое состояние

При выборе схемы и оборудования для промывки применительно к конкретным условиям необходимо оценить промывистость материала. Под промывистостью руды понимают способность материала очищаться от глинистых примесей в процессе промывки. Промывистость материала определяется физико-механическими свойствами глинистых примесей (гранулометрическим составом,

пластичностью, пластической прочностью и минералопетрографической характеристикой) и промываемой руды (гранулометрическим составом, содержанием глинистых примесей и др.). В зависимости от содержания частиц размером менее 0,005 мм материалы подразделяют на легкопромывистые (до 25 мас.%), среднепромывистые (25...50 мас.%) и труднопромывистые (более 50 мас.%).

Интенсивность промывки зависит как от физико-механических свойств промываемого материала и размывающей способности жидкой среды, так и от механического воздействия применяемых машин. На эффективность промывки могут оказывать влияние способ подготовки руды перед промывкой,

Промывочные машины различают по конструкции и способам дезинтеграции глинистого материала и отделения шламов.

Для промывки легкопромывистых руд или для отделения шламов и мелочи из предварительно дезинтегрированных руд применяются плоские вибрационные грохоты обычных конструкций, оборудованные устройствами для подачи воды.

Промывку в желобе производят в потоке воды и струей воды, вытекающей с большой скоростью из насадки. При движении материала в потоке воды крупные куски скользят и перекатываются, что способствует лучшей отмывке шламов. Эффективность промывки на желобе зависит от удельного расхода воды, длины и уклона желоба. Отделение крупного кускового материала от эфелей (зерен 0,2–25 мм) производят на решетке, устанавливаемой на плинтусах по всей длине желоба, и на неподвижном грохоте, расположенном в конце желоба.

Гидравлический вашгерд представляет собой наклонный желоб с решетом (с отверстиями размером до 15 мм), уложенным на рейке высотой 100...150 мм. Перед вашгердом устанавливают гидромонитор, который направленной струей воды поднимает материал на просеивающую поверхность, дезинтегрируя при этом глинистые включения. Продукт, прошедший через решето желоба, направляют на шлюзы для дальнейшего его обогащения.

Барабанные промывочные грохоты и бутары, в основном, имеют такое же устройство, как барабанные грохоты, предназначенные для грохочения, и отличаются от последних наличием приспособлений для более интенсивного механического и гидравлического воздействия на руду. Грохоты предназначены для легкопромывистых руд с небольшим количеством глинистых примесей, а бутары – для руд легкой и средней промывистости крупностью 200...300 мм. Бутары, по сравнению с промывочными грохотами, имеют более мощную конструкцию, большее отношение длины к диаметру и более высокие кольцевые пороги. На внутренней поверхности барабана бутары установлены продольные наборники (пластины, угольники) для разрыхления руды и кольцевые пороги. Мелкий материал, прошедший через перфорированную часть барабана, собирают в лоток, установленный под бутарой, и направляют на дальнейшую стадию обработки; крупные куски разгружаются через торцовую горловину. Некоторые бутары имеют барабан конической формы. Для труднопромывистых пород в бутарах устанавливают дополнительные цепи и кольцевые пороги. Для промывки средне- и труднопромывистых руд крупностью до 300 мм предназначены скрубберы и скруббер-бутары. Скрубберы, в отличие от барабанных грохотов и бутар, имеют

глухие барабаны с торцовыми стенками, снабженными горловинами для загрузки и разгрузки материала. Внутри барабан имеет дезинтегрирующие и перемешивающие устройства. В горизонтально установленных скрубберах дезинтегрирующие устройства (лопасти, выступы) располагают по винтовой линии, что обеспечивает продвижение материала к разгрузочному концу. В процессе работы скруббера поступающая в барабан через загрузочное отверстие руда подвергается воздействию перемешивающих и транспортирующих лопастей, создающих при вращении барабана каскадное движение материала.

Скруббер-бутара (рис. 4.1.) отличается от скруббера наличием консольной конической бутары, которая крепится к барабану скруббера при помощи фланца.

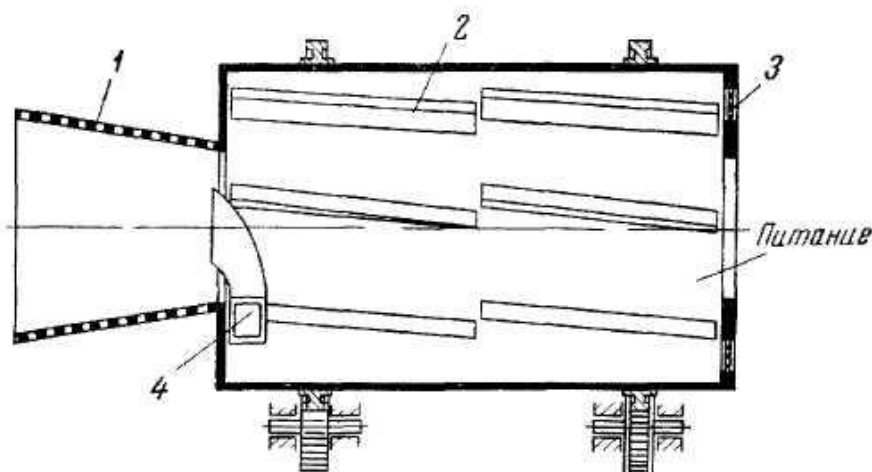


Рис. 4.1. Скруббер-бутара:

1 – конический грохот (бутара); 2 – лопасти для подъема и транспортировки руды в барабане; 3 – решетки для слива шлама; 4 – разгрузочная улитка для мытого продукта.

Она предназначена для работы тех же условий, что и скруббер, но обеспечивает дополнительную сортировку и обезвоживание промытого материала. Устанавливается она горизонтально или с углом наклона до  $6^\circ$ . Благодаря лопастям и большой частоте вращения барабана (70...80 % критической) движение руды приобретает водопадный характер. В результате обрушения рудной массы и интенсивного трения материала глина, находящаяся в руде, отмывается и переходит в воду, подаваемую в скруббер-бутару. Благодаря разности диаметров загрузочного и разгрузочного отверстий создается поток пульпы по направлению движения материала (прямочная схема промывки). Промытый материал лопастями перемещается вдоль барабана скруббера и выгружается в барабан бутары для ополаскивания и выделения мелкой фракции, которая вместе со шламами проходит через отверстия и попадает в лоток, расположенный под бутарой. Обезвоженная мытая руда разгружается в конце бутары.

Корытные мойки, подразделяемые на наклонные, горизонтальные и комбинированные, предназначены для промывки средне- и труднопромывистых руд. Наклонные корытные мойки (рис. 4.2.) являются одним из наиболее распространенных типов промывочных машин. Горизонтальные и комбинированные корыт-

ные мойки не получили широкого распространения из-за более сложной конструкции, предусматривающей дополнительные устройства по выгрузке и обезвоживанию промытого продукта.

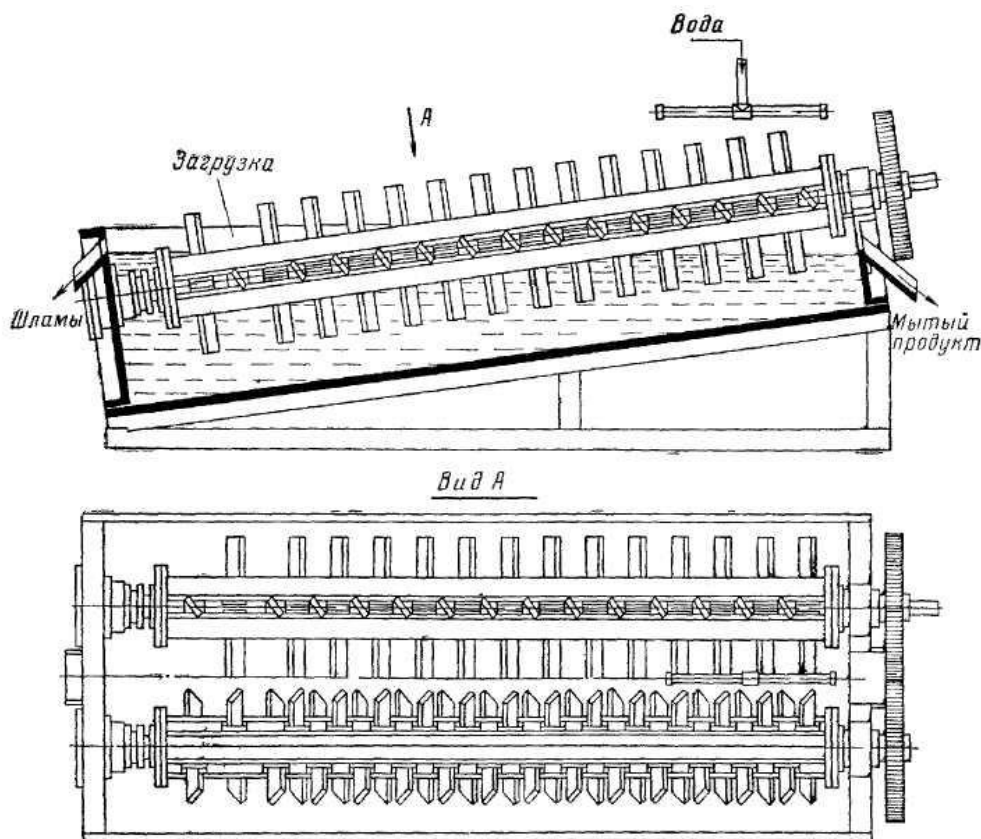


Рис. 4.2. Наклонная корытная мойка

Вибромойки применяют для промывки средне- и труднопромывистых руд крупностью 20...150 мм с содержанием глинистых примесей до 15 %, в том числе колевой глины до 7 %, и выполняют с рабочим органом в виде труб или желобов.

#### 4.2. Обогащение в тяжелых средах

Обогащение в тяжелых средах основано на разделении минеральных компонентов полезного ископаемого по плотности. Если смесь зерен поместить в среду, плотность которой имеет промежуточное значение между легкими и тяжелыми минералами, то произойдет разделение смеси на ее составляющие компоненты. Зерна, плотность которых больше плотности тяжелой среды, утонут, а более легкие всплывут на ее поверхность.

В качестве тяжелых сред применяют тяжелые жидкости и суспензии.

Существуют три основных типа тяжелых жидкостей: галоидзамещенные углеводороды (плотность 1,2...3,3 г/см<sup>3</sup>), водные растворы солей (плотность 1...4,3 г/см<sup>3</sup>) и соли с низкой температурой плавления (плотность расплава до 4,7 г/см<sup>3</sup>).

Органические тяжелые жидкости вследствие значительной стоимости, больших потерь с продуктами обогащения, значительных затрат на регенерацию, и токсичности не нашли применения в практике обогащения и используются при



проведении лабораторных работ. Изучается возможность применения органических жидкостей для промышленного обогащения оловянных, вольфрамовых, алмазных и других руд.

Растворы хлорида кальция ( $\text{CaCl}_2$ ) и хлорида цинка ( $\text{ZnCl}_2$ ), нашли большее применение, чем органические тяжелые жидкости. Раствор хлорида кальция иногда применяют для промышленных целей, а раствор хлорида цинка – при исследованиях углей на обогатимость.

Наибольшее промышленное значение имеет обогащение в тяжелой суспензии, т. е. во взвеси тонких минеральных частиц в воде. Обогащение полезных ископаемых в минеральных суспензиях характеризуется высокой эффективностью. Это обусловлено тем, что в тяжелых средах, согласно закону Архимеда, потери в весе погруженных тел больше, чем в водной среде. Обогащение в тяжелых суспензиях можно применять к любым крупновкрапленным полезным ископаемым, которые при сравнительно крупном дроблении обеспечивают достаточно полное раскрытие минералов и из которых при разделении выделяется не менее 15...20 % продукта с отвальным содержанием ценного компонента. В результате уменьшается количество материала, поступающего на дальнейшее обогащение, и растет концентрация ценного компонента в нем; получаемая пустая порода может быть использована в качестве строительного материала. Благодаря низкой стоимости обогащения в тяжелых суспензиях снижается общая стоимость переработки руды на обогатительных фабриках. Обогащение в тяжелых суспензиях успешно осуществляют при крупности кусков руды до 100 и даже до 300 мм.

В промышленности применяют, в основном, следующие утяжелители (суспензоиды): магнетит, кварцевый песок, ферросилиций и галенит. Свойства этих утяжелителей приведены в табл.3.

Наибольшее распространение получил ферросилиций – сплав железа с кремнием, содержащий от 15 до 20 мас.%. кремния Более высокое содержание кремния ухудшает магнитные свойства ферросилиция и затрудняет его регенерацию; при более низком содержании кремния он плохо дробится и сравнительно легко окисляется Наиболее эффективно применение гранулированного ферросилиция, зерна которого имеют шарообразную форму. Из такого ферросилиция можно приготовить суспензию плотностью до  $3800 \text{ кг/м}^3$  при низкой вязкости. Гранулированный ферросилиций, кроме того, хорошо отмывается от продуктов обогащения и регенерируется с небольшими потерями.

Галенит  $\text{PbS}$  из-за небольшой твердости быстро шламуется, загрязняет суспензию и увеличивает ее вязкость. Кроме того, он дефицитен и его применяют только для обогащения свинецсодержащих руд.

Магнетит  $\text{Fe}_3\text{O}_4$  часто служит в качестве добавки при приготовлении суспензии из ферросилиция.

Минеральные суспензии представляют собой двухфазные системы жидкое – твердое. Наиболее важными свойствами суспензий, применяемых при обогащении, являются плотность, вязкость и устойчивость суспензии, т. е. сохранение постоянства концентрации утяжелителя в различных по высоте слоях. Для получе-

ния достаточно устойчивых и по возможности маловязких суспензий в практике обогащения применяют утяжелители с определенной крупностью зерен.

Таблица 3

Характеристики основных утяжелителей, применяемых при обогащении

Утяжелитель	Плотность утяжелителя, кг/м <sup>3</sup>	Максимально возможная плотность суспензии, кг/м <sup>3</sup>	Способ регенерации утяжелителя
Галенит (PbS)	7500	3300	Флотация
Магнетит (Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub> )	4900... 5200	2500	Магнитная сепарация
Ферросилиций (15...22 мас.% Si), измельченный	6400... 7000	3100	Магнитная сепарация
Ферросилиций (15...22 мас.% Si), гранулированный	6400... 7000	3500...3800	Магнитная сепарация
Кварцевый песок	2650	1500...1900	Классификация, сгущение

Технологическая эффективность (точность) разделения зависит от гравитационной и гранулометрической характеристик обогащаемого материала и конструктивных особенностей тяжелосредних сепараторов и свойств тяжелой суспензии.

Конструкции сепараторов для обогащения в тяжелых суспензиях весьма разнообразны (рис.4.3.).

Для возможно более полного разделения легкой и тяжелой фракций необходимо обеспечить достаточное время процесса, тем большее, чем труднее обогатима руда. Требуемая выдержка материала в сепараторе может быть обеспечена увеличением длины зоны разделения. Разгрузка легкой фракции осуществляется, как правило, переливом суспензии через сливной порог сепаратора. Тяжелая фракция разгружается сифоном, при помощи аэролифта или различными механическими приспособлениями (шнеком, ковшовыми или колесными элеваторами и др.). Сепараторы делятся на две, примерно равные по количеству типов, группы – прямоточные (разгрузка продуктов в одном направлении) и противоточные (разгрузка продуктов в противоположных направлениях). Прямоточные сепараторы позволяют применить более экономичные компоновочные решения при получении двух продуктов, но при разделении руды на три продукта предпочтительнее

противоточные сепараторы. Наибольшее распространение в практике обогащения руд получили конусные и барабанные сепараторы.

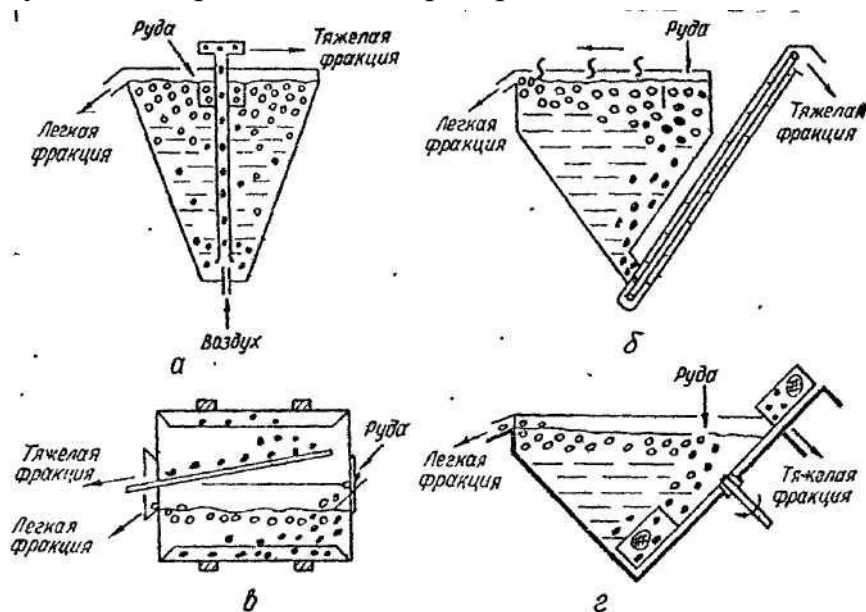


Рис.4.3. Принципиальные схемы основных типов тяжелосредних сепараторов: конусного (а), пирамидного (б), барабанного (в) и колесного (г)

В связи с тем, что тяжелые среды даже при относительно небольшой плотности обладают значительной вязкостью, в них возможно эффективное обогащение под действием гравитационных сил только крупнозернистого (более 2,5 мм) материала. Если сепарации подвергать минеральные зерна плотностью, близкой к плотности суспензии, то, ввиду уменьшения скорости перемещения частиц, снизятся и производительность сепаратора, и эффективность процесса. Увеличить скорость падения зерен в суспензии можно уменьшением ее вязкости или интенсификацией сил разделения – заменой гравитационного поля центробежным. Центробежные сепараторы (центрифуги и гидроциклоны) является весьма перспективным и позволяют обогащать более мелкий материал

По количеству конечных продуктов сепараторы подразделяют на двухпродуктовые (концентрат и хвосты) и трехпродуктовые (концентрат, промежуточный продукт и хвосты).

Длительная работа сепараторов приводит к тому, что циркулирующая суспензия постепенно насыщается тонкими частицами обогащенного материала. Эти частицы попадают в суспензию в результате нечеткой классификации обогащаемого материала перед поступлением его на сепаратор и истирания материала в процессе обогащения. Все это приводит к засорению суспензии, повышает ее вязкость и уменьшает текучесть. Полная замена загрязненной суспензии свежей нецелесообразна ввиду больших расходов утяжелителя. В связи с этим суспензию подвергают регенерации, т.е. восстановлению и возвращению в процесс, что значительно сокращает потери утяжелителя на 1 т обогащаемого продукта. Регенерацию производят при помощи гидравлической классификации, магнитной сепарации (если утяжелитель обладает магнитной восприимчивостью), флотации и концентрации на столах.

### 4.3. Отсадка

Среди гравитационных методов обогащения наибольшее распространение получило обогащение на отсадочных машинах.

Отсадка является процессом разделения смеси минеральных зерен по плотности в турбулентном водном или воздушном потоке, колеблющемся в вертикальном направлении с заданной амплитудой и частотой относительно разделяемой смеси, подаваемой на отсадочное решето, через отверстия которого и проходит поток. В практике обогащения руд отсадке подвергают материал крупностью от 0,25 до 100, а иногда до 150 мм. Отсадку широко применяют при обогащении угля, железных и марганцевых руд, оловянных, вольфрамовых и других руды редких металлов. Отсадкой обогащают также баритовые, флюоритовые, алмазные руды и известняки.

Процесс отсадки состоит из собственно отсадки (расслоения зерен по плотностям) и разгрузки расслоившихся минералов. Основной задачей при разгрузке продуктов является удаление их без нарушения результатов расслоения.

Технология отсадки зависит от крупности обогащаемой руды. При разделении крупного (более 3...5 мм материала) отверстия в решете делают меньше диаметра самых мелких зерен и обогащаемый материал располагается на решете, образуя постель. Исходный материал непрерывно подают с водой на решето и он движется вдоль решета к разгрузочному концу. В конце решета установлен порог, высота которого определяет толщину постели. Толщину постели при отсадке крупного материала принимают равной 5...10 диаметрам наибольших частиц в питании. Под решето отсадочной машины равномерно или периодически подают подрешетную воду. Необходимым условием разделения материалов по плотностям являются периодически повторяющиеся взвешивание и разрыхление постели, осуществляемые вертикальными колебаниями среды (или решета) и восходящим потоком подрешетной воды. Скорость восходящего потока должна обеспечить разрыхление слоя, но не должна выносить отдельные зерна из постели вверх независимо от их плотности и зависит от крупности и плотности разделяемых зерен и от толщины постели. Для разделения мелких классов небольшой плотности при малой толщине постели требуются колебания малой амплитуды и большой частоты. Напротив, для крупного материала большой плотности при значительной толщине слоя требуется создание колебаний умеренной частоты и большой амплитуды. Плотность постели, зависящая от ее разрыхления, является основным параметром, контроль которого при отсадке крупного материала позволяет надежно вести процесс расслоения и автоматизировать его. Разрыхленность любого слоя постели определяется относительным увеличением его высоты по сравнению со сплоченным состоянием и изменяется в течение цикла обычно в пределах 0,50...0,55.

При разрыхлении материала на решете восходящим потоком среды зерна получают возможность перемещаться в соответствии с их плотностями и размерами. Тяжелые зерна отстают от легких при движении с потоком среды вверх. В нисходящем потоке зерна движутся к решету до уплотнения постели. При этом

тяжелые зерна успевают ближе продвинуться к решетке, опережая легкие, а мелкие зерна до закрытия пор в постели успевают опуститься ниже, чем крупные зерна той же плотности. Поперечное действие восходящей и нисходящей струй воды создают, таким образом, условия для постепенного расслаивания (сегрегации) материала по плотностям и размерам зерен. Расслоение идет весьма интенсивно благодаря большому количеству пульсаций в единицу времени. В непрерывно действующей машине создается поток материала вдоль решетки от места загрузки к разгрузочному устройству и в поперечных сечениях по длине решетки наблюдается различная степень расслоения исходной смеси. В месте загрузки материал перемешан, а к месту выгрузки полностью расслоен. Непрерывно действующую отсадочную машину можно рассматривать как аппарат для разделения зерен в горизонтальном потоке с особыми условиями их перемещения под действием вертикального пульсирующего потока среды. При отсадке крупного материала, когда весь материал остается на решетке, слои различных зерен располагаются следующим образом: в самом низу находятся мелкие зерна высокой плотности, затем, снизу вверх, крупные тяжелые, мелкие легкие и, наконец, крупные легкие зерна. В этом случае, отделив нижний слой от верхнего, получают два продукта – концентрат и хвосты. Легкую фракцию разгружают через порог в конце отсадочной машины, а тяжелую – через вертикальные или горизонтальные щели с затворами различных конструкций.

Для повышения эффективности обогащения крупный материал перед отсадкой классифицируют на различные классы по крупности и каждый класс обогащают самостоятельно. Предварительная классификация крупного материала перед отсадкой производится для того, чтобы создать условия стесненного падения частиц, при котором отношение размеров зерен минералов с максимальным диаметром к размеру зерен с минимальным диаметром в каждом классе не превышало бы коэффициента равнопадаемости. Узкая шкала классификации дает лучшие результаты обогащения, однако требует установки большого количества грохотов и отсадочных машин с различными сетками. При отсадке происходит стесненное падение частиц, поэтому коэффициент равнопадаемости больше, чем при свободном падении частиц, и шкала классификации значительно расширяется, а количество отдельных классов и, следовательно, грохотов и отсадочных машин уменьшается. Так для кварца и галенита в свободных условиях коэффициент равнопадаемости составляет 3,12, а в стесненных – 5,2. Следовательно, для обогащения руды с размерами зерен менее 50 мм можно принять следующие классы:  $-50+9,6$ ;  $-9,6+1,85$  и  $-1,85$  мм.

В связи с быстрым изнашиванием и забиванием сит с отверстиями малых размеров при отсадке мелкого материала применяют сита с отверстиями несколько большими, чем максимальная крупность перерабатываемого материала, на которые укладывают искусственную постель из крупных зерен материала, плотность которого, как правило, несколько меньше плотности тяжелого минерала, но больше плотности промпродуктов и хвостов. При обогащении руд в качестве искусственной постели используют чугунную или стальную дробь или крупнозернистый концентрат, выделенный из обогащаемой руды. Крупность частиц искус-

ственной постели в 2,5...6 раз превышает наибольшую крупность частиц в питании. Мелкий обогащаемый материал, подаваемый на искусственную постель, образует надпостельный слой толщиной, обычно, в 20 раз большей, чем максимальная крупность частиц питания. Тяжелые зерна в этом случае в процессе отсадки проходят в подрешетное пространство и оттуда выгружаются, а хвосты остаются на поверхности постели и выгружаются с неё через порог в конце машины. Высоту искусственной постели принимают с учетом выхода подрешетного продукта – чем больше толщина постели тем меньше её пропускная способность и наоборот. Поэтому при отсадке богатых руд высота искусственной постели должна быть меньше, чем при отсадке руд с малым выходом концентрата.

Искусственная постель является не только своего рода решетом, но и средством разделения частиц. Она пропускает частицы тяжелых минералов и задерживает легкие. Изменяя параметры постели, можно управлять процессом отсадки.

Форма частиц искусственной постели оказывает влияние на выход подрешетного продукта, который больше для сферических частиц (дробь) и меньше для рудных частиц неправильной формы. Результат разделения зависит также от скорости восходящего потока подрешетной воды, подбираемой экспериментально. При отсадке мелкого материала с использованием искусственной постели однородные частицы располагаются в виде веера с наклоном лучей в сторону места разгрузки продуктов разделения. Этому способствует также неравномерность горизонтального движения разных по высоте слоев (нижние слои движутся медленнее). Через ближайший к загрузке питания участок искусственной постели проходят наиболее тяжелые частицы, через соседний с ним – тяжелые частицы и тяжелые сродки и т.д.

При установившемся режиме отсадки необходимо, чтобы слои продуктов не выходили за пределы соответствующих отсадочных отделений и выгружались по отдельности. Повышение производительности машины приводит к увеличению длины участков разгрузки отдельных продуктов.

В практике обогащения руд применяют отсадочные машины, в которых колебания водной среды создаются движениями поршня, решета, диафрагмы или пульсирующей подачей сжатого воздуха. Принципиальные схемы гидравлических отсадочных машин показаны на рис. 4.4.

Отсадочные машины с подвижным решетом при обогащении руд цветных и редких металлов применяются крайне редко и распространены, главным образом, при обогащении железных и марганцевых руд. крупностью от 3 до 40 мм.

Поршневые отсадочные машины применяют на некоторых фабриках для отсадки крупных и средних классов руды. Они обычно имеют две, три или четыре камеры. Колебания воды создаются движением поршня, ход которого регулируется эксцентриковым механизмом. Крупные тяжелые частицы разгружаются через ловушку, регулируемую заслонкой и порожком, а мелкие – через постель и решето. Хвосты (легкая фракция) разгружаются самотеком через сливной порог последней камеры. Поршневые отсадочные машины в настоящее время почти полностью заменены диафрагмовыми машинами, машинами с подвижным

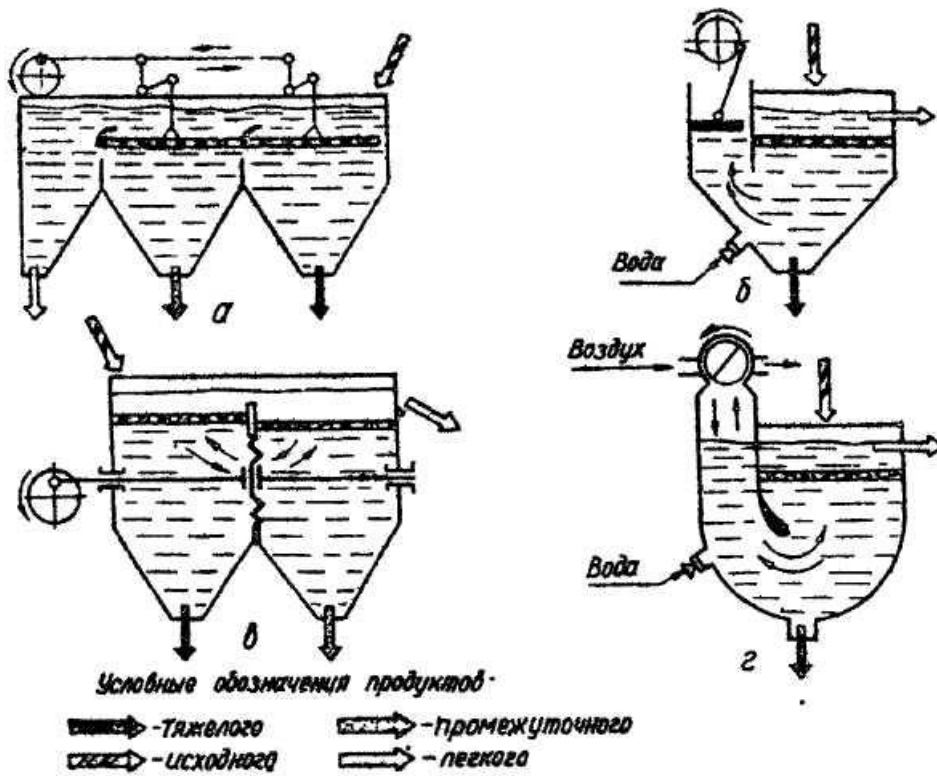


Рис. 4.4. Принципиальные схемы основных типов гидравлических отсадочных машин: а – с подвижным решетом; б – поршневая; в – диафрагмовая; г – воздушно-золотниковая (беспоршневая)

решетом и воздушно-пульсационными, имеющими более высокую удельную производительность и меньший расход воды и электроэнергии.

Отсадку мелких классов руды, как правило, производят на диафрагмовых и беспоршневых отсадочных машинах, а крупных и средних классов – на машинах с подвижным решетом, беспоршневых и, реже, поршневых отсадочных машинах.

Диафрагмовые отсадочные машины отличаются от поршневых тем, что в них поршень заменен резиновой диафрагмой, вертикальные движение которой создают вибрации пульпы. Диафрагмовые отсадочные машины широко применяют при обогащении россыпей золота, вольфрама и руд редких металлов. Изготавливают диафрагмовые отсадочные машины нескольких типов, отличающихся лишь расположением диафрагмы – верхним и в нижней части камеры машин.

Воздушно-пульсационные (беспоршневые) отсадочные машины отличаются от других использованием сжатого воздуха для создания колебаний воды в отсадочном отделении. Машины имеют воздушное и отсадочное отделения и снабжены универсальным приводом, обеспечивающим симметричный и асимметричный циклы отсадки и возможность регулирования подачи воздуха в камеры. Сжатый воздух поступает в воздушное отделение периодически через пульсаторы (золотниковые устройства). При впуске воздуха уровень воды в воздушном отделении понижается, а в отсадочном – повышается; при выпуске воздуха в атмосферу происходят обратные явления. Благодаря этому совершаются колебательные движения воды в отсадочном отделении. Крупный продукт обогащения удаляется

с решета разгрузочным устройством, мелкий – через искусственную постель. Хвосты, как обычно, разгружаются через сливной порог последней камеры.

Пневматические отсадочные машины предназначены для обогащения угля в воздушной и в отдельных случаях могут применяться для обогащения руд. По принципу действия они аналогичны отсадочным машинам для обогащения в водной среде.

#### **4.4. Обогащение в струе воды, текущей по наклонной плоскости**

Разделение частиц в потоках жидкости малой толщины осуществляется на концентрационных столах, шлюзах, в желобах и винтовых сепараторах. Движение пульпы в этих аппаратах происходит по наклонной поверхности под действием силы тяжести при малой (по сравнению с шириной и длиной) толщине потока. Угол продольного наклона дна аппарата к горизонтальной плоскости меньше угла трения частиц (при превышении которого частицы под действием силы тяжести скользят по наклонному дну в покоящейся жидкости) и составляет: для суживающихся желобов 14...18°; винтовых сепараторов 9...12°; концентрационных столов 1...10°; шлюзов 2...10°. Частицы в аппаратах транспортируются, в основном, потоком воды, за исключением концентрационных столов и шлюзов некоторых конструкций, в которых продольное перемещение частиц осуществляется под воздействием движения поверхности, на которой производится обогащение.

Перемещение твердых частиц потоком жидкости по наклонным поверхностям в гравитационных аппаратах происходит тремя способами: скольжением и перекачиванием по дну; скачкообразным движением с периодическим касанием дна и частично во взвешенном состоянии; полностью во взвешенном состоянии. Способ транспортирования частиц зависит от скорости и толщины потока, шероховатости поверхности, по которой происходит перемещение, гидравлической крупности частиц, концентрации и состава взвеси.

Перемещение частиц скольжением и перекачиванием по дну в струе воды происходит под действием сил тяжести, Архимедовой, лобового сопротивления жидкости, подъемной силы турбулентных вихрей и градиента скорости жидкости относительно дна и силы трения частицы о поверхность. Перемещение частиц во взвешенном состоянии происходит под действием тех же сил, что и при их скольжении, за исключением силы трения о поверхность.

При достижении зерном постоянной скорости силы, действующие на него, уравниваются. Предполагая, что коэффициенты гидродинамического сопротивления при движении частицы вдоль твердой поверхности и по перпендикуляру к ней равны коэффициенту сопротивления при ее свободном падении, получаем, что для малых углов  $\alpha$  наклона поверхности горизонту, когда  $\sin \alpha$  является малой величиной и  $\cos \alpha$  близок к единице, скорость транспортирования частиц скольжением по поверхности определяется уравнением, м/с:

$$v_{\text{ЧАСТ}} = v_{\text{CP},d} - \{f[v_{\text{CB}}^2 - (u'_{\text{CP}})^2]\}^{1/2}.$$



Здесь  $v_{\text{ЧАСТ}}$  – скорость частицы относительно дна, м/с;  $v_{\text{СР},d}$  – средняя скорость придонного слоя жидкости с толщиной, равной диаметру частицы, м/с;  $f$  – коэффициент трения частицы о дно;  $u'_{\text{СР}}$  – среднее по времени значение пульсационной составляющей скорости жидкости, нормальной к направлению потока, м/с;  $v_{\text{СВ}}$  – скорость свободного падения частицы в жидкости, м/с.

Предположение о равенстве коэффициентов сопротивления является грубым приближением к реальным условиям. Поэтому использовать полученное выражение можно только для качественных оценок.

Если скорость свободного падения частицы в жидкости больше вертикальной составляющей скорости жидкости, частица остается на наклонной плоскости, в противоположном случае зерно взвешивается в потоке жидкости.

Из полученной формулы следует, что скорость транспортирования частиц со скольжением по дну зависит от их гидравлической крупности ( $v_{\text{СВ}}$ ) и коэффициента трения. В частности, у равнопадающих частиц (имеющих одинаковые  $v_{\text{СВ}}$ ) скорость движения крупных (меньшей плотности) будет больше скорости движения мелких (большей плотности) вследствие увеличения средней скорости жидкости на расстоянии  $d_{\text{ЭКВ}}$  от дна. При равных размерах частиц зерна разной плотности имеют одинаковые значения  $v_{\text{СР},d}$  и  $u'_{\text{СР}}$ , но гидравлически более крупные частицы имеют большую величину  $v_{\text{СВ}}$  и, следовательно, меньшую скорость относительно дна.

Под действием турбулентных вихрей частицы периодически получают импульсы, направленные вверх, что приводит к скачкообразности движения частиц. Чем меньше гидравлическая крупность частиц, тем выше они взвешиваются вихревыми импульсами и тем равномернее распределяются по толщине потока. Поэтому, в потоке, текущем по желобу, на некотором расстоянии от его начала частицы распределяются таким образом, что содержание гидравлически крупных частиц в нижних слоях становится выше, чем в исходном продукте. Таким образом, любой желоб может являться гравитационным обогатительным аппаратом, если только осуществить разделение потока по высоте на части. Однако, степень концентрации при обогащении в желобах является небольшой (обычно не превышает 2,5...4). Для её повышения в гравитационных аппаратах используют, помимо перечисток разделенных продуктов (многоярусные конусные сепараторы), дополнительные воздействия на пульпу и находящиеся в ней частицы в виде вибраций (концентрационные столы, вибрационные аппараты для обогащения шламов) или центробежных ускорений (винтовые сепараторы). В некоторых аппаратах (например, шлюзах с движущейся лентой) для транспортирования осажденных продуктов применяют непрерывное однонаправленное движение рабочей поверхности.

#### 4.4.1. Обогащение на шлюзах и желобах

Шлюзы – простейшие аппараты для обогащения неклассифицированного материала с низким содержанием тяжелых минералов. Для получения хороших показателей обогащения на шлюзах необходимо, чтобы разница в плотностях породных и ценных минералов была значительной; обычно на шлюзах улавливают

минералы плотностью более  $6 \text{ г/см}^3$ . Шлюзы широко применяют при обогащении песков россыпных месторождений золота, платины, касситерита, вольфрамита, а также при обогащении руд, содержащих те же минералы.

Шлюз представляет собой слабонаклонный желоб прямоугольного сечения с параллельными бортами, на дно которого укладывают улавливающие покрытия (жесткие трафареты или мягкие коврики), предназначенные для удержания осевших частиц тяжелых минералов. Для обогащения тонких классов ( $-0,15 \text{ мм}$ ) применяют также специальные шлюзы без трафаретов.

В текущем по наклонной поверхности шлюза потоке пульпы происходит расслаивание твердых частиц по плотности и крупности. Тяжелые частицы отлагаются на дне желоба, а легкие катятся по дну. Самые гидравлически мелкие зерна движутся с водой во взвешенном состоянии и выносятся потоком в конце шлюза. Улавливанию и удержанию тяжелых частиц помогают шероховатые покрытия и деревянными или металлическими трафареты в виде брусьев, укладываемые на дно шлюза; трафареты и ворсистое покрытие являются важным фактором, определяющим качественные показатели работы шлюзов. Высота трафаретов не должна быть больше глубины потока. В свою очередь, глубина потока должна быть больше размера самого крупного куса в потоке в  $1,5 \dots 3$  раза. Расстояние между трафаретами зависит от скорости потока и составляет около  $100 \text{ мм}$ .

Трафареты создают вихревые потоки воды, а ворсистые покрытия увеличивают сопротивление движущимся по дну частицам и замедляют движение воды в ее нижних слоях. Вихревые потоки осадок все время промывают осадок, легкие частицы выносятся из осадка в поток, а их место занимают тяжелые частицы. Улавливающие покрытия дна, с одной стороны, задерживают опустившиеся частицы, с другой стороны, способствуя вихреобразованию, их взмучивают. На дне шлюза образуется движущаяся постель, в которой происходит расслаивание материала по плотности. Чрезмерное уплотнение постели почти прекращает турбулентное движение потока и это приводит к потерям тяжелых минералов в хвостах. Поэтому шлюзы необходимо своевременно освобождать от концентрата – споласкивать. Операция снятия концентрата называется съёмом. Оставшийся на дне шлюза осадок (шлих) обычно представляет собой грубый концентрат, который смывают в отдельный приемник и направляют в доводочные аппараты, устанавливаемые обычно вблизи шлюзов. Таким образом, шлюзы являются аппаратами периодического действия.

Условия эффективного обогащения на шлюзах определяются параметрами потока (высота, скорость, содержание твердого, уклон желоба) и улавливающих покрытий (тип, материал, интервалы между выступами), а также длиной желоба и физическими характеристиками частиц полезных компонентов и пустой породы (крупность, плотность, форма).

Различают шлюзы глубокого наполнения (высота потока больше  $30 - 40 \text{ мм}$ ) для обогащения материала крупнее  $20 \text{ мм}$  и шлюзы мелкого наполнения для обогащения материала мельче  $20 \text{ мм}$ .

Схема работы шлюза с глубоким наполнением для крупнозернистого материала приведена на рис. 4.5.

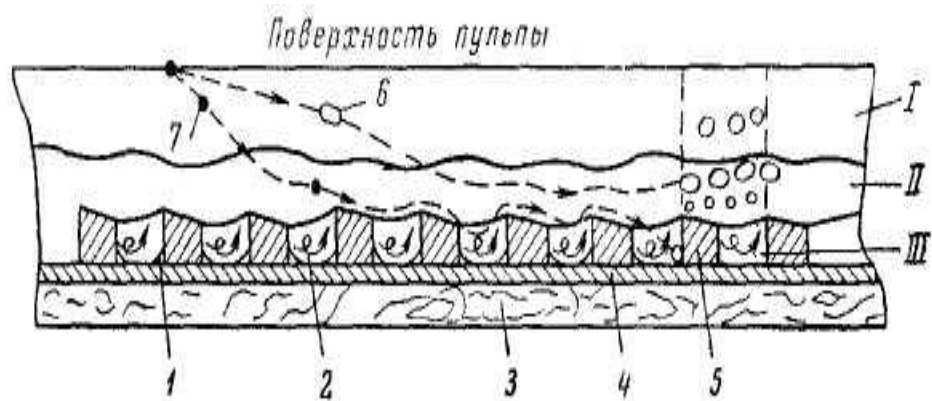


Рис. 4.5. Схема работы шлюза для крупнозернистого материала:  
 I – слой взвешенных частиц; II – слой первичной концентрации; III – слой окончательной концентрации; 1 – мертвое пространство; 2 – вихревые потоки; 3 – дно шлюза; 4 – мат; 5 – трафарет; 6 – крупная легкая частица и её путь; 7 – мелкая тяжелая частица и её путь

Для улавливания зерен тяжелых минералов из материала крупностью от 0,01 до 0,4 мм используют многоярусные автоматические шлюзы. Такой шлюз состоит из рамы, несущей пять дек (плоскостей), расположенных одна под другой (рис. 4.6). Размеры каждой деки: ширина 900 или 1800 мм, длина 1800 мм; угол наклона в рабочем положении около  $9^\circ$ . Деки покрыты рифленой резиной.

Исходная пульпа поступает на каждую деку отдельно из общего пульподелителя, смонтированного над рамой. Рама с деками может поворачиваться в вертикальной плоскости таким образом, что деки устанавливаются под углом около  $40^\circ$  в противоположную сторону. Специальный паузный механизм с гидравлическим исполнительным органом периодически перекрывает поток пульпы, поступающей в пульподелитель, направляет его на другие, параллельно работающие шлюзы, одновременно поворачивает деки и включает смывную воду в верхнем конце дек. Начинается сполоск (смыв осадка) шлюза, продолжающийся 1 мин. Осадок смывается в приемник. После этого механизм поворачивает деки в прежнее положение, включает питание и происходит намыв, длительность которого зависит от выхода концентрата. Затем цикл повторяется.

Шлюз с подвижным резиновым покрытием показан на рис. 4.7. Рабочим органом шлюза служит резиновая лента с бортами. Рабочая поверхность ленты имеет прямоугольные ячейки и поперечные пороги для осаждения тяжелых минералов. Лента движется периодически при сполоске, а осадок намывается при неподвижной ленте. Направление движения ленты обратное движению пульпы. Концентрат смывают с ленты водой во время огибания лентой приводного барабана. Периодичность включения ленты на сполоск (съем) концентрата устанавливают в зависимости от конкретных условий. Эти шлюзы рекомендуются для установки на драгах, разрабатывающих золотые и платиновые россыпи. Сполоск шлюзов полностью механизирован. В результате частых съемов концентрата на шлюзах удается несколько повысить извлечение металлов.

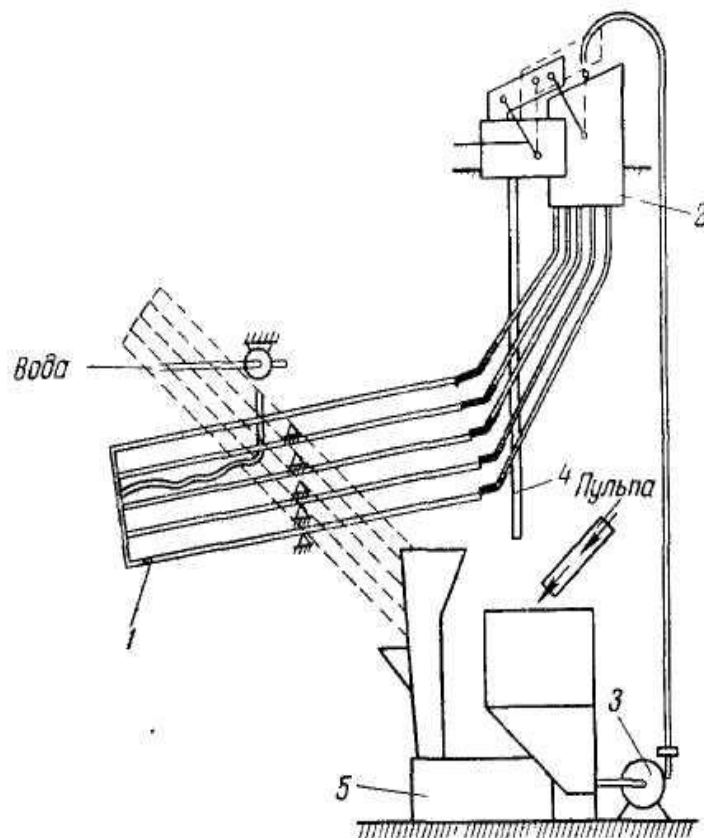


Рис. 4.6. Схема многоярусного автоматического шлюза:  
 1 – деки шлюза; 2 – пульподелитель; 3 – насос; 4 – труба для перелива; 5 – приемник для сполоска

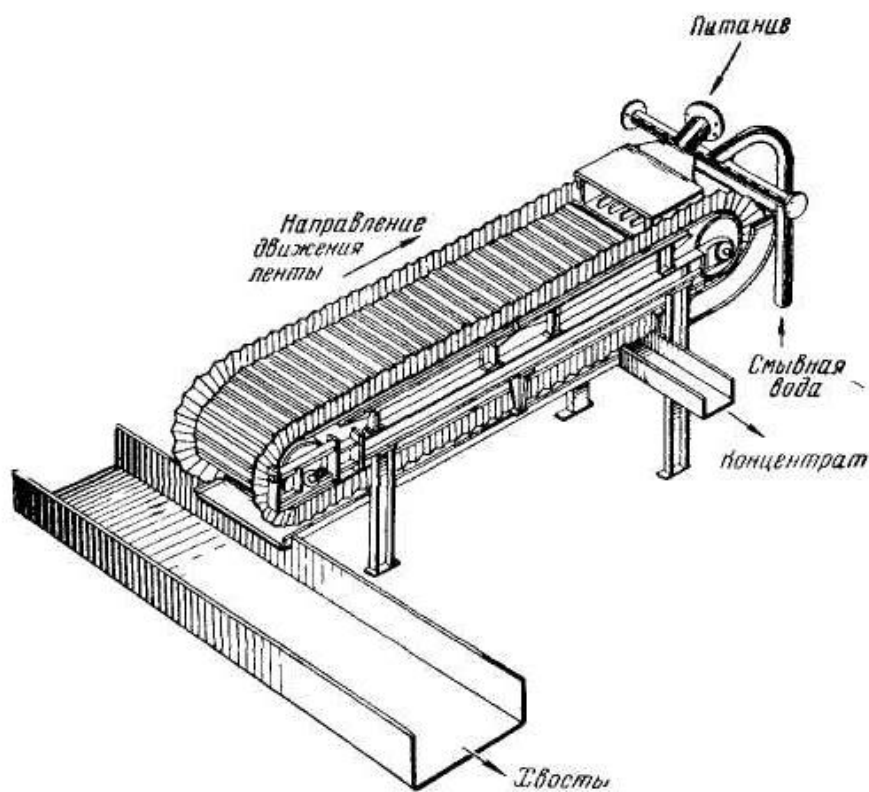


Рис. 4.7. Шлюз с подвижным резиновым покрытием

Основным видом желобов, применяемых для гравитационного обогащения, являются суживающиеся (струйные) желоба. Суживающиеся желоба являются устройствами непрерывного действия, предназначенными для гравитационного обогащения в слое жидкости, текущей по наклонной плоскости. Суживающиеся желоба применяют при обогащении песков, главным образом россыпных месторождений, в которых тяжелые минералы редких металлов, золото, серебро и платина представлены мелкими свободными частицами, существенно отличающимися по плотности от частиц породы. Их применяют также на железорудных обогатительных фабриках и некоторых фабриках, перерабатывающих коренные руды олова и редких металлов. На желобах обогащают материал крупностью от 2,5 до 0,04 мм. На суживающихся желобах получают, как правило, черновые концентраты и они успешно заменяют концентрационные столы в первой стадии обогащения там, где выделяется небольшой объем чернового концентрата при больших выходах хвостов

Суживающийся желоб (рис. 4.8) имеет плоское днище и сходящиеся под некоторым углом боковые стенки. Наиболее распространенные размеры желобов следующие: длина 610...1200 мм, ширина у загрузочного конца до 230 мм, у разгрузочного – 10...25 мм, угол наклона 15...20 °.

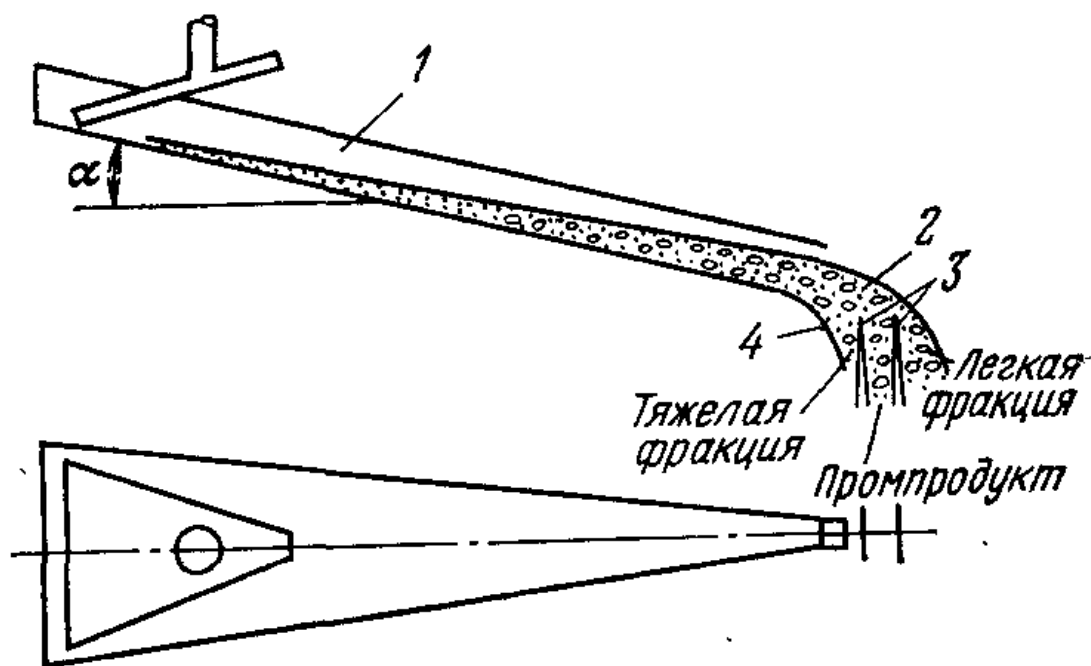


Рис. 4.8. Схема суживающегося желоба:

1 – желоб; 2 – веер пульпы; 3 – делители; 4 – закругления дна желоба

Пульпу с содержанием твердого 50...60 % по массе (25...30 % по объему) загружают на верхний широкий конец желоба, и она течет к узкому разгрузочному концу. Благодаря сужению желоба высота потока увеличивается от 1,5...2 мм у загрузочного конца до 7...12 мм у разгрузочного.

Средняя скорость движения пульпы по суживающемуся желобу зависит от объемной производительности и находится в пределах 0,3...1 м/с. Характер дви-

жения потока изменяется от ламинарного в начале желоба к турбулентному в конце его.

Вследствие сегрегации. и взмучивания частиц турбулентными вихрями, выносящими из придонного слоя частицы малой гидравлической крупности, у конца желоба в нижних слоях располагаются частицы большей плотности, а в верхних слоях – меньшей. Частицы меньше 0,05 мм для минералов плотностью 2,6...2,7 г/см<sup>3</sup> распределяются по высоте потока равномерно и плохо обогащаются на суживающихся желобах.

Днище разгрузочного конца желоба на выходе закруглено, поэтому нижние слои потока, имеющие небольшую скорость движения, отклоняются вниз. Верхние же слои потока, имеющие большую скорость движения, по инерции устремляются вперед. Поскольку скорость потока недостаточна для его разрыва, он растягивается, сужаясь в плане, что позволяет разделить его специальными рассекающими на отдельные струи с различным содержанием тяжелых минералов (концентрат, промпродукт, хвосты). Для выделения концентрата из придонного слоя потока могут быть использованы поперечные щели шириной 0,5...2 мм. Сужение желоба, а также закругление дна на конце его не являются принципиально необходимыми для процесса разделения частиц на аппарате, они служат лишь средствами увеличения толщины потока с целью более удобного его рассечения. При одинаковой удельной производительности на желобах с параллельными и суживающимися стенками получают практически одинаковые результаты. Однако, при постоянной производительности извлечение тяжелых минералов на желобе с параллельными стенками выше, чем на суживающемся, вследствие увеличения турбулентности на последнем.

Основными параметрами, определяющими процесс разделения частиц на суживающихся желобах, являются содержание твердого в питании, уклон желоба и производительность. Суживающиеся желоба могут применяться не только для гравитационного обогащения. Имеются примеры промышленного применения их для классификации строительного песка.

На суживающихся желобах можно дополнительно к разделению по плотности производить также флотацию минералов. Для этого в пульпу загружают необходимые реагенты, а в начальный участок желоба через пористое дно подают воздух. При этом кроме обычных продуктов на желобе выделяют еще пенный продукт, содержащий флотируемые минералы.

Аппараты, конструкции которых основаны на использовании суживающихся желобов, можно разделить на две группы: аппараты, состоящие из набора отдельных желобов в различных компоновочных вариантах – струйные сепараторы, и конусные сепараторы, состоящие из одного или нескольких конусов, каждый из которых представляет собой как бы набор радиально расположенных струйных желобов с общим днищем.

Схема конусного сепаратора приведена на рис. 4.9. Конусный сепаратор не имеет отдельных желобов, пульпа равномерно подается на край конической чаши, в нижнем конце которой у вершины конуса имеются перегородки, разделяющие поток на отдельные радиальные струи. Над чашей по оси конуса установлен

пульподелитель, вращающийся реактивным действием струи. Вращающиеся насадки пульподелителя равномерно и непрерывно распределяют пульпу по краю чаши. Под круглым отверстием по центру чаши устанавливаются две концентрические трубы, верхние края которых служат делительными перегородками – отсекающими. Внутренняя труба может телескопически перемещаться относительно наружной и тем самым обеспечивать регулирование отсекающей части потока, стекающего по кольцу с конической чаши. Под отсекающими трубами установлены приемные коробки для концентрата, промпродукта и хвостов. Наружный диаметр конической чаши 2...3 м.

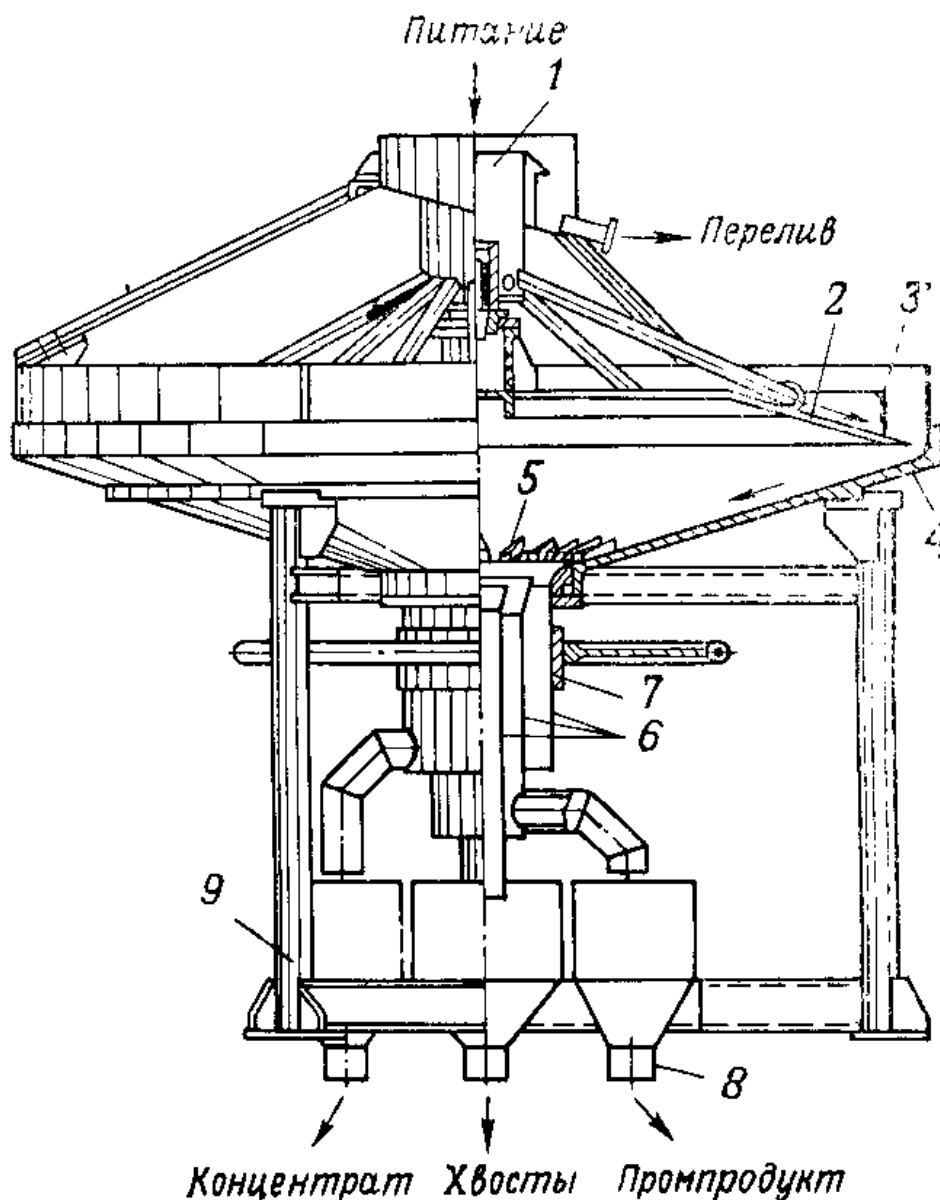


Рис. 4.9. Конусный сепаратор:

- 1 – пульподелитель типа сегнерова колеса; 2 – распределительный конус; 3 – перфорированная кольцевая перегородка; 4 – рабочий конус; 5 – суживающиеся клинья; 6 – отсекатели; 7 – винтовой узел для регулирования выхода продуктов; 8 – сборный желоб; 9 – рама

Главные достоинства струйных желобов и сепараторов: простота конструкции, низкие капитальные затраты, отсутствие движущихся частей, легкая регулировка, малый расход воды и высокая производительность. Для струйных желобов расход воды составляет 1...1,2 м<sup>3</sup> на 1 т исходных песков, что в два раза меньше, чем для концентрационных столов и винтовых сепараторов.

К недостаткам струйных желобов и сепараторов относятся малая степень концентрации, возможность работы только на плотной исходной пульпе, резкое ухудшение показателей работы при колебаниях объема и плотности питания. Это вызывает необходимость введения перечисток продуктов, применения оборудования для сгущения пульпы и ее транспортирования и особенно четкой организации технологического процесса. Поэтому целесообразность применения этих устройств необходимо определять в каждом конкретном случае технико-экономическими расчетами.

На рис. 4.10 показан винтовой сепаратор, представляющий собой неподвижный желоб постоянного сечения, изогнутый по спирали вокруг вертикальной оси.

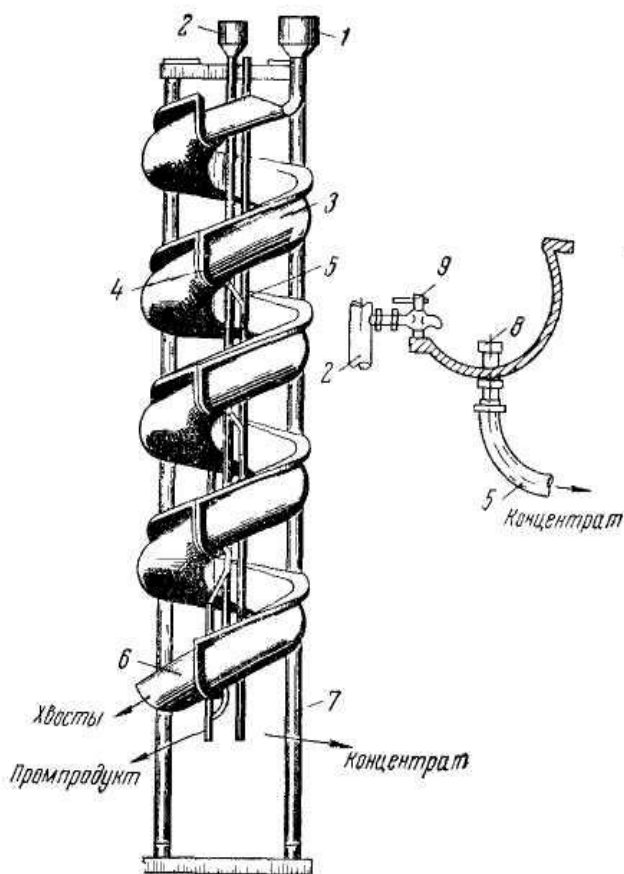


Рис. 4.10. Винтовой сепаратор:

- 1 – загрузочная воронка; 2 – трубопровод для смывной воды; 3 – винтовой желоб; 4 – фланец витка; 5 – шланг отсекателя; 6 – разгрузочный лоток; 7 – каркас; 8 – отсекатель; 9 – кран для смывной воды



Винтовые сепараторы широко применяют для обогащения мелкозернистых песков, содержащих ильменит, циркон, рутил и другие полезные ископаемые, а также для обогащения коренных руд редких и благородных металлов, железных руд, фосфоритов, хромитов и алмазов. Конечный концентрат получают, как правило, после нескольких перемывок черного концентрата. В отдельных случаях требуется доводка конечного концентрата винтовых сепараторов другими методами (например, флотацией). Пульпа подается в верхнюю часть желоба и под действием силы тяжести стекает по нему вниз в виде тонкого (6...15 мм) слоя. В винтовых сепараторах разделение минеральных зерен по плотностям происходит при движении потока пульпы по спирали под действием сил тяжести, центробежных сил, гидродинамических сил потока и сил трения. Легкие минеральные зерна вместе с потоком смещаются к внешней стенке, а тяжелые продвигаются полосой с меньшей скоростью по дну желоба. Вывод продуктов обогащения осуществляется отсекателями, установленными на сепараторах отечественной конструкции в конце последнего витка. Положение ножей отсекаателей определяют в каждом конкретном случае опытным путем и сохраняют постоянным.

В зависимости от исполнения винтовые сепараторы могут состоять из 2...4 винтовых желобов, работающих параллельно. Винтовой желоб имеет 4...6 витков. На винтовых сепараторах хорошо извлекаются ценные минералы крупностью от 4 до 0,2 мм, более мелкие минералы улавливаются плохо, а минералы мельче 0,074 мм почти полностью находятся во взвешенном состоянии и не выделяются из потока. Большое значение имеет форма зерен обогащаемого материала. Зерна пластинчатой формы благодаря силе трения скольжения, которая больше силы трения качения сферических зерен, удерживаются на стенке желоба и уходят в концентрат; зерна сфероидальной формы движутся вблизи внешнего борта желоба и уходят в хвосты. Сростки ценных минералов с минералами пустой породы, имеющие промежуточную плотность, плохо извлекаются на сепараторах и нарушают четкость разделения. Это ограничивает применение винтовых сепараторов, в основном, для обогащения россыпей, в которых нет сростков. Главные достоинства винтовых сепараторов – простота конструкции, отсутствие движущихся деталей и привода, малая занимаемая площадь.

Разновидностью винтовых сепараторов являются винтовые шлюзы, применяемые при обогащении шламов и тонкозернистых материалов крупностью менее 0,074 мм. Особенностью их конструкции, в целом аналогичной конструкции винтовых сепараторов, является форма поперечного сечения желоба в виде прямой линии под углом  $5^\circ$  к горизонту; приемники для концентрата и промпродукта также, как и у отечественных винтовых сепараторов, расположены в конце желоба.

#### **4.4.2. Концентрация на столах**

Концентрация на столах является процессом разделения рудных частиц по плотности в тонком слое воды, текущей по слабо наклонной плоской деке, совершающей при помощи привода возвратно-поступательные движения в горизонтальной плоскости перпендикулярно к направлению движения воды.

Концентрацию на столах применяют для обогащения руд олова, вольфрама, редких, благородных и черных металлов и других полезных ископаемых крупностью  $-3 + 0,01$  мм. Концентрационные столы используют также для флотогравитации.

Сотрясательный концентрационный стол показан на рис. 4.11.

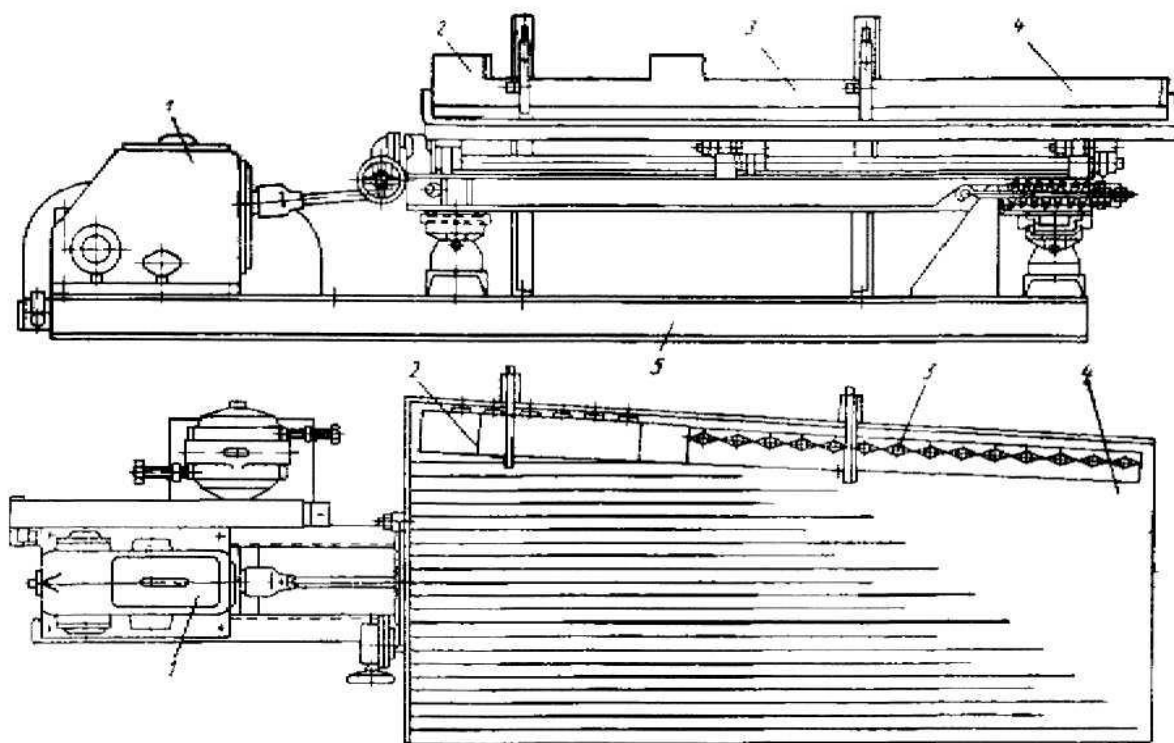


Рис. 4.11. Сотрясательный концентрационный стол

Он состоит из рамы 5, деки 4 и качательного (приводного) механизма 1. Основной рабочей деталью концентрационного стола, на которой и происходит собственно обогащение, является плоская дека прямоугольной, трапецидальной или ромбоидальной (диагональной) формы. Ее делают из дерева или алюминиевого сплава и покрывают линолеумом или резиной. На поверхности покрытия набивают или приклеивают рифли – деревянные или резиновые планки. Вдоль одной длинной стороны деки (верхней) укреплен короткий желоб 2, в который подается пульпа, а рядом с ним – длинный желоб 3 для подачи на деку смывной воды. Приводной механизм концентрационного стола сообщает деке дифференциальное возвратно-поступательное движение в горизонтальной плоскости вдоль длинной оси деки (основания для прямоугольной или трапецидальной деки и диагонали для ромбоидальной деки), при котором она в конце переднего хода имеет наибольшую скорость и ускорение и быстро останавливается; при обратном движении деки она имеет максимальную скорость в начале хода и минимальную в его конце. Оптимальный ход деки  $l \sim (d_{max})^{1/4}$ , а частота колебаний  $n \sim (d_{max})^{-1/3}$ .

Деку концентрационного стола устанавливают на шарнирных опорах. Кроме того, деку поворачивают вокруг продольной горизонтальной оси, вдоль кото-

рой происходит движение деки, так, что плоскость деки приобретает поперечный (по отношению к направлению ходов) наклон к горизонтальной плоскости. Угол поперечного наклона увеличивается с повышением крупности обогащаемого материала и находится в пределах  $1...6^\circ$ . Для особо крупных и тяжелых минералов он может быть увеличен до  $10^\circ$ . Угол продольного наклона является небольшим по величине, изменяясь от  $-0,003^\circ$  до  $+0,4^\circ$  (знак минус означает опускание разгрузочного конца, знак плюс – его подъем). Продольный уклон деки по ходу движения материала при переработке тонкозернистых и шламистых материалов увеличивает транспортирующую способность, а подъем деки (применяемый при переработке крупнозернистых песковых материалов), наоборот, уменьшает транспортирующую способность деки.

Дека имеет прочный каркас и покрыта обычно линолеумом, поверх которого закрепляют планки – рифли. Рифли располагаются параллельно оси движения деки и образуют на её поверхности желобки. Продольное сечение рифлей – трапеция с двумя прямыми углами и верхним основанием, равным  $3/4$  нижнего; рифли имеют максимальную высоту у загрузочного торца деки. У загрузочной (верхней) стороны стола планки имеют наименьшую высоту. Высота планок увеличивается по мере приближения их к нижней стороне стола. Высота каждой планки уменьшается по длине ее в направлении к разгрузочной стороне стола. Длина нарифлений увеличивается в сторону наклона стола и самые длинные нарифления расположены по нижнему борту. Линия, соединяющая острые концы рифлей, образует с направлением рифлей угол  $30...55^\circ$  (угол среза рифлей).

Выбор высоты рифлей определяется крупностью и плотностью обогащаемого материала, а также содержанием тяжелых компонентов. В современных шламовых столах ( для обогащения материала меньше  $0,2$  мм) поверхность деки имеет волнообразный характер и роль рифлей выполняют гребни волн. Такие «рифли» существенно меньше возмущают поток воды, что улучшает эффективность обогащения шламов.

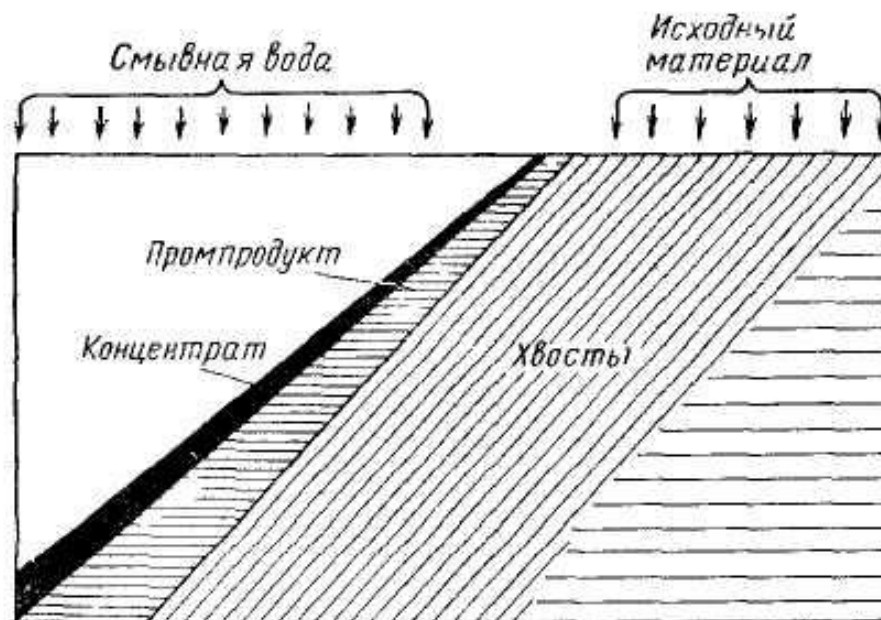
Исходный материал подается в загрузочную коробку в виде пульпы с содержанием твердого около  $25\%$  и через щель у днища коробки вытекает на плоскость деки. Смывная вода подводится в водяной желоб и поворотными планками ромбической формы распределяется по всей длине деки. Во время работы благодаря сотрясениям стола вода равномерным потоком течет поперек всей деки. Минеральные частицы, поступившие на стол, подвергаются воздействию сил, сообщаемых приводом, и смывному действию воды, текущей тонким слоем по уклону поперек деки. Уменьшение скорости потока при выходе пульпы на стол приводит к осаждению частиц. Под влиянием сотрясений стола и турбулентных вертикальных пульсаций потока воды в желобках, образованных нарифлениями, происходит разрыхление слоя частиц и расслоение (сегрегация) материала. Мелкие тяжелые частицы оказываются внизу, поверх них ложатся крупные тяжелые и мелкие легкие частицы и на самом верху крупные легкие.

При возвратно-поступательном движении деки стола частицы короткими рывками перемещаются вдоль оси стола, т. е. вдоль желобков между нарифлениями и одновременно увлекаются потоком воды поперек стола. Смывное действие

оказывается более сильным в верхних слоях потока, поскольку скорость движения воды здесь больше, чем в слоях, прилегающих к плоскости деки. Совместное действие этих сил заставляет частицы двигаться по столу под некоторым углом к оси качаний деки. Крупные легкие частицы, находящиеся сверху, легче смываются поперечным потоком воды вследствие их большего размера и большей скорости движения верхних слоев воды. Кроме того, они менее защищены нарифлениями, чем мелкие тяжелые частицы, находящиеся внизу.

По мере движения материала вдоль стола высота нарифлений становится все меньше и легкие частицы последовательно смываются вниз. В результате материал на столе образует веер из частиц разной плотности и размера (рис. 4.12.). Напротив загрузочной коробки водой смываются шламовые частицы, не успевающие выпасть из потока. Далее образуется полоса легких крупных частиц, затем частиц промежуточной плотности (сростков) и, наконец, полоса тяжелых зерен. Отдельные полосы веера собирают в разные приемники.

Установлено, что лучшие технологические результаты получают при обогащении на столах классифицированного материала. Чем меньше разница в плотности разделяемых минералов и чем больше сростков в исходном продукте, тем уже должна быть шкала классификации. Концентрация на столах исходного неклассифицированного материала возможна в тех случаях, когда по экономическим соображениям допустима сравнительно невысокая эффективность обогащения или когда в исходном материале преобладают мелкие тяжелые и крупные легкие частицы при незначительном количестве сростков. В большинстве случаев, особенно при обогащении коренных оловянных, вольфрамовых руд и руд редких металлов, материал, поступающий на концентрационные столы, подвергают классификации.



←→ направление качаний деки стола

Рис. 4.12. Веер продуктов на деке концентрационного стола

Качающиеся концентрационные столы бывают одно-, шести- и двенадцатидечные, а по расположению дек – одно- двух- и трехъярусные. Применение многолетних и многоярусных столов позволяет увеличить рабочую поверхность стола и, следовательно, его производительность.

## **5. ФЛОТАЦИОННЫЙ МЕТОД ОБОГАЩЕНИЯ**

Флотационный метод обогащения основан на различной способности минералов удерживаться на границе раздела двух фаз жидкость – жидкость или жидкость – газ, обусловленной различием удельных поверхностных энергий минералов. Одной из фаз обычно является водный раствор, другой фазой служит воздух и, редко, масло. Флотационный метод обогащения позволяет разделить любые минералы. Поверхностная энергия минеральных частиц, на различии которой основан этот метод, зависит от химического состава и кристаллической решетки. Естественные различия поверхностных энергий разделяемых флотацией минералов можно увеличивать, обрабатывая поверхность зерен минералов особыми веществами, называемыми флотационными реагентами. То, что пока не все минералы разделяются флотацией, объясняется недостаточной изученностью процесса и тем, что еще не для всех возможных случаев найдены флотационные реагенты. В настоящее время флотацией обогащают 90% руд цветных металлов – все руды тяжелых цветных металлов, апатитовые, фосфоритовые, графитовые, серные, руды многих редких металлов, полевошпатовое сырье и угольные шламы. Флотация позволяет обогащать с высокими показателями тонковкрапленные руды и комплексно использовать полиметаллические руды.

Из всех разновидностей флотационного обогащения наибольшее распространение получил процесс пенной флотации, в котором для разделения минералов используют границу раздела вода – воздух. Энергично перемешиваемую пульпу, содержащую тонкие зерна измельченной руды, насыщают воздухом, распределяя его в объеме пульпы в виде большого числа воздушных пузырьков. Пузырьки воздуха, контактируя с жидкой фазой пульпы, создают границу раздела вода – воздух. Минеральные зерна, не смачиваемые водой, при столкновении с воздушными пузырьками закрепляются на этой границе. Пузырьки газа на поверхности зерен минерала могут образовываться при уменьшении растворимости газов или образовании газа при протекании в растворе химических реакции. Агрегаты, состоящие из воздушных пузырьков с закрепившимися на них твердыми частицами, имея плотность меньшую, чем плотность пульпы, всплывают на поверхность. Масса поднявшихся пузырьков образует на поверхности пульпы слой пены, которую легко можно отделить от пульпы. В пену извлекаются зерна минералов, которые водой не смачиваются. Зерна минералов, смачиваемых водой, к воздушным пузырькам не прилипают и остаются в объеме пульпы. Перед флотационным обогащением руду необходимо тонко измельчить. Размеры зерен, которые могут быть подняты воздушными пузырьками, зависят от плотности флотируемых минералов. Например, при обогащении сульфидных руд флотируются зерна

не крупнее 0,15...0,2 мм, а при флотации углей всплывают зерна размером 0,5...0,6 мм.

При пенной сепарации свежую пульпу подают непосредственно на слой пены. Это обеспечивает резкое увеличение продолжительности контакта частиц минералов с пузырьками воздуха, что создает благоприятные условия для минерализации воздушных пузырьков, особенно, крупными частицами. Крупность извлекаемых минеральных частиц при пенной сепарации колеблется от 3 до  $10^{-4}$  мм.

Пленочная флотация наблюдается при осторожном нанесении тонкого слоя мелких минеральных частиц на поверхность движущегося потока воды. Частицы не смачиваемых водой минералов задерживаются на поверхности и увлекаются потоком, а частицы минералов, которые смачиваются водой, тонут. Процесс пленочной флотации широкого применения не получил. В настоящее время его используют при флотогравитационной доводке концентратов, содержащих касситерит, вольфрамит и другие минералы.

Грануляционный процесс заключается в прилипании не смачиваемых водой минеральных частиц к каплям тяжелого масла. При столкновениях минерализованные масляные капли объединяются в гранулы, плотность которых больше плотности воды. Гранулы тонут, а частицы смачиваемых водой минералов выносятся восходящими потоками воды. Разделение ускоряется действием центробежных сил, возникающих при пропускании пульпы через центрифугу. Процесс применяется на некоторых зарубежных фабриках для обогащения коксующихся углей.

Масляная флотация протекает при введении в пульпу большого количества масла, плотность которого меньше плотности воды. Частицы минералов, не смачиваемых водой, прилипают к всплывающим каплям масла и скапливаются в слое на поверхности пульпы. Частицы минералов, смачиваемых водой, не прилипают к каплям масла и остаются в пульпе. Процесс в настоящее время не применяется из-за большого расхода масла.

Флотогравитация – процесс обогащения на концентрационном столе с одновременной флотацией. Применяется при доводке черновых оловянных, вольфрамовых и других концентратов, из которых нужно выделить сульфиды железа и цветных металлов или какие-либо другие флотоактивные минералы. Одной гравитацией на столах это сделать обычно не удастся, так как сульфиды имеют высокую плотность, близкую к плотности ценных оксидных минералов. Пенная флотация в этом случае также неприменима, так как обрабатываемые черновые концентраты имеют большую крупность (до 3 мм), а измельчать их нерационально, ввиду того, что ценные минералы могут быть переизмельчены и потеряны с хвостами при доводке. Применение флотореагентов, повышающих флотируемость минералов, подлежащих выделению из черновых концентратов (например, сульфидов), позволяет сделать это на концентрационных столах.

Флотоотсадка при обогащении некоторых руд, например, фосфоритных, может быть применена для выделения отвальных хвостов из руды, измельченной до 5 мм, и для снижения потерь ценного минерала в результате извлечения флотацией зерен мельче 0,1...0,2 мм, плохо улавливаемых гравитационным методом.

Жировой процесс, представляющий собой способ разделения минералов на границе раздела жир – вода, применяют для извлечения алмазов. На дно желоба, по которому течет пульпа, содержащая алмазы, наносят слой вязкого жира (вазелина). Пустая порода не закрепляется на жировой поверхности и сносится потоком, а алмазы и другие минералы, близкие к ним по флотационным свойствам, прилипают к жировой поверхности и остаются на ней. Минерализованный слой жира периодически снимают, нагревают и отмывают специальными растворителями. Получаемый при этом свободный от жира черновой алмазный концентрат поступает на дальнейшее обогащение, осуществляемое на люминесцентных установках или путем выборки алмазов пинцетом при катодном облучении, в котором алмазы приобретают особую окраску и свечение.

### **5.1. Элементарный акт пенной флотации**

Элементарным актом пенной флотации называют закрепление единичного зерна на поверхности воздушного пузырька, в результате чего в пульпе и появляются минерализованные пузырьки. При флотации пузырьки воздуха минерализуются или при столкновении с частицами, или в результате образования на минеральных поверхностях пузырьков газов, выделяющихся из раствора.

В настоящее время общепринято объяснять причины закрепления частиц минералов на воздушных пузырьках смачиваемостью поверхности частиц водой. Частицы минералов, хорошо смачиваемых водой, т. е. минералов с гидрофильными поверхностями, не закрепляются на воздушных пузырьках. Закрепляться будут частицы минералов с гидрофобными поверхностями, который плохо смачиваются водой. Смачиваемость минеральных поверхностей можно изменять воздействием флотационных реагентов.

Смачивание происходит на границе соприкосновения трех фаз в результате молекулярного взаимодействия воды, поверхности твердого тела и воздуха. Капля воды, растекаясь по поверхности твердого тела, вытесняет с нее воздух. В зависимости от степени смачиваемости твердой поверхности вода, покрыв некоторую площадь, больше не растекается. Наступает состояние равновесия.

Степень смачивания твердой поверхности принято количественно оценивать величиной краевого угла смачивания  $\theta$  (рис 5.1.).

Краевым углом смачивания называют угол с вершиной на периметре смачивания, образованный поверхностью раздела двух фаз с поверхностью третьей фазы. Краевой угол всегда отсчитывают через жидкую фазу. Величина краевого угла теоретически может изменяться от нуля (полное смачивание, абсолютная гидрофильность) до  $180^\circ$  (капля не растекается, полное отсутствие смачивания, абсолютная гидрофобность). Полное несмачивание практически не имеет места.

Равновесное значение краевого угла определяется по формуле

$$\cos\theta = (\sigma_{Т-Г} - \sigma_{Т-Ж})/\sigma_{Г-Ж},$$

где  $\sigma_{Т-Г}$ ,  $\sigma_{Т-Ж}$  и  $\sigma_{Г-Ж}$  – поверхностные натяжения на границах раздела твердое – газ, жидкое – твердое и газ – жидкое, соответственно, Дж/м<sup>2</sup> (Н/м).

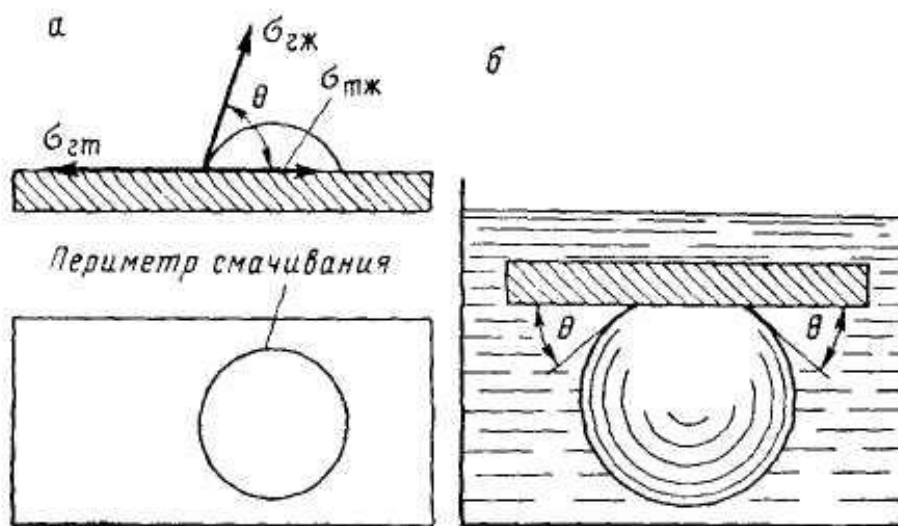


Рис. 5.1. Схема смачивания минеральной поверхности:  
 а – жидкость на поверхности твердого тела; б – воздушный пузырек на поверхности твердого тела в пульпе

Вертикальная составляющая сил поверхностного натяжения на границе раздела жидкость – газ, приложенных к частице по всему периметру смачивания, называется флотационной силой. Флотационная сила и гидростатическое давление на нижнюю грань частицы препятствуют отрыву ее от пузырька воздуха.

На рис. 5.2. схематически представлены положения закрепления минеральных частиц при различной смачиваемости водой и воздухом. В воду погружены минералы, на гладкой отполированной поверхности которых сверху помещены капли воды 1, а снизу (под поверхностью минералов в водной фазе) подведены воздушные пузырьки 2. Чем больше угол смачивания  $\theta$ , тем меньше смачиваемость минерала водой и тем больше смачивание его воздухом. На рис. 5.2., а показан гидрофильный минерал, обладающий почти полной смачиваемостью водой. Капля воды растекается по всей поверхности его и краевой угол  $\theta \approx 0$ , а  $\cos \theta \approx 1$ . Воздушный пузырек, подведенный под грани такого минерала, не будет вытеснять воду с поверхности минерала или пузырек займет на частице очень малую площадь с образованием: трехфазного периметра. При  $0 < \theta < 90^\circ$  минерал частично гидрофилен (см. рис. 5.2., б). При  $\theta = 90^\circ$  (см. рис. 5.2., в) флотационные силы направлены по векторам перпендикулярно граням минеральной частицы. В этом случае  $\cos \theta = 0$ . Это переходная точка, называемая точкой инверсии.

При  $90 < \theta < 180^\circ$  (рис. 5.2., г и д) твердые тела относят к частично гидрофобным.

Внизу, под каждой из схем (рис. 5.2., а, б, в, г, д), схематично показано поведение минеральных частиц кубической формы, помещенных на поверхность раздела вода – воздух. Из рис. 5.2, а, б и в ясно, что для гидрофильных частиц флотационные силы направлены вниз, так же, как и сила тяжести  $G$ , и частицы флотироваться не будут. При  $\theta > 90^\circ$  (рис. 5.2., г и д) флотационные силы направлены вверх – против сил тяжести и при малых размерах минерала равнодействующая флотационной силы и силы тяжести также направлена вверх. Такие частицы не утонут, а будут всплывать (флотироваться).



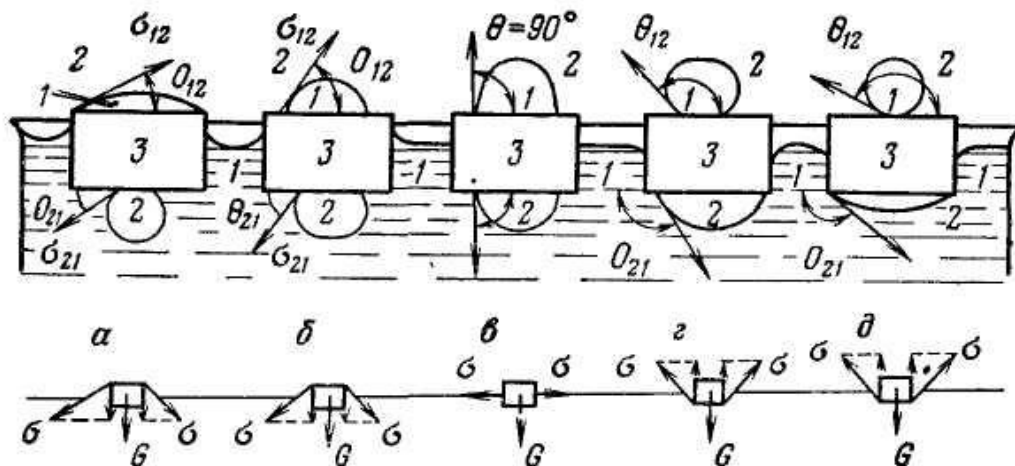


Рис. 5.2. Смачиваемость частицы минерала водой и воздухом

В действительности, большинство минеральных частиц имеет неправильную форму с наклоном своих боковых поверхностей к вертикальной оси под углом  $\varphi$ , который носит название угла формы (рис. 5.3.).

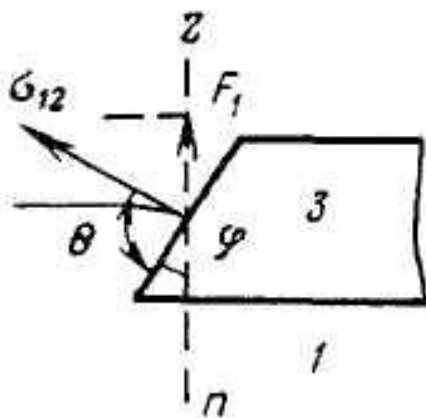


Рис 5.3. Краевой угол смачивания  $\theta$  и угол формы  $\varphi$

В этом случае направление вектора  $F_1$  будет не вниз, а вверх даже при краевом угле  $\theta < 90^\circ$  (но при  $\theta + \varphi > 90^\circ$ ), т. е. против силы тяжести, и, следовательно, минеральная частица будет флотироваться даже при  $\theta < 90^\circ$ . Неправильная форма частиц характерна тем, что вслед за отрицательным значением  $\varphi$ , создающим быстрое соскальзывание периметра смачивания, на частицах находятся грани с положительным значением угла  $\varphi$ . Благодаря этому угол формы минеральных частиц, как правило, способствует флотации, что облегчается наличием на минеральных гранях острых ребер

## 5.2. Минерализация пузырьков воздуха при флотации

Минерализация пузырьков при флотации осуществляется двумя основными путями: при столкновении частиц с пузырьками в пульпе и при образовании на их поверхности пузырьков газов, выделяющихся из раствора. Воздух из раствора выделяется при уменьшении его растворимости преимущественно в виде мелких пузырьков на гидрофобных поверхностях. Образование пузырьков газа на

поверхности частицы возможно также при протекании химических реакций, при которых образуется газ. Частицы минералов, покрытые мелкими пузырьками, легче закрепляются на крупных пузырьках.

При флотации в пульпе к поверхности пузырьков прилипают частицы ценного минерала. Агрегаты, состоящие из пузырька и одной или нескольких частиц, представляют флотационный равновесный комплекс. Следовательно, при флотации система из менее устойчивого состояния (разобщенные пузырьки и подготовленные к флотации частички минералов) переходит в более устойчивое (агрегат минерал – пузырек). Такой процесс может протекать самопроизвольно и с определенной скоростью в направлении, соответствующем уменьшению энергии Гиббса системы.

Изменение энергии системы Гиббса при прилипании частицы к пузырьку составляет, Дж:

$$\Delta G = S'_{Т-Г} \cdot \sigma_{ж-г} [\cos \theta - (S_{исх, ж-г} - S'_{ж-г}) / S'_{Т-Г}].$$

Если площадь контакта частицы и пузырька мала по сравнению с поверхность пузырька,  $S_{исх, ж-г} - S'_{ж-г} \rightarrow S'_{Т-Г}$  и  $\Delta G$  равно, Дж:

$$\Delta G = S'_{Т-Г} \cdot \sigma_{ж-г} (\cos \theta - 1).$$

Здесь  $S_{исх, ж-г}$  – площадь поверхности раздела жидкость – газ до прилипания, м<sup>2</sup>;  $S'_{ж-г}$  и  $S'_{Т-Г}$  – площади поверхностей раздела жидкость – газ и твердая частица – газ соответственно после прилипания, м<sup>2</sup>;  $\sigma_{ж-г}$  – межфазное натяжение на поверхности раздела жидкость – газ, Дж/м<sup>2</sup>;  $\theta$  – краевой угол смачивания поверхности частицы жидкостью.

Видно, что  $\Delta G < 0$  при  $\cos \theta < 1$  и  $\theta > 90^\circ$  или, в общем случае, при  $\cos \theta < (S_{исх, ж-г} - S'_{ж-г}) / S'_{Т-Г}$ . Чем больше величина краевого угла смачивания, тем больше убыль свободной энергии при прилипании и тем выше вероятность образования комплекса пузырек – частица.

Процесс закрепления воздушного пузырька на твердой поверхности происходит в такой последовательности:

- 1 – сближение частицы и пузырька воздуха до расстояния, равного толщине гидратной пленки на поверхности частицы;
- 2 – разрыв гидратной пленки;
- 3 – закрепление частицы на воздушном пузырьке и образование остаточного гидратного слоя.

Для разрыва водной пленки частица должна обладать запасом кинетической энергии, тем меньшим, чем гидрофобнее частица. Слишком маленькие частицы не могут приобрести достаточный запас кинетической энергии и флотация таких частиц возможна только при выделении пузырьков газа на их поверхности.

При флотации минералов, обладающих высокой естественной гидрофобностью (уголь, сера, графит, молибденит, тальк), с помощью углеводородных масел наблюдается коалесцентный механизм элементарного акта. Капельки масла при столкновениях с пузырьками воздуха растекаются по поверхности последних, покрывая их сплошным слоем, а при столкновениях с гидрофобными минеральными

частицами образуют капли с большими краевыми углами. При столкновении об-масленного пузырька воздуха с частицей, на поверхности которой имеется хотя бы одна капля масла, происходит закрепление частицы на пузырьке.

В пульпе, проходящей через флотационные машины, возникают силы, стремящиеся оторвать закрепившиеся на пузырьке твердые частицы. К этим силам относятся силы трения, силы тяжести частиц и силы инерции. Для того чтобы противостоять этим воздействиям и не оторваться от пузырька, минеральная частица должна закрепиться весьма прочно.

Сила прилипания  $F_{\text{ПР}}$ , с которой пузырек удерживается поверхностью минерала, действует по периметру площади контакта пузырька и минерала и равна, Н:

$$F_{\text{ПР}} = \pi d \sigma_{\text{ж-г}} \sin \theta,$$

где  $d$  – диаметр площади контакта пузырька и минерала, м;  $\sigma_{\text{ж-г}}$  – межфазное натяжение поверхности раздела жидкость – газ, Дж/м<sup>2</sup>;  $\theta$  – краевой угол смачивания.

Из этого уравнения видно, что прочность прилипания тем больше, чем гидрофобней поверхность (чем больше краевой угол смачивания  $\theta$ ).

### **5.3. Флотационные реагенты и их классификация**

Избирательность и эффективность флотационного процесса обеспечивают добавкой в пульпу различных соединений, как неорганических, так и органических, называемых флотационными реагентами. В зависимости от назначения флотационные реагенты классифицируют на несколько групп:

- 1) собиратели, или коллекторы, – вещества избирательно закрепляющиеся на поверхности минералов и повышающие или создающие ее гидрофобность;
- 2) пенообразователи – поверхностно-активные вещества, адсорбирующиеся на воздушных пузырьках, способствуя их дисперсности, прочности и стабильности и препятствуя слипанию (коалесценции);
- 3) депрессоры, или подаватели, – реагенты, которые избирательно увеличивают или создают гидрофильность минерала;
- 4) активаторы, или побудители, – реагенты, способствующие закреплению коллектора на минерале;
- 5) регуляторы среды обеспечивают оптимальный ионный состав пульпы и регулируют процессы диспергирования и коагуляции тонких шламов; влияют на процессы взаимодействия коллекторов, депрессоров и активаторов с поверхностью минералов.

Некоторые реагенты, в зависимости от условий, проявляют различные свойства и отнесение их к какому-либо определенному классу является условным.

#### **5.3.1. Собиратели**

Собирателями являются органические аполярные или гетерополярные вещества, адсорбирующиеся на поверхности минеральных частиц из водной среды. При адсорбции собирателя понижается смачиваемость минерала и возрастают вероятность и скорость прилипания частиц к пузырьку воздуха. Действие со-

бирателя должно быть избирательным. Он должен покрывать поверхности только тех минералов, которые при флотации должны быть сконцентрированы в пене.

Закрепляется собиратель на минерале в результате ионной или молекулярной адсорбции, иногда ионно-молекулярной. Наибольшее значение имеет обменная адсорбция аниона или катиона собирателя во внутренней обкладке двойного слоя или хемосорбция с образованием труднорастворимых или комплексных поверхностных соединений. Меньшее значение имеет адсорбция, происходящая вследствие водородной связи и электростатических сил во внешней обкладке двойного электрического слоя.

Аполярные собиратели представляют собой углеводородные жидкости, не диссоциирующие в пульпе на ионы (неионогенные). В технике такие реагенты называют углеводородными маслами. К ним относятся: керосин, лигроин, дизельное топливо, смазочные масла. Их применяют для флотации минералов с высокой естественной гидрофобностью (уголь, графит, сера, тальк, молибденит и т. п.) и для усиления действия гетерополярных собирателей. Аполярные собиратели в воде не растворяются и распределяются в объеме пульпы в виде мелких капелек посредством струйных эмульгаторов и при перемешивании. Углеводородные масла закрепляются на минеральных поверхностях в результате физической адсорбции.

Большинство собирателей являются гетерополярными. Их молекулы несимметричны по строению и состоят из двух частей – аполярной и полярной. Большинство гетерополярных собирателей растворяется в воде. Полярная часть гетерополярной молекулы является химически активной и хорошо смачивается водой, а неполярная – проявляет слабую реакционную способность и плохо смачивается водой. При адсорбции таких собирателей на поверхности минерала аполярные части их молекул ориентируются в сторону воды, а полярные – в направлении к поверхности минералов.

При адсорбционном закреплении молекул собирателя связи поверхности минерала с диполями воды заменяются более прочными связями с собирателем. Благодаря такой ориентации собирателя достигается гидрофобизация минерала, приводящая к резкому снижению времени прилипания воздушных пузырьков к частице минерала, иногда в тысячи и десятки тысяч раз. Этот показатель может являться мерой гидрофобизации минерала собирателем. Собиратели бывают ионогенные и неионогенные. Ионогенные собиратели в растворе распадаются на ионы и гидрофобизирующее действие на минеральную поверхность оказывает тот ион, в который входит углеводородная часть молекулы. Если гидрофобизирующий ион является анионом, то такой собиратель называется анионным, если же катионом, то катионным. Как правило, в состав гидрофобизирующего иона собирателя входит углеводородный радикал, наличие которого и обеспечивает гидрофобизацию поверхности минерала. Кроме того, в состав гидрофобизирующего иона входит группа атомов, осуществляющая связь углеводородного радикала с поверхностью минерала – так называемая солидофильная группа. Ионогенные собиратели получили наибольшее применение при

флотации руд. Они отличаются избирательностью действия и прочным (чаще всего хемосорбционным) закреплением на поверхности минерала.

Анионные собиратели разделяют на оксигидрильные и сульфгидрильные. Для оксигидрильных коллекторов характерно наличие оксигидрильной группы  $-O-H$  (у кислот) или группы  $-O-Me$  (у солей). Для сульфгидрильных коллекторов характерно наличие сульфгидрильной групп  $-S-H$  (у кислот), или  $-S-Me$  (у солей). В молекулах анионных коллекторов, наиболее часто применяемых при флотации, сульфгидрильные и оксигидрильные группы соединяются с углеводородными радикалами через двухвалентную или трехвалентную вспомогательную группы.

Оксигидрильные собиратели имеют в качестве солидофильной. группы анионы угольной  $-COO-$ , серной  $-SOOOO-$  и сернистой  $-SOOO-$  кислот. На практике из этих собирателей применяют карбоновые жирные кислоты и их мыла (соли, полученные при нейтрализации кислот щелочами). Солидофильная группа в этом случае представлена карбоксилем, а анион имеет структуру  $[R-COO]^-$ . Эти реагенты применяют для флотации минералов, имеющих в кристаллической решетке катионы щелочноземельных металлов, а также при флотации окисленных минералов цветных и черных металлов (карбонатов, оксидов, сульфатов). Эти собиратели мало селективны и для усиления селективности требуют подбора условий флотации. Наибольшее распространение получили олеиновая кислота и ее соль – олеат натрия, расход которых может достигать 1 кг на тонну руды и более. На рис. 5.4. показана структура молекулы олеиновой кислоты  $C_{17}H_{33}COOH$ .

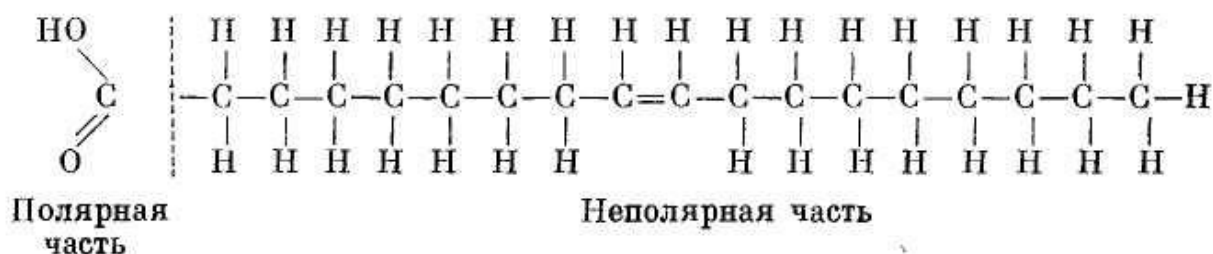


Рис. 5.4. Структура молекулы олеиновой кислоты:

гидрофобизирующий анион  $-C_{17}H_{33}COO^-$ ; негидрофобизирующий катион  $H^+$ ; солидофильная группа – карбоксил  $-COO-$ ; углеводородный радикал  $C_{17}H_{33}-$ ;

Взамен дорогих жирных кислот, получаемых из животных жиров, применяют различные заменители: нафтеновые кислоты и их натриевые соли – мылонафт; торфяную смолу, талловое (сульфатное) масло и талловое мыло. Синтетические жирные кислоты (СЖК) получают из натуральных и синтетических парафинов. Ступенчатой дистилляцией их разгоняют на фракции, содержащие различное число атомов углерода, например,  $C_5...C_6$ ,  $C_7...C_9$ ,  $C_{10}...C_{13}$  и т. д. В кубовом остатке концентрируются высокомолекулярные жирные кислоты с  $C_{20}$  и выше (КОК). Жирные кислоты с более короткой углеводородной цепью более избирательные собиратели, чем кислоты с более длинной цепью, но и более слабые. Синтетические спирты также получают из парафинов и их применяют так же, как и КОК. Недостатком жирных кислот

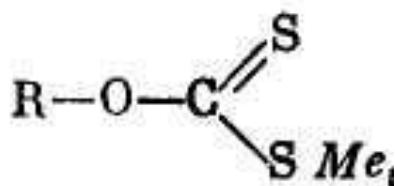
является потеря активности в жесткой воде из-за образования малорастворимых солей кальция и магния.

Хорошими собирателями несulfидных материалов являются органические производные серной кислоты – алкилсульфаты и алкилсульфонаты. Эти соединения могут быть применены в кислых средах и, в отличие от жирных кислот и их солей, сохраняют активность в жесткой воде.

Механизм закрепления жирных кислот на поверхности минералов хемосорбционный. Анион собирателя  $\text{RCOO}^-$  вступает в химическую связь с катионом кристаллической решетки минерала с образованием труднорастворимого гидрофобного соединения. Например, при адсорбции олеат-иона на поверхности кальция образуется олеат кальция, на поверхности оксидов железа – олеаты железа и т. д.

Сульфгидрильные собиратели являются эффективными собирателями при флотации минералов тяжелых цветных металлов.

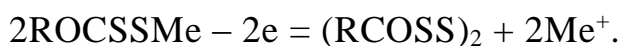
Наиболее распространенными собирателями sulfидных минералов являются ксантогенаты, представляющие собой производные угольной кислоты. Атом кислорода, связанный с атомом углерода двойной связью, замещается атомом серы, одна из гидроксильных групп на группу  $-\text{SMe}$ , а второй атом водорода замещен на углеводородный радикал. Общая структурная формула ксантогенатов имеет вид



где  $\text{R}$  – углеводородный радикал;  $\text{Me}$  – калий или натрий.

В флотации получили распространение ксантогенаты калия: этиловый  $\text{C}_2\text{H}_5\text{OCS}_2\text{K}$ , пропиловый  $\text{C}_3\text{H}_7\text{OCS}_2\text{K}$ , бутиловый  $\text{C}_4\text{H}_9\text{OCS}_2\text{K}$ ; амиловый  $\text{C}_5\text{H}_{11}\text{OCS}_2\text{K}$ . Наименование ксантогената складывается из названий спирта и металла, на основе которых получен данный ксантогенат. В водном растворе молекула ксантогената распадается на катион щелочного металла и анион.

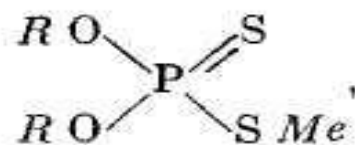
Ксантогенаты могут окисляться, превращаясь в неионогенные собиратели – диксантогенаты



Флотируемость sulfидов и благородных металлов ксантогенатами зависит от растворимости соответствующих ксантогенатов тяжелых металлов. Лучше флотируются те sulfиды, с металлами которых ксантогенатный ион образует менее растворимые соли. Растворимость ксантогенатов цветных металлов может быть представлена в следующем порядке:  $\text{ZnX}_2 > \text{PbX}_2 > \text{CuX}_2$ , где  $\text{X}$  – ион  $[\text{ROCS}_2]^-$ , поэтому флотируемость sulfидов возрастает в следующем порядке  $\text{ZnS} < \text{PbS} < \text{Cu}_2\text{S} < \text{Ag}_2\text{S}$ . С увеличением длины углеводородной цепи растворимость ксантогенатов уменьшается, а их флотационная активность и гидро-

фобизирующее действие возрастает. Однако, удлинение углеводородной цепи уменьшает селективность ксантогената.

При флотации некоторых сульфидных руд цветных металлов (медно-цинково-пиритных) в качестве собирателей, наряду с ксантогенатами, применяют диарил- и диалкилдитиофосфорные кислоты и их соли – аэрофлоты. Строение этих соединений может быть представлено структурной формулой



где R – углеводородный радикал; Me – калий или натрий.

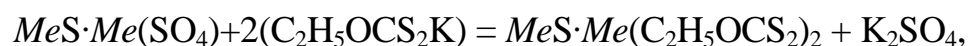
К атому фосфора присоединены две спиртовых или крезольных группы. Поэтому различают аэрофлоты крезильные и спиртовые (этиловые или бутиловые). Наибольшее применение получили крезильные и этиловые аэрофлоты. В том случае, когда желательно получить чистые от пирита медные и цинковые концентраты, применяют содовые аэрофлоты  $2(\text{RO})_2\text{PS}_2\text{Na}$ . Содовый аэрофлот растворим в воде, не обладает пенообразующими свойствами. Расход аэрофлота при флотации колеблется от 50 до 125 г/т. Аэрофлоты вредны для фауны и флоры. При сбрасывании хвостов флотации в случае применения аэрофлота обязательна их обработка для нейтрализации вредного действия аэрофлота.

Широко применяемый ксиленоловый аэрофлот получают из технических ксиленолов. Его формула –  $[\text{C}_6\text{H}_3](\text{CH}_3)_2\text{CNH}$  – сходна с формулой крезильного аэрофлота. Здесь в квадратных скобках показано ароматическое бензольное ядро.

Ограниченное применение в промышленности получила группа реагентов, к которой относятся тиокарбонилд, меркаптаны и тиофенолы, меркаптобензотиалы, дитиокарбаматы и др.

Для закрепления ксантогенатов и аэрофлотов на поверхности сульфидов необходимо предварительное окисление поверхности, происходящее в процессе добычи, дробления, измельчения сульфидных руд. В результате окисления на поверхности сульфидов образуется пленка новой структуры – полусульфид-полусульфата. Такой слой не теряет связи с атомами кристаллической решетки минерала и в то же время является активным и реакционноспособным с химически действующим собирателем.

Реакцию взаимодействия полусульфид-полусульфата с, например, этиловым ксантогенатом калия можно представить следующим образом:



т. е. атом серы ксантогенат-иона или иона аэрофлота встраивается в решетку минерала на место уходящего в раствор в виде сульфат-иона атома окисленной серы.

Катионные собиратели применяют при флотации силикатных минералов (кварца, полевых шпатов, слюды) и калийных солей. Несколько хуже флотируются карбонаты и фосфаты. катионные собиратели могут флотировать и сульфиды, но так как они не имеют преимуществ перед ксантогенатами и дру-

гими обычно применяемыми собирателями сульфидов, то они не нашли применения в этой области. Катионные собиратели являются производными иона аммония  $\text{NH}_4^+$  или аммиака  $\text{NH}_3$ . Посредством ковалентных связей к атому азота присоединяются углеводородные радикалы. Современные флотационные реагенты представлены аминами и аммонийными солями. Амины делятся на первичные  $\text{RNH}_2$ , вторичные  $\text{R}_2\text{NH}$  и третичные  $\text{R}_3\text{N}$ . Если в ионе аммония все атомы водорода заменены углеводородными радикалами, то в кислой среде образуются четвертичные аммониевые основания  $[\text{NR}_4]\text{An}$ . (Здесь  $\text{An}$  – обычно галоидный или ацетатный анион). Название амина определяется входящим в его состав углеводородным радикалом. Характерными катионными собирателями являются лауриламмин  $\text{C}_{12}\text{H}_{25}\text{NH}_2$ , который хорошо растворяется в органических растворителях, и его солянокислая соль – хлористый лауриламмоний  $\text{C}_{12}\text{H}_{25}\text{NH}_3\text{Cl}$ , растворяющийся в воде. На отечественных флотационных фабриках используют, главным образом, катионные собиратели ИМ-11 (гидрохлорид первичного амина) и АНП (смесь солянокислых алифатических аминов изостроения с длиной цепи углеводородного радикала от 12 до 20 атомов углерода), который хорошо растворяется в воде и обладает пенообразующими свойствами.

Механизм действия катионных собирателей изучен недостаточно. Считают, что в кислых и щелочных средах они закрепляются на поверхности минералов в виде ионов за счет электростатического взаимодействия во внешней обкладке двойного электрического слоя. В сильнощелочных средах они закрепляются за счет водородных связей в виде молекул. Эту форму закрепления считают менее активной при флотации, по сравнению с ионной.

### 5.3.2. Пенообразователи

Всплывшие минерализованные пузырьки воздуха образуют на поверхности пульпы слой пены. Пена должна быть устойчивой и не разрушаться в течение времени, необходимого для отделения ее от пульпы. Если пена разрушится раньше, то сфлотированные минеральные частицы утонут и обогащение не произойдет.

Чистая вода при встряхивании в присутствии воздуха не образует устойчивой пены. Образующиеся пузырьки быстро разрушаются. Добавление к воде небольшого количества поверхностно-активного вещества позволяет образовать достаточно устойчивый слой пены. Такие вещества, применяемые при флотации, называются пенообразователями.

Поверхностно-активными называются гетерополярные вещества, способные адсорбироваться на границе раздела вода – воздух и тем самым понижать поверхностное натяжение на этой границе. Диполи воды вступают во взаимодействие с полярной частью молекулы пенообразователя, а неполярные углеводородные группы стремятся вытолкнуть в воздушную среду. В результате молекулы пенообразователя располагаются на границе раздела вода – воздух так, что полярная часть молекулы обращена в воду, а неполярная – в воздушную фазу (пузырек воздуха).



Пенообразователи в процессе флотации выполняют следующие функции:

1. препятствуют коалесценции пузырьков воздуха, т. е. увеличению их размера. Поверхность пузырьков покрыта адсорбированными молекулами пенообразователя. Вокруг пузырьков создается гидратный слой, создающий барьер для коалесценции и упрочняющий оболочку пузырьков. Пенообразователь сохраняет суммарную поверхность воздушных пузырьков и при одинаковом расходе воздуха во флотационной машине будет большая поверхность раздела вода – воздух, чем без пенообразователя;

2. уменьшают скорость движения воздушных пузырьков в пульпе. Этот экспериментально установленный факт объясняют тем, что при наличии адсорбированных молекул пенообразователя и гидратного слоя воздушные пузырьки имеют более жесткие оболочки, трудно деформируются и не принимают обтекаемой формы. Снижение скорости подъема воздушных пузырьков в присутствии пенообразователя, увеличивая время пребывания их в пульпе, повышает вероятность минерализации пузырьков;

3. препятствуют разрушению воздушных пузырьков при всплывании на поверхность пульпы. Из прослая между всплывающим пузырьком и поверхностью пульпы (рис. 5.5.) вода уходит под действием капиллярных сил и

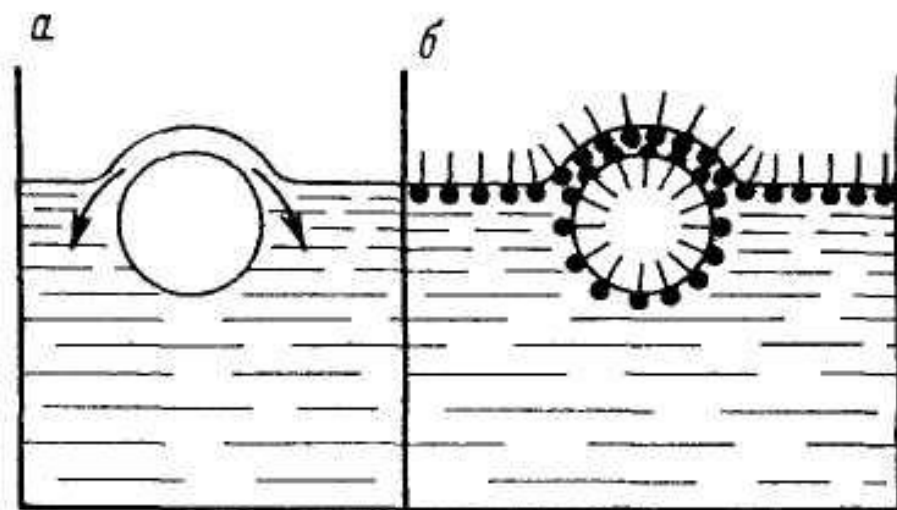


Рис. 5.5. Всплывание воздушного пузырька на поверхность пульпы:

а – без пенообразователя; б – с пенообразователем

силы тяжести. По мере утончения прослая все большую роль играет испарение жидкости. Прослой быстро становится тонким и пузырек лопается. Молекулы пенообразователя, адсорбировавшиеся на поверхности пузырька, и гидратные слои вокруг полярных функциональных групп молекул затрудняют утончение прослая, удерживая молекулы воды в нем. Слой молекул пенообразователя на поверхности воздушных пузырьков делает их способными упрочняться в тех местах, к которым возникает угроза прорыва поверхности. В присутствии пенообразователя на поверхности пульпы образуется достаточно устойчивая пена.

Трехфазные флотационные пены образованы минерализованными пузырьками и содержат воздух, воду и твердые частицы. Флотационная пена должна

устойчиво удерживать всплывшие с пузырьками частицы минералов и легко разрушаться после удаления из флотационной камеры. Твердые частицы, закрепившиеся на воздушных пузырьках, увеличивают прочность пены, механически ограничивая сближение воздушных пузырьков и сток воды из прослоев. Устойчивость трехфазной пены тем выше, чем гидрофобнее и мельче сфлотированные частицы.

Пенообразователи должны обладать растворимостью, что обеспечивает равномерное их распределение в пульпе (растворимость вспенивателя в воде обычно колеблется от 0,001 до 3...4%); способствовать получению устойчивой и объемистой пены; не реагировать на изменение величины pH в пульпе, не обладать собирательными свойствами. После удаления из флотационной машины пена должна легко разрушаться. Чаще всего она разрушается в желобе напорной струей воды. Пенообразующими свойствами обладают спирты, альдегиды, кетоны, амины и кислоты. Последние проявляют также и собирательные свойства. Наиболее эффективные пенообразователи имеют в своем составе одну из следующих полярных групп: гидроксильную  $-\text{OH}$ ; карбоксильную  $-\text{COOH}$ ; карбонильную  $=\text{C}=\text{O}$ ; аминогруппу  $-\text{N}$ ; сульфогруппу  $-\text{OSO}_2\text{OH}$  или  $-\text{SO}_2\text{OH}$ .

В практике флотации в качестве пенообразователей применяют сосновое масло, древесные смоляные флотационные масла, крезоловую кислоту, тяжелый пиридин. Последние два соединения проявляют также собирательное действие. Вспениватель ИМ-68 представляет собой смесь гексилового, гептилового и октилового спиртов. Этот пенообразователь нетоксичен и не проявляет собирательного действия.

Вспениватели ОПСБ (окись пропилен-спирт бутиловый) и ОПСМ (окись пропилен-спирт метиловый) представляют собой смесь монометиловых  $\text{CH}_3[\text{O}(\text{CH}_2)(\text{CHCH}_3)]_n\text{OH}$  и монобутиловых  $\text{C}_4\text{H}_9[\text{O}(\text{CH}_2)(\text{CHCH}_3)]_n\text{OH}$  эфиров полипропиленгликоля. Эти пенообразователи очень эффективны и не проявляют собирательного действия.

Для повышения устойчивости пены применяют реагенты-стабилизаторы, изменяющие строение и состав адсорбционных слоев на поверхности пузырьков и характер минерального покрытия этой поверхности. Эти вещества можно разделяют на три группы:

1 – растворимые в воде вещества, образующие истинные растворы (низшие спирты, скипидары);

2 – поверхностно-активные вещества, образующие в воде коллоидные или полукolloидные растворы; концентрируясь в адсорбционном слое эти вещества образуют твердообразные структуры (сапонин и др.);

3 – аполярные вещества (керосин).

В избыточных количествах стабилизаторы разных групп действуют различно. Реагенты первой группы при больших расходах, как правило, увеличивают устойчивость пены. Это объясняют тем, что избыточная концентрация гетерополярных молекул снижает гидратированность поверхности пузырька. Реагенты третьей группы при избытке резко снижают устойчивость пены, а при больших расходах керосина пена полностью уничтожается. Только реагенты

второй группы оказывают стабилизирующее действие даже при больших расходах.

### 5.3.3. Реагенты-депрессоры

Применением при флотации реагентов-собирателей и пенообразователей достигается достаточная избирательность только при обогащении монометаллических полезных ископаемых. Для разделения полиметаллических полезных ископаемых обязательно применение реагентов-депрессоров и активаторов. Депрессорами называют вещества, понижающие адсорбцию собирателя на минеральной поверхности и, как следствие, повышающие ее смачиваемость и понижающие флотированность. Депрессор должен действовать селективно и его действие может быть уничтожено действием других реагентов. Механизм действия депрессоров, в зависимости от их химических и физико-химических свойств (по К. А. Разумову), может быть представлен одной из четырех схем.

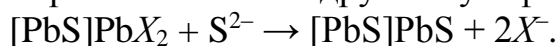
1. Депрессор мешает образованию на минерале слоя собирателя, а если собиратель введен в процесс ранее депрессора, то последний способствует растворению пленки собирателя, восстанавливая таким образом смачиваемость минерала. Примером такого механизма действия может служить депрессирование цианидами сульфидов меди, например, халькопирита. В присутствии в пульпе ксантогената на поверхности сульфидов меди образуется пленка из ксантогената одновалентной меди  $CuX$ , где  $X$  – ион ксантогената. Эта пленка в воде растворяется и в раствор переходят ионы  $Cu^+$  и  $X^-$ :



Здесь  $[CuFeS_2]$  – поверхность частицы халькопирита.

При введении цианидов ( $NaCN$  или  $KCN$ ) ионы меди связываются в слабодиссоциирующие комплексные ионы  $[Cu(CN_2)]^-$ . В результате концентрация ионов меди в растворе резко понижается, что приводит к сдвигу в прямом направлении реакции растворения пленки ксантогената меди. При избытке в растворе ионов  $CN^-$  практически все ионы меди связаны в комплексные ионы, гидрофобная пленка ксантогената меди полностью растворяется и минерал теряет способность флотироваться, т. е. депрессируется.

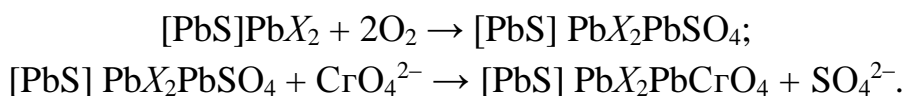
2. Депрессор, вытесняя собиратель с поверхности минерала, покрывает ее гидрофильной пленкой. Если депрессор ввести в пульпу раньше собирателя, то последний не будет взаимодействовать с минералом. Этот механизм имеет место при депрессии сернистым натрием галенита и других сульфидов



Ионы серы вытесняют ионы ксантогената.

3. Депрессор увеличивает гидрофильность поверхности минерала без вытеснения собирателя. При введении депрессора раньше собирателя гидрофобная пленка на минерале не образуется. Вследствие неоднородности поверхности минерала коллектор закрепляется неравномерно. На участках поверхности минерала, не занятых коллектором, депрессор может вступать во взаимодействие с минералом и образовывать на нем гидрофильное поверхностное соединение. Примером такого механизма может служить депрессия галенита двухромовоокис-

лым калием ( $K_2Cr_2O_7$ ). Двуххромовоокислый калий является окислителем, а хроматы свинца обладают малой растворимостью. При окислении галенита на его поверхности образуется сульфидосульфат свинца (по Д. А. Шведову), из которого ионы  $SO_4^{2-}$  могут вытесняться хроматными ионами:



Таким образом, на участках, не занятых коллектором, вместо менее гидрофильной поверхности галенита образуется более гидрофильная поверхность сульфидохромата свинца. Это и приводит к депрессии галенита.

При высокой концентрации хроматных ионов депрессия галенита может идти по второму механизму действия.

При высокой концентрации депрессора и длительном воздействии пленка собирателя может быть вытеснена с поверхности минерала и третья схема перейдет во вторую.

4. Депрессор образует толстый слой гидрофильного шлама из неорганических или органических тонкодисперсных частиц на поверхности минерала, частично покрытой собирателем. Введение депрессора ранее собирателя исключает возможность взаимодействия собирателя с минералом. Тонкодисперсные и коллоидные частицы имеют значительно больший размер, чем ион коллектора. Закрепляясь на свободном от коллектора участке поверхности минерала, они препятствуют образованию контакта между коллекторным слоем и пузырьком воздуха. Например, этот механизм имеет место при депрессии сфалерита серно-кислым цинком в щелочной среде, создаваемой содой. В этих условиях образуется осадок основного карбоната цинка, налипающий на поверхность зерен сфалерита:



В практике флотации в качестве депрессоров применяются щелочи (обычно известь), цианиды, цинковый купорос ( $ZnSO_4 \cdot 7H_2O$ ), смесь цианида с цинковым купоросом, сернистый натрий ( $Na_2S$ ), хромовоокислые соли ( $K_2Cr_2O_7$ ), жидкое стекло и органические коллоиды.

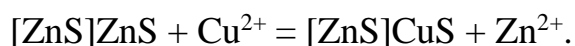
Депрессирующее действие жидкого стекла обусловлено закреплением на минеральных поверхностях сильно гидратированных мицелл кремниевой кислоты. Жидкое стекло хорошо депрессирует кварц и силикаты, слабее – сульфиды. При высоких концентрациях оно депрессирует все минералы. Депрессирующее действие органических коллоидов основано на их способности образовывать в пульпе мицеллы. Гидрофильные мицеллы, покрывая поверхности минералов, депрессируют их. Они депрессируют те же минералы, что и жидкое стекло. При высоких концентрациях депрессируют все минералы. К депрессорам этой группы относятся: крахмал, декстрин, танин, карбоксиметилцеллюлоза. Последний реагент не депрессирует сульфиды.

### 5.3.4. Активаторы

Активаторы действуют на границе раздела минеральная частица – вода. Их применяют для улучшения флотуемости минералов. Активаторы способствуют закреплению собирателя на минерале. Действие активаторов заключается или 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 полезных минералов в качестве активаторов применяют: медный купорос; сернистые и гидросернистые соединения щелочных и щелочноземельных металлов; серную кислоту, кислород и др.

Медный купорос  $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$  применяют для активации сфалерита. Активирующее действие его заключается в связывании цианида, если сфалерит был депрессирован, и в образовании на поверхности сфалерита сульфида меди, прочно связанного со сфалеритом:



Ксантогенат прочнее закрепляется на пленке сульфида меди, чем на естественной поверхности сфалерита. Медный купорос слабо активирует пирит и пирротин. Скорость взаимодействия медного купороса с минералами зависит от рН пульпы. В щелочной среде активация происходит более медленно, так как концентрация в пульпе ионов меди ниже. Время перемешивания с медным купоросом для депрессии сфалерита 10...15 мин. Дозировка медного купороса в пересчете на безводную соль составляет 200...400 г/т руды.

Сернистый натрий применяют при флотации окисленных минералов цветных металлов для сульфидизации их поверхности, происходящей в результате замещения поверхностных анионов сульфидным ионом. На минеральных зернах образуется пленка сульфида. Ионы серы депрессируют сульфиды. Поэтому, до тех пор пока в пульпе имеются свободные ионы серы, сульфидизированные минералы практически остаются задепрессированными. В результате взаимодействия с минералом и окисления кислородом количество свободных сульфидных ионов в пульпе постепенно уменьшается и, как только они исчезнут, ксантогенат-ион получает возможность адсорбироваться на пленке сульфида, образовавшегося на поверхности окисленного минерала. В этот момент окисленные минералы хорошо флотуруются. В дальнейшем, сульфидная пленка окисляется и отслаивается вместе с закрепившимся на ней ксантогенат-ионом, в результате чего флотация прекращается. Для возобновления флотации осуществляется повторная сульфидизация.

Серную кислоту применяют для активации пирита и пирротина. Активация состоит в растворении пленки гидроксида железа на поверхности минеральных зерен.

Кислород воздуха активирует поверхность сульфидных минералов в результате некоторого окисления ее и окисления свободных сульфидных ионов в пуль-

пе. Сильное окисление поверхности сульфидных минералов вредно, так как увеличивает расход собирателя

### 5.3.5. Регуляторы среды

Регуляторы среды применяют при флотации для: регулирования рН пульпы; удаления из пульпы нежелательных ионов; регулирования процессов диспергации и коагуляции шламов.

Активность действия коллекторов, депрессоров и активаторов зависит от рН пульпы, поэтому установление оптимальной щелочности имеет большое значение при флотации полезных ископаемых.

На практике для регулирования рН пульпы применяют щелочи и кислоты. Для создания щелочной среды используют известь (в виде известкового молока  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ ), соду и, реже, едкий натр или сернистый натрий. Расход извести при флотации сульфидных руд цветных металлов колеблется в пределах 2...3 кг/т (в зависимости от качества обожженной извести). Для создания кислой среды применяют серную кислоту

В пульпе всегда присутствует большое количество различных ионов. Концентрация их зависит от качества воды и растворимости содержащихся в руде минералов. Эти ионы называются «неизбежными» ионами и чаще они оказываются вредными. К ионам, нарушающим ход флотационного процесса, относятся следующие:

1. Ионы, понижающие концентрацию собирателя. Например, флотации олеатом натрия мешают ионы кальция и магния, так как они взаимодействуют с олеат-ионом, образуя труднорастворимые соединения, выпадающие в осадок, что снижает концентрацию собирателя и ухудшает флотацию.

2. Ионы, активирующие те минералы, которые в данной операции необходимо депрессировать. Например, при флотации минералов свинца при обогащении свинцово-цинковых руд депрессируют цинковые минералы. В пульпе, направляемой в свинцовую флотацию, нежелательными являются ионы меди, так как они активируют сфалерит и способствуют переходу его в пену вместе с галенитом.

3. Ионы, депрессирующие минералы, подлежащие флотации. Например, избыток ионов серы оказывает депрессирующее действие при флотации сульфидов.

Особенно сильно мешают флотации ионы многовалентных металлов. Для удаления этих ионов применяют реагенты (чаще всего известь), связывающие их в нерастворимые гидроксиды.

Тонкие шламы сильно нарушают процесс флотации. Обладая большой удельной поверхностью, они проявляют высокую адсорбционную способность и поглощают собиратель, что сильно увеличивает его расход. Шламы легко осаждаются на минеральных зернах. Шламы пустой породы, адсорбировавшись на флотируемом минерале, прекращают его флотацию, а шламы флотируемого минерала, адсорбировавшись на нефлотируемом минерале, создают условия для перехода его в пену. Особенно вредна при флотации так называемая неселективная коагуляция. Для ее предупреждения используют реагенты-диспергаторы. В

качестве диспергаторов применяют жидкое стекло, крахмал и др. Однако эти реагенты являются депрессорами для большинства минералов, поэтому расход жидкого стекла при использовании его в качестве пептизатора должен быть значительно меньше, чем при применении его как депрессора.

#### **5.4. Флотационная аппаратура**

К флотационной аппаратуре относятся флотационные машины, контактные чаны и питатели реагентов.

Флотационными машинами называют аппараты, в которых происходит флотация. Для ведения флотационного процесса во флотационной машине должны быть обеспечены: 1) перемешивание, необходимое для поддержания минеральных частиц во взвешенном состоянии; 2) необходимый для эффективного разделения частиц расход воздуха, его диспергирование на мелкие пузырьки и их равномерное распределение по объему камеры; 3) создание спокойной зоны пенообразования на поверхности пульпы; 4) подача питания и отдельная разгрузка пенного и камерного продуктов; 5) уровень пульпы в машинах должен легко регулироваться; 6) машина должна быть возможно более дешевой, детали ее износоустойчивыми, а расход энергии небольшим.

По способу перемешивания и аэрации пульпы применяемые в настоящее время флотационные машины разделяют на механические, пневматические и пневмомеханические, а по характеру продольного перемещения пульпы флотационные машины – на прямоточные и камерные. На обогатительных фабриках при обогащении руд цветных металлов почти исключительно применяют механические флотационные машины. Известны вакуумные машины, в настоящее время не применяемые.

Главным фактором, определяющим качество работы флотационных машин, является аэрация пульпы. Аэрация пульпы характеризуется количеством воздуха, проходящего в единицу времени через единицу объема пульпы [л/(м<sup>3</sup>мин)]. Кроме дисперсности и распределения воздушных пузырьков следует также учитывать скорость их всплывания в машине

В механических и пневмомеханических машинах крупность основной массы пузырьков колеблется в пределах 0,85...0,91 мм. В машинах пневматического типа крупность воздушных пузырьков возрастает в 1,5...2 раза. В машинах с изменением давления (вакуумных и эжекторных) дисперсность воздуха весьма велика – размеры основной массы пузырьков составляют 0,01...0,1 мм.

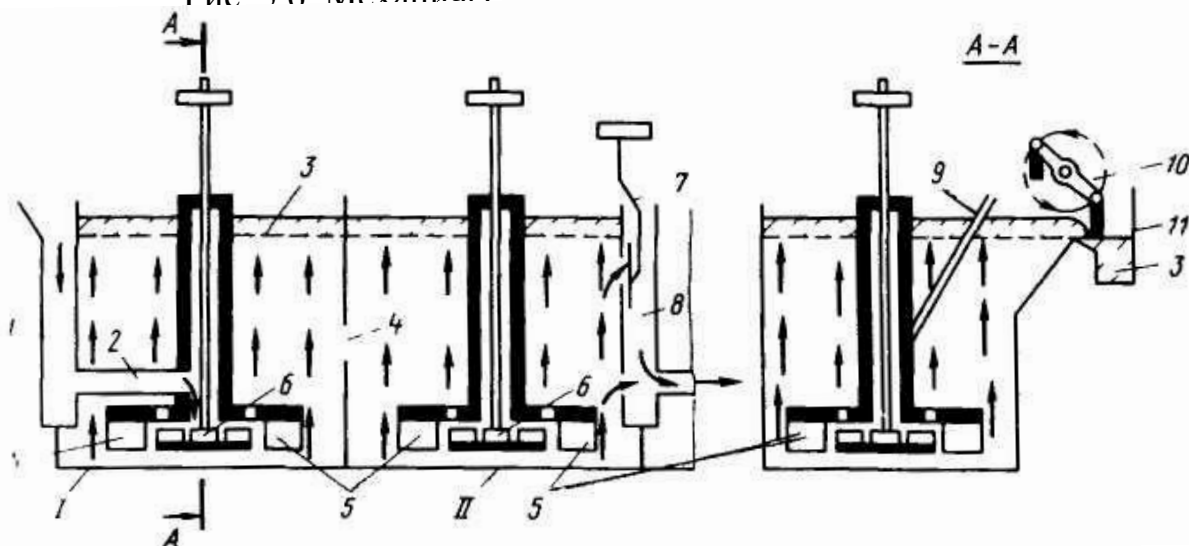
Во флотационных машинах всплывают не одиночные пузырьки, а масса их. Средняя скорость всплывания пузырьков во флотационных машинах колеблется от 3,7 до 4,05 см/с.

Механическая флотационная машина состоит из ряда прямоугольных камер, разделенных перегородками. Стандартная машина конструкции института "Механобр" (рис. 5.6.) собирается из ряда прямоугольных двухкамерных секций, в которых одна из камер всасывающая, а другая прямоточная. Однако, при необхо-

димости, машина может состоять из одних всасывающих камер или из звеньев,

включающих всасывающую и одну или несколько прямоточных камер.

Рис. 5.6 Механическая флотационная машина «Механобр»



здуху.  
эпада-  
амеру.  
в зоне  
пелле-  
нии с  
ие пу-  
тицы.  
жима-  
чную  
ерего-  
исыва-

ющи камеры, пульпа поступает через коробку 8 с регулятором уровня 7.

Флотационные машины «Механобр» изготавливают от № 1 до № 7. Объем камеры машины № 1 – 0,14 м<sup>3</sup>, а камеры машины № 7 – 6,2 м<sup>3</sup>.

Основным недостатком машин «Механобр» является то, что при быстром износе лопастей импеллера и статора зазор между ними увеличивается, что значительно снижает количество засасываемого воздуха и производительность машины.

Для флотации руд по простым схемам целесообразно применение машин простых конструкций. К таким машинам относятся аэролифтные (пневматические) машины. Поперечный разрез такой машины изображен на рис. 5.7. Аэрацию и перемешивание пульпы в аэролифтной машине проводят сжатым воздухом, подаваемым через трубу, расположенную в центре камеры. Эти машины работают по принципу аэролифта – воздушного подъемника пульпы.



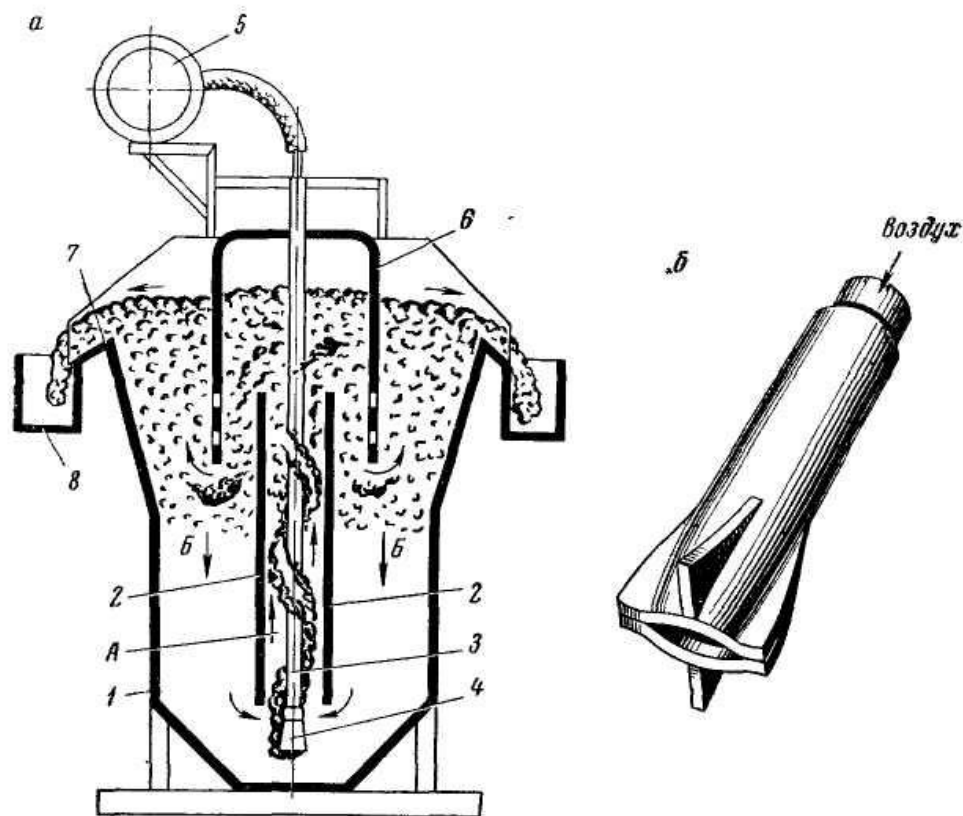


Рис. 5.7. Пневматическая (аэролифтная) флотационная машина:  
 а – поперечный разрез; б – резиновый наконечник аэрационной трубки

В длинной ванне 1 двумя продольными не доходящими до дна перегородками 2 выделены аэрационная аэролифтная зона А и две флотационные зоны Б. Над аэрационной зоной установлен колпак 6. Нижние концы боковых стенок колпака 6 всегда расположены ниже уровня пульпы и имеют два ряда отверстий. Сжатый воздух от воздуходувки поступает в коллектор 5, смонтированный над ванной вдоль ее продольной оси.

Из коллектора сжатый воздух по аэрационным трубкам 3, снабженным резиновыми наконечниками 4, поступает в нижнюю часть аэрационной зоны. Щель наконечника раздвигается сжатым воздухом и он проходит в машину. При прекращении подачи воздуха щель закрывается и аэрационные трубки не забиваются.

Исходная пульпа поступает в нижнюю часть машины через загрузочную камеру в торце ванны 1, заполняет ванну и движется вдоль нее. Воздух, выходя из аэрационных трубок, насыщает пульпу пузырьками в аэрационном отделении, что заставляет пульпу циркулировать в вертикальном направлении. В аэрационной зоне пульпа поднимается вверх, а в флотационных зонах опускается вниз. Пульпа в аэрационной зоне насыщена пузырьками воздуха и имеет меньшую плотность, чем пульпа во флотационных зонах. Продвигаясь вдоль машины, пульпа совершает многократные вертикальные циркуляции. Воздух, попавший в пульпу, диспергируется на пузырьки в вихревых струях, образующихся при двухкратном изменении направления движения потоков при огибании продольных перегородок и колпака.

Минерализованные пузырьки воздуха образуют подвижную пену, стекающую через длинные борта 7 в концентратные желоба 8. Минеральные зерна, не прилипшие к воздушным пузырькам, опускаются в флотационных зонах вниз и возвращаются в нижнюю часть аэрационного отделения. Хвосты разгружаются из машины через разгрузочное устройство в конце ванны.

Глубина ванн аэролифтных машин составляет от 0,9 (мелкие машины) до 2,5...3,0 м (глубокие машины). Длина ванн 3...16,5 м, ширина 1,5...2,0 м. Аэрационные трубки имеют диаметры 13, 19 и 25 мм, расстояние между ними 85...150 мм. Давление воздуха 1,1...1,2 ата (мелкие машины) и 1,3...1,4 ата (глубокие машины). Расход воздуха от 3 до 9 м<sup>3</sup>/мин на 1 м длины машины.

Пневматические машины просты по конструкции, не имеют движущихся частей, отличаются дешевизной и экономичностью при эксплуатации. При равноценных качественных и количественных показателях они позволяют снизить себестоимость передела флотации (по сравнению с машинами механического типа) на 20...25%. Однако, они очень требовательны к гранулометрическому составу твердой фазы, трудно вводятся в действие после останова вследствие забивания воздухоподводящих трубок, насадок и решеток, плохо работают на крупнозернистом тяжелом материале и неприменимы при сложных схемах флотации.

Отличительной особенностью пневмомеханических флотационных машин является то, что в этих машинах импеллер вращается с частотой, необходимой для поддержания частиц во взвешенном состоянии и тонкого диспергирования воздуха, а воздух подают в машину от воздуходувки под давлением  $P_{изб} = 10...30$  кПа. Поступление воздуха от воздуходувки позволяет, по сравнению с механическими флотационными машинами, обеспечить его постоянный расход в машине независимо от износа аэратора и регулировать его по фронту флотации. Уровень пульпы поддерживают регулятором, установленным в последней камере, и изменением количества подаваемого воздуха. По сравнению с механическими машинами типа «Механобр» время флотации в пневмомеханических машинах меньше на 30...40%, они расходуют на 30...40% меньше электрической энергии, а эксплуатационные расходы при их использовании ниже на 30%.

В СССР разработан процесс пенной сепарации, при котором флотация протекает непосредственно в слое пены. Сущность этого процесса заключается в том, что обработанная реагентами пульпа подается на перемещающийся в горизонтальном направлении слой пены. Гидрофобные минералы удерживаются в пене и вместе с ней удаляются из пенного слоя, а гидрофильные выпадают под действием силы тяжести или увлекаются жидкостью, вытекающей из межпузырьковых каналов.

Метод пенной сепарации значительно повышает верхний предел крупности флотируемых зерен и находит все большее применение при флотации калийных солей серных, фосфоритовых, марганцевых и других руд. На рис. 5.8. приведена принципиальная схема машины пенной сепарации

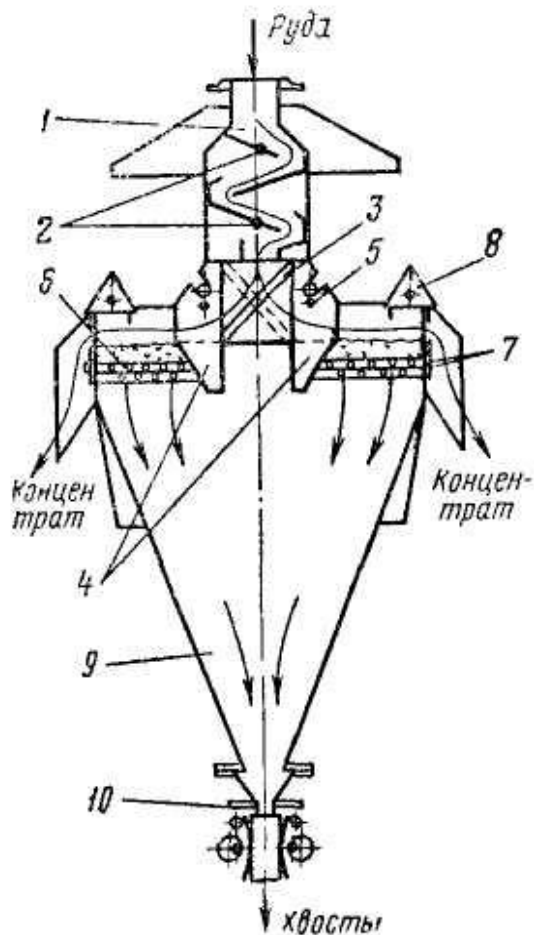


Рис. 5.8. Принципиальная схема машины пенной сепарации

Подготовленная к флотации исходная пульпа с содержанием твердого до 60% подается по трубам или желобам на загрузочное устройство 1, растекается по наклонным декам 2 и попадает на струйчатый делитель 3, обеспечивающий деление потока на обе стороны машины. Из делителя пульпа поступает в желоба 4, где в результате эжекции воздуха струями жидкости, вытекающими под давлением из сопел 5, насыщается мельчайшими пузырьками воздуха. Предварительно аэрированная пульпа поступает на пенный слой, создаваемый в машине аэраторами 6 (резиновые перфорированные трубки). Пенный продукт удаляется через регулируемый сливной порог 7, либо самотеком, либо с помощью пеногонов 8. Гидрофильные частицы выпадают из пены, сгущаются в пирамидальной ванне 9 и выгружаются через шламозатвор 10.

В машинах пенной сепарации при более низких энергозатратах возможна флотация частиц в 5...10 раз крупнее, чем во флотационных машинах, где флотация идет в объеме пульпы, причем при более высокой скорости флотации и без применения насосов и других перекачивающих устройств и без предварительного обесшламливания.

### **5.5. Технология флотационного процесса**

В практике флотации полезных ископаемых применяют разнообразные технологические схемы, обеспечивающие получение высоких показателей обогаще-

ния. Выбор той или иной схемы зависит, прежде всего, от характера обогащаемой руды. Флотационные схемы различают по числу операции, циклов и стадий флотации, точкам возврата промежуточных продуктов и подачи реагентов.

К факторам, определяющим ход флотационного процесса, относятся: крупность и гранулометрический состав руды, плотность пульпы, реагентный режим, продолжительность флотации, скорость потока пульпы через флотомашину, интенсивность аэрации и перемешивания пульпы в машине, температура пульпы. Значение большинства факторов, обеспечивающих наилучшие результаты флотации, устанавливают опытным путем. В зависимости от колебаний свойств состава руды и реагентов, регулируют только некоторые факторы, чаще всего реагентный режим.

Очень редко в практике флотации удается получить кондиционный концентрат и отвальные хвосты в одну операцию. Обычно это достигается лишь при совокупности отдельных операций флотации. По своему назначению различают следующие операции флотационного процесса: основная флотация, контрольная флотация и перечистная флотация или просто перечистка.

Основная флотация – это первая операция флотации, в которой производится отделение полезных минералов руды от основной массы примесей. В одной и той же схеме флотации может быть несколько основных флотации, например, при обогащении сложных полиметаллических руд. Флотация, при которой полезные минералы переходят в пенный продукт, называется прямой, а если в пенный продукт переходят минералы пустой породы – обратной.

Контрольная флотация – это операция флотации хвостовой ветви схемы, производимая с целью доизвлечения полезного минерала из хвостов основной флотации.

Перечистные флотации (перечистки) – это операции повторной флотации первичных концентратов или продуктов контрольной ветви схемы, производимые для повышения качества концентратов.

При контрольных и перечистных операциях образуются так называемые промежуточные продукты, которые подвергают дополнительной обработке для извлечения из них полезных минералов.

Промежуточные продукты, представляющие собой концентраты контрольных флотации и хвосты перечисток концентрата, могут обрабатываться совместно с рудной пульпой с предварительным доизмельчением или без него. При этом точки возврата промпродуктов в основной рудный поток могут быть различны. Выбор точек возврата зависит прежде всего от требуемого качества концентрата, флотационных свойств минералов, наличия сростков, количества самих промпродуктов и содержания твердого в них.'

Концентрат контрольной флотации, как правило, направляют в основную флотацию, хвосты же перечисток могут быть направлены в предыдущую операцию, а могут быть объединены и вместе направлены в основную флотацию. В последнем случае к ним может быть присоединен концентрат контрольной флотации.

На рис. 5.9. изображена схема распределения операций флотации в одной многокамерной флотационной машине. Перечистка концентрата размещается в голове машины. Поток исходной пульпы направляется во всасывающую камеру основной флотации. Пенный продукт основной флотации поступает самотеком в головную всасывавшую камеру перечистки, концентрат которой является конечным. Хвосты перечистки, смешиваясь с рудным потоком, поступают в основную флотацию.

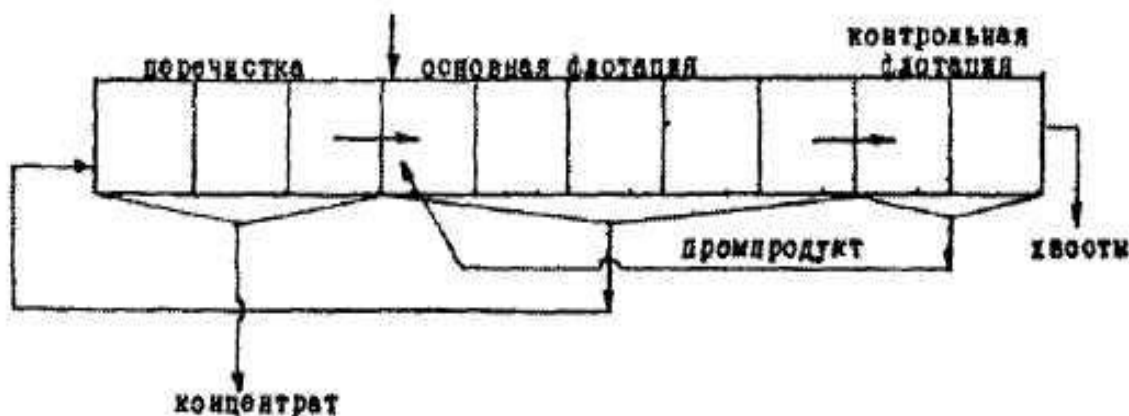


Рис. 5.9. Схема распределения операций в флотационной машине

Циклом флотации называют группу операций флотации, в которой выделяется один или несколько готовых (не подвергаемых дальнейшей флотации) продуктов.

Стадия флотации – совокупность операций измельчения материала до определенной крупности и операций флотации, проводимой при этой крупности. В зависимости от характера вкрапленности минералов применяют одно- и многостадийные схемы (двух-, трех- и т. д.).

Монометаллические руды, из которых извлекают лишь один полезный минерал, могут обогащаться по схемам одно-, двух- и трехстадийной флотации. Причем, количество стадий флотации зависит от характеристики вкрапленности полезного минерала, а также способности его и минералов пустой породы к ошламованию.

На рис. 5.10. приведены принципиальные схемы стадийной флотации.

При крупной вкрапленности полезных минералов, которые не склонны к ошламованию при измельчении, можно получить кондиционные концентраты и отвальные хвосты флотацией грубоизмельченной руды по простой одностадийной схеме.

Наличие в руде легко шламуемых полезных минералов требует применения двухстадийной схемы флотации, в которой кондиционный концентрат, выделяют в первой стадии. Хвосты первой стадии доизмельчают и передают на вторую стадию флотации. Такая схема позволяет предохранить основную массу минералов от ошламования.

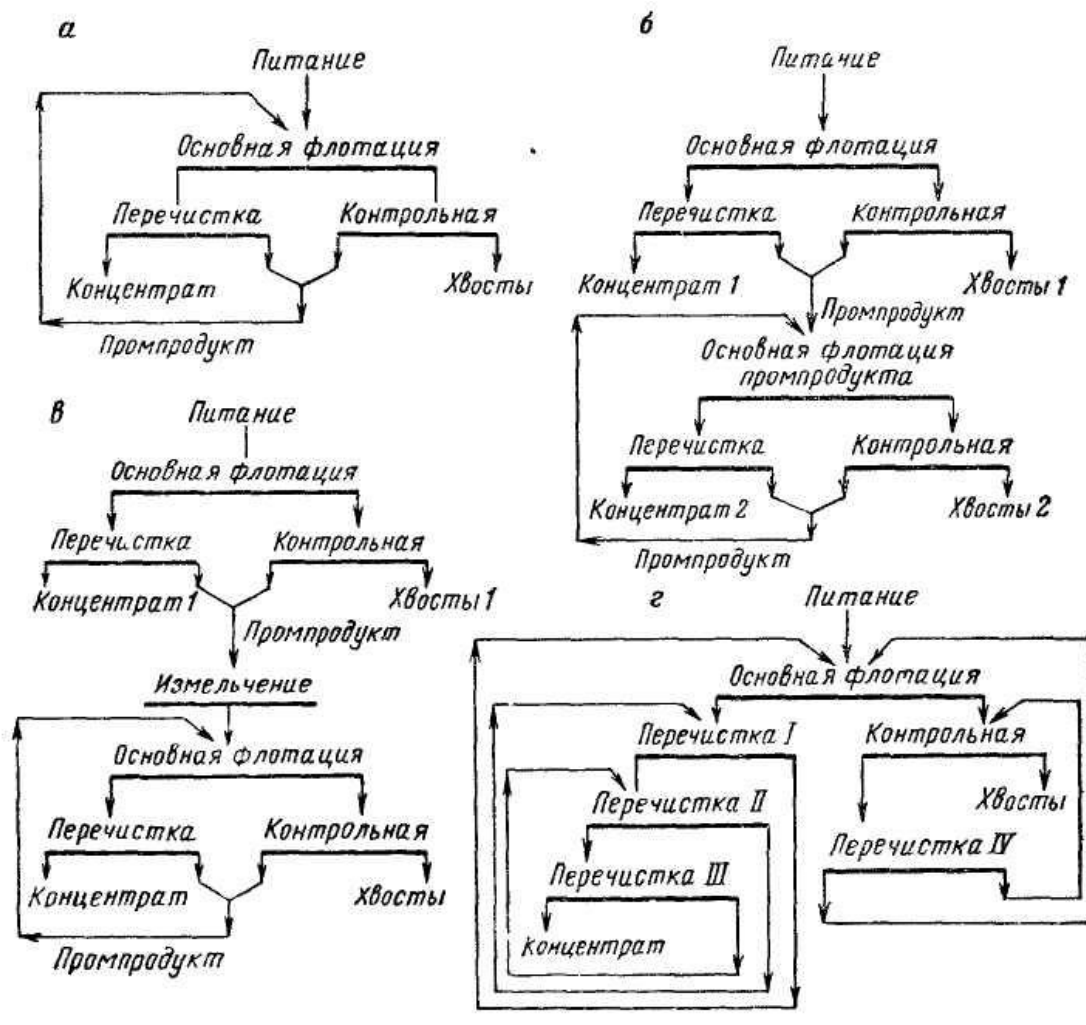


Рис. 5.10. Принципиальные схемы стадийной флотации:  
*а.* – одностадийная; *б* – двухстадийная; *в* – двухстадийная с доизмельчением промпродукта; *г* – многoperечистная

Если тонкие сростки полезного минерала с другими минералами заключены в агрегаты, то из такой руды после грубого измельчения выделяют основную массу отвалных хвостов и бедный концентрат, который после доизмельчения поступает во вторую стадию флотации. При этом хвосты второй стадии флотации могут иметь значительное содержание полезного минерала и направляться в первую стадию флотации без измельчения.

При неравномерной вкрапленности полезных минералов сравнительно грубое измельчение позволяет сразу выделить часть полезных минералов, присутствующих в виде крупных выделений, в концентрат на первой стадии флотации. Богатые хвосты направляют на доизмельчение, а затем во вторую стадию флотации. Если полезный минерал сильно шламуется, то обычно применяют трехстадийную схему с доизмельчением хвостов первой стадии флотации и промпродуктов второй. Руды с очень сложной и неравномерной вкрапленностью обогащают, обычно, по трехстадийным схемам.

Для полиметаллических руд, из которых получают два и более концентратов, в зависимости от природных флотационных свойств минералов, применяют коллективный, селективный и коллективно-селективный методы флотации. При

коллективной флотации сначала выделяют из руды все ценные компоненты в общий (коллективный) концентрат), из которого затем выделяют индивидуальные концентраты. Если же полезные минералы извлекают последовательно один за другим, то такая схема флотации называется селективной или избирательной. Обычно по этой схеме сначала извлекают легко флотируемые минералы, а затем трудно флотируемые. Схемы селективной флотации получили широкое распространение при обогащении руд цветных и редких металлов.

Схемы предварительной коллективной флотации имеют ряд преимуществ перед селективной: меньший фронт флотации и меньший расход депрессоров и активаторов.

## 6. Магнитные методы обогащения

Магнитным обогащением называется процесс переработки минерального сырья для отделения магнитных минералов (а при необходимости и их разделения) от пустой породы с помощью притяжения частиц с повышенной удельной магнитной восприимчивостью  $\chi$  в наиболее напряженные и неодородные участки магнитного поля или, наоборот, отталкивания магнито жестких частиц из этих участков рабочего пространства сепараторов. Процессы магнитного обогащения находят широкое применение при обогащения руд черных, редких и цветных металлов, регенерации сильномагнитных утяжелителей, удаления железистых примесей из кварцевых песков, абразивов, керамического сырья, флюсов, ванадийсодержащих шлаков и других материалов, а также пищевых продуктов. Основными объектами магнитного обогащения являются магнетитовые, титаномагнетитовые, магнетито-гематитовые, окисленные железные, сидеритовые, хромитовые, а также марганцевые руды.

В настоящее время разделение материалов по магнитным свойствам осуществляется, главным образом, в постоянном магнитном поле. Наряду с магнитными свойствами разделяемых частиц на показатели обогащения оказывают влияние их плотность, крупность и форма, а также конструктивные особенности магнитного сепаратора. На разделение в магнитном поле существенно влияет магнитная флокуляция сильномагнитных частиц. Магнитное обогащение производят только в неоднородных магнитных полях, в которых напряженность в различных точках поля отличается и по величине и по направлению. Для создания неоднородного поля используют магниты с полюсами криволинейной или угловатой формы. На зерно, внесенное в неоднородное магнитное поле, действует магнитная сила,  $H$ :

$$F_M = \mu_0 m \chi H(\text{grad } H),$$

где  $\mu_0$  – магнитная постоянная (магнитная проницаемость вакуума), равная  $1,26 \cdot 10^{-6}$  Гн/м;  $\chi$  – удельная магнитная восприимчивость, м<sup>3</sup>/кг;  $m$  – масса зерна, кг;  $H$  – напряженность магнитного поля, А/м;  $\text{grad } H$  – градиент напряженности магнитного поля  $dH/dx$ , А/м<sup>2</sup>.

Если для зерна действующая на него магнитная сила будет превышать сумму противодействующих механических сил (тяжести, трения), то такое зерно будет притягиваться к полюсам магнитной системы сепаратора и извлекаться из исходной смеси в магнитный продукт. Минеральные зерна, имеющие низкую магнитную восприимчивость, практически не намагничиваются и не взаимодействуют с магнитным полем. Они пройдут через поле только под действием механических сил (силы тяжести, силы трения) и будут выделяться в немагнитный продукт. Для успешного разделения материалов коэффициент селективности магнитного обогащения, равный отношению удельных магнитных восприимчивостей, должен быть не менее 3.

В практике магнитного обогащения применяют следующую классификацию минералов по величине их удельной магнитной восприимчивости:

- сильномагнитные с  $\chi > 4 \cdot 10^{-5}$  м<sup>3</sup>/кг, извлекаемые в сепараторах с относительно слабым магнитным полем напряженностью до 160 кА/м; к этой группе относятся ферро-, ферри- и антиферромагнитные вещества – естественный и искусственный магнетит Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>, маггемит ( $\gamma$ Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), титаномагнетит, пирротин, ферриты;

- слабомагнитные с  $\chi > 1,2 \cdot 10^{-7}$  м<sup>3</sup>/кг, извлекаемые в сепараторах сильным магнитным полем напряженностью более 800 кА/м; к этой группе относится большинство минералов черных и редких металлов, например, некоторые оксиды, гидроксиды и карбонаты железа, марганца, хрома и редких металлов, ильменит; нижний предел удельной магнитной восприимчивости минералов, извлекаемых в сепараторах с сильным полем имеет тенденцию к понижению по мере совершенствования конструкций магнитных сепараторов;

- немагнитные с  $\chi < 1,2 \cdot 10^{-7}$  м<sup>3</sup>/кг, не извлекаемые при магнитном обогащении, например, рутил TiO<sub>2</sub>, циркон ZrSiO<sub>4</sub>, касситерит SnO<sub>2</sub> и материалы пустой породы (кварц, полевые шпаты, кальцит и др.); поверхность зерен немагнитных минералов может содержать изоморфные примеси оксидов железа, придающие этим зернам слабомагнитные свойства.

Магнитную восприимчивость минералов, содержащих слабомагнитные оксиды железа, можно, в ряде случаев, увеличить их восстановительным обжигом.

В сепараторах для обогащения сильномагнитных руд применяются обычно открытые многополюсные магнитные системы (рис. 6.1, а), а в сепараторах для слабомагнитных руд – замкнутые магнитные системы (рис. 6.1, б). Последние экономичнее открытых многополюсных систем и позволяют создавать поля большой напряженности. Однако использование замкнутых магнитных систем всегда связано с опасностью забивания рабочей зоны сепаратора флюкулами сильномагнитных частиц.

Рабочей зоной сепаратора называется участок, на котором происходит извлечения магнитных частиц в результате их притяжения к рабочему органу сепаратора (барабану, диску, валку), удерживание на рабочем органе и транспортирование к месту разгрузки при возможном удалении захваченных немагнитных частиц. Сепараторы с низкой напряженностью поля для сильномагнитных руд имеют рабочую зону большой длины и высоты и их можно применять при необходимости для обогащения руды крупностью до 100 мм (при сухом обогащении). Се-



параторы с высокой напряженностью поля для слабомагнитных руд имеют рабочую зону сравнительно малой длины и высоты, что вызвано трудностью создания интенсивного поля в большом объеме. В связи с этим крупность частиц слабомагнитной руды, обогащаемой на сепараторах с сильным полем, ограничена и не превышает обычно 5...6 мм.

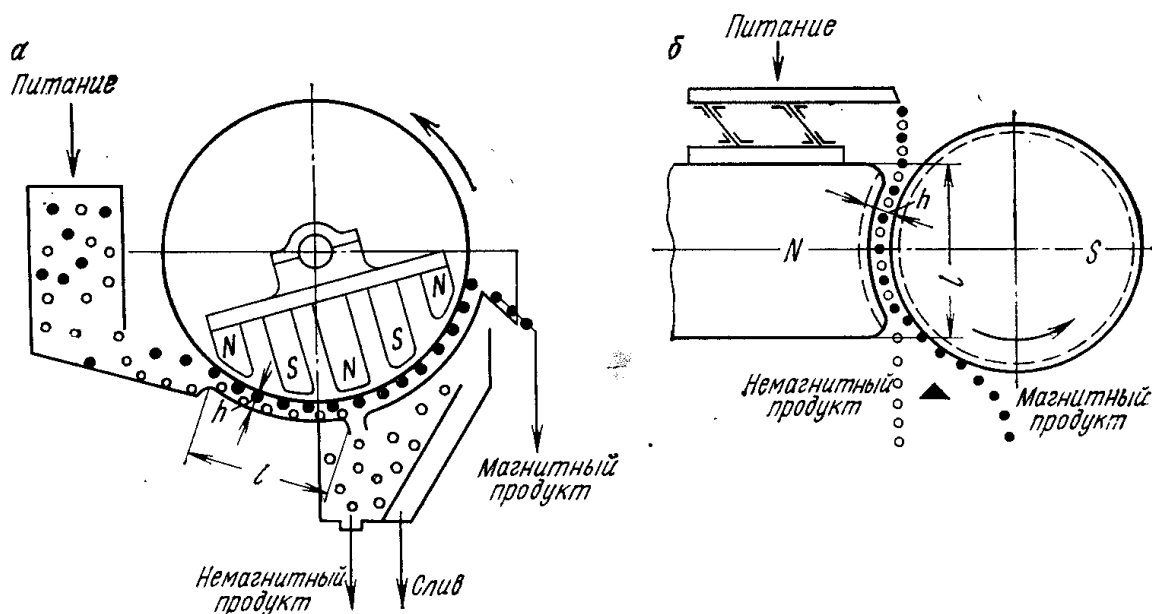


Рис. 6.1. Рабочие зоны сепараторов с открытой многополюсной магнитной системой со слабым полем (а) и с замкнутой электромагнитной системой с сильным полем (б).

Промышленностью изготавливаются сепараторы для сухого и мокрого обогащения. Материалы крупностью более 3...5 мм обогащают в воздушной среде, более мелкие материалы – в среде жидкости. Такая, мокрая, сепарация позволяет избежать слипания магнитных и немагнитных частиц. В зависимости от типа устройств для вывода магнитного продукта из зоны действия магнитной силы различают сепараторы барабанные, валковые, дисковые, ленточные и др. Подача обогащаемого материала в рабочую зону сепаратора может быть верхней (для крупного материала) и нижней (для мелких частиц). Сепаратор может иметь несколько секций, отличающихся напряженностью магнитного поля. При последовательном прохождении материала через эти секции можно последовательно отобрать несколько фракций, содержащих материалы с различной магнитной восприимчивостью; немагнитная фракция выгружается на выходе сепаратора. Если полюса магнитов перемежаются по длине барабана, то в сепараторе нет магнитного перемешивания. Магнитные зерна, прижатые магнитным притяжением к барабану, не переворачиваются при прохождении над магнитом. Чередование полюсов по ходу материала вызывает перемешивание и способствует высвобождению немагнитных зерен из массы зерен на барабане и получению более чистых магнитных продуктов. Удаляемые из магнитного поля зерна сильномагнитных материалов из-за остаточной намагниченности могут слипаться в различные агре-

гаты (флоккулы). Для устранения этого явления используют многократное перемагничивание таких концентратов в переменном магнитном поле.

Руду перед магнитным обогащением подвергают дроблению и измельчению. Выбор других подготовительных операций определяется характеристикой руды и условиями процесса обогащения. К этим операциям относятся: грохочение, обеспыливание, обесшламливание, намагничивание и размагничивание, сушка и обжиг руды.

На рис. 6.2. показана схема однобарабанного сепаратора с электромагнитной системой для сухого обогащения магнетитовых руд крупностью до 70 или 150 мм. При крупности руды до 40 мм можно применять барабанные сепараторы с постоянными магнитами.

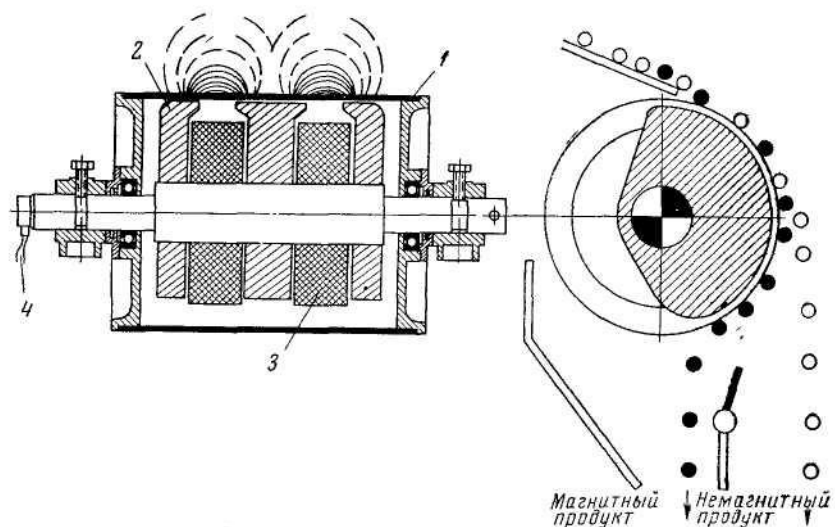


Рис. 6.2. Схема однобарабанного сепаратора для сильномагнитных руд:  
1 – вращающийся барабан; 2 – неподвижные полюса магнита; 3 – катушки электромагнита; 4 – подвод тока

Магнитная система неподвижно закреплена на оси. Полюса магнитов чередуются вдоль оси барабана. Вокруг системы на той же оси вращается барабан из немагнитного материала. Поверхность барабана футерована резиной для защиты от износа. Исходная руда вибрационным лотковым питателем ровным слоем подается на барабан. Магнитные зерна, притянутые к барабану, проходят над магнитами и отрываются в месте, где кончается зона действия магнита. Немагнитные зерна не реагируют на магнитное поле сепаратора и сбрасываются с барабана по параболической траектории. Барабан помещен над коробкой, имеющей два отделения – для приема магнитного и немагнитного материала. Шибер над перегородкой в коробке позволяет точнее разделять потоки материала.

Изготавливают однобарабанные сепараторы, а также сепараторы-агрегаты, состоящие из трех или четырех барабанов. В многобарабанных сепараторах можно осуществлять основную сепарацию и перечистку хвостов и получать три продукта – концентрат, промпродукт и хвосты.

Для мокрого обогащения сильномагнитных руд крупностью меньше 6 мм применяют барабанные сепараторы с постоянной магнитной системой (рис. 6.3.).

Барaban из немагнитного материала вращается вокруг неподвижной трех- или пятиполюсной системы. Барaban смонтирован в ванне, конструкция которой может быть различной. В сепараторах с прямоточной ванной (рис. 6.3., а) исходная пульпа с крупностью зерен до 6 мм загружается в коробку-питатель и по

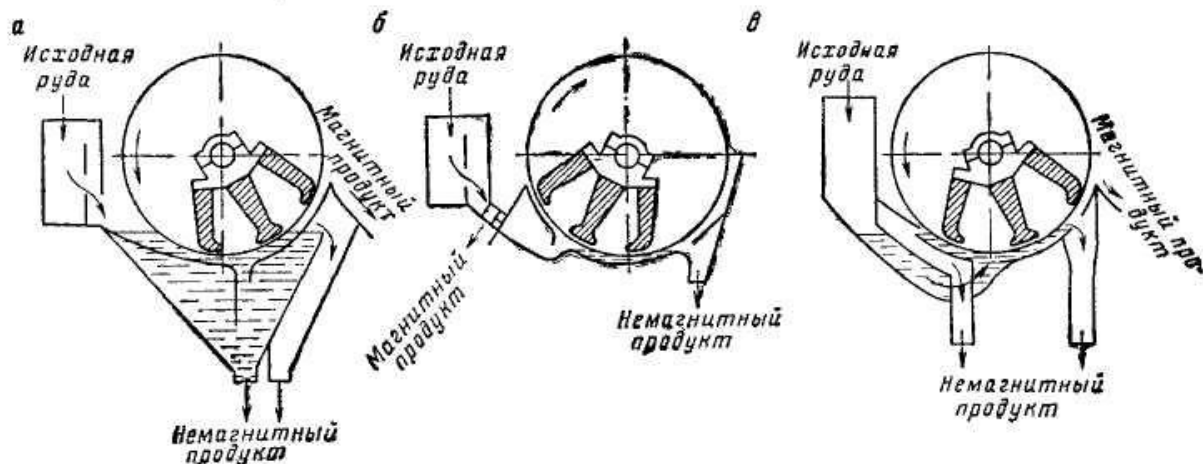


Рис. 6.3. Схема мокрого барабанного сепаратора: а – с прямоточной ванной; б – с противоточной ванной; в – с полупротивоточной ванной

лотку подается под вращающийся по ходу пульпы барабан. Магнитные зерна притягиваются к барабану, выносятся им из зоны действия магнитной системы и смываются водой в концентратный желоб. Немагнитные зерна проходят под барабаном и разгружаются через отверстия в днище ванны. Для мелкозернистых материалов (мельче 0,5 мм) рекомендуются сепараторы с противоточными ваннами (рис. 6.3., б). Здесь барабан вращается навстречу потоку пульпы. Ванна мелкая, разгрузка хвостов осуществляется через сливной порог. Для тонкозернистых материалов применяют сепараторы с полупротивоточной ванной, в которой пульпа подается под барабан снизу (рис. 6.3., в).

В один агрегат-сепаратор часто komponуют 3–4 барабана и в одном аппарате проводят несколько операций: основную сепарацию, перечистку магнитной фракции и контрольную сепарацию хвостов. Барабанные сепараторы широко применяются на магнито-обогажительных фабриках.

Для обогащения слабомагнитных руд применяют сепараторы с высокой напряженностью магнитного поля, которая достигается в замкнутых магнитных системах с сильными неоднородными полями. На рис. 6.4 приведена схема дискового сепаратора для сухого обогащения слабомагнитных руд.

Магнитная система состоит из электромагнитов, полюса которых замыкаются через воздушный зазор вращающимися железными дисками, имеющими форму опрокинутой тарелки. Напряженность поля у края дисков над полюсами электромагнитов достигает 16000 кЭ. Диаметр дисков несколько больше ширины вибрационного горизонтального лотка, по которому в рабочий зазор между полюсами магнитов и дисками ровным слоем подаются материал. Магнитные зерна притягиваются к дискам и сбрасываются с них по выходе зерен из зоны действия магнитных сил. Немагнитный материал удаляется в конце лотка.

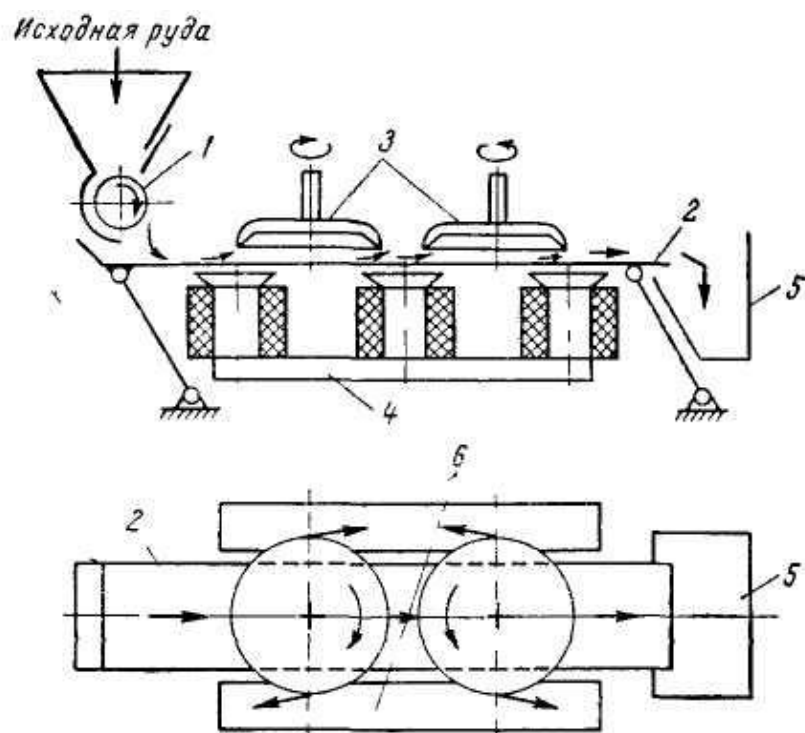


Рис.6.4. Схема дискового магнитного сепаратора для сухого обогащения слабомагнитных руд: 1 – барабанный питатель; 2 – вибрационный лоток; 3 – диски из мягкого железа; 4 – электромагнитная система, 5 – приемник немагнитного продукта, 6 – приемник магнитного продукта

## 7. Электрические методы обогащения

Для электрической сепарации полезных ископаемых используется различие в электрических свойствах минералов. Электрические свойства минералов (электропроводность, диэлектрическая постоянная, и способность приобретать электрические заряды под воздействием электрического поля и др.) определяют величину электрических сил, действующих на минеральные зерна, перемещаемые в электрическом поле.

В зависимости от величины удельной электропроводности  $\sigma$  минералы делятся на три группы: проводники,  $\sigma > 10$  (магнетит, ильменит, рутил); полупроводники,  $10^{-5} < \sigma < 10$  (сильножелезненный циркон); непроводящие (диэлектрики),  $\sigma < 10^{-5}$  См/м (монацит, слабожелезненный циркон, кварц, полевошпат и др.).

На заряженную частицу в электрическом поле действуют следующие основные активные силы, Н:

1. Кулоновская, обусловленная взаимодействием заряженной частицы с полем помпедиторная и трибоадгезионная:

$$F_{\text{Кул}} = E \cdot q,$$

где  $E$  – напряженность электрического поля, В/м;  $q$  – заряд частицы, Кл;

2. Зеркального отображения, возникающая при искажении внешнего электрического поля поверхностью заземленного электрода и проявляющихся на ма-

лых расстояниях от последнего. Сила направлена к электроду и стремится удерживать частицу на электроде или вблизи него. Для точечного заряда  $q$  (Кл), находящегося на расстоянии  $l$  (м) от заземленной плоскости, сила зеркального отображения равна

$$F_3 = q/(4l^2);$$

3. Пондемоторная сила  $F_{\Pi}$ , обусловленная неоднородностью электрического поля и различием диэлектрических проницаемостей среды и частицы

$$F_{\Pi} = \varepsilon \cdot \varepsilon_0 \cdot r^3 [(\varepsilon_1 - \varepsilon)/(\varepsilon_1 + 2\varepsilon)] \cdot E \cdot (\text{grad } E),$$

где  $\varepsilon$  и  $\varepsilon_1$  – относительные диэлектрические проницаемости соответственно среды (для газов  $\varepsilon \approx 1$ ) и частицы;  $\varepsilon_0$  – диэлектрическая проницаемость вакуума, равная  $8,854 \cdot 10^{-12}$  Ф/м;  $r$  – радиус частицы, м.

Направление действия  $F_{\Pi}$  не зависит от знака заряда электрода. При  $\varepsilon_1 > \varepsilon$  направление вектора  $F_{\Pi}$  совпадает с направлением вектора  $\text{grad } E$  и частица втягивается в направлении увеличения напряженности поля, при  $\varepsilon_1 < \varepsilon$  сила  $F_{\Pi}$  направлена в сторону уменьшения напряженности поля.

Действие электрических сил определяется параметрами электрического поля, основными из которых являются: наличие движущихся заряженных частиц – ионов, электронов (при их отсутствии поле электростатическое; изменение напряженности электрического поля во времени (постоянное или переменное поле); изменение напряженности электрического поля в пространстве (однородное или неоднородное поле); среда, в которой осуществляется сепарация (газ или жидкость). Кулоновская сила действует при всех указанных параметрах поля, поэтому электрическое обогащение, в отличие от магнитного, возможно как в неоднородном, так и в однородном электрическом поле. сила зеркального отображения также возникает при всех указанных параметрах поля, но её действие возможно лишь вблизи электрода или при соприкосновении с ним; её абсолютная величина значительно меньше величины кулоновской силы. Пондемоторная сила проявляется только в неоднородном поле, причем её величина зависит от характера среды. В воздухе при прочих равных условиях она весьма мала по сравнению с кулоновской силой, но в жидкости с большой диэлектрической проницаемостью превышает величину  $F_{\text{КУЛ}}$ . Пондемоторная сила может существенно влиять на траекторию частиц вблизи заряженного электрода. Основными механическими силами являются гравитационная  $F_{\text{ГР}}$ , центробежная  $F_{\text{Ц}}$  и сопротивления среды  $F_{\text{СОПР}}$ .

Под действием указанных сил минеральные зерна в электрическом поле движутся по разным траекториям, что используется для их разделения.

В современных электрических сепараторах заряженные частицы соприкасаются с заряженным электродом противоположного знака, при этом частицы-проводники быстро приобретают заряд электрода и отталкиваются от него, как заряженные одинаковыми знаками. Частицы-непроводники не изменяют своего заряда и притягиваются к электроду, с которого их снимают механически. Сила взаимодействия электрических зарядов (отталкивание и притяжение) определяется законом Кулона.

Электрический заряд частицам можно придать разными способами: контактом с заряженным электродом, ионизацией – адсорбцией ионов на поверхности минеральных частиц, электризацией трением, нагревом (пироэлектрический эффект), индукцией в электрическом поле. Наиболее важное практическое значение имеют контакт с заряженной поверхностью, ионизация в поле коронного разряда и трение. Коронный разряд (незавершенный пробой воздушного прослоя между электродами) создает поток ионов, направленный к противоположному электроду, и минеральные частицы приобретают заряд вследствие адсорбции ионов на их поверхности. Коронный разряд создают подачей высокого напряжения (20...50 кВ и более) на электрод малого диаметра или имеющий острые и тонкие края. При небольшой разнице в электропроводностях частиц их электризуют трением при перемешивании или транспортировании на поверхности вибрлотка. Наэлектризованные частицы направляют в электрическое поле, в котором и происходит сепарация. На траекторию оторвавшихся от барабана частиц может влиять искажение электрического поля у поверхности барабана, возникающее при установке дополнительного отклоняющего электрода, на который подается высокое напряжение. В таком сепараторе сочетается разделение в поле коронирующего разряда и отклонение частиц в электростатическом поле.

Состояние поверхности разделяемых минералов имеет важное значение в процессе электрической сепарации. Обработкой поверхности минералов реагентами можно изменить поведение частиц в электрическом сепараторе. Реагентная обработка минеральных зерен перед флотацией и электрической сепарацией имеет общую теоретическую основу. Гидрофильные поверхности адсорбируют влагу и обладают повышенной электропроводностью. Вследствие малой величины электрических сил электрическая сепарация может быть применена только для сухих материалов мельче 4 мм. На рис. 7.1. приведены принципиальные схемы некоторых типов электрических сепараторов.

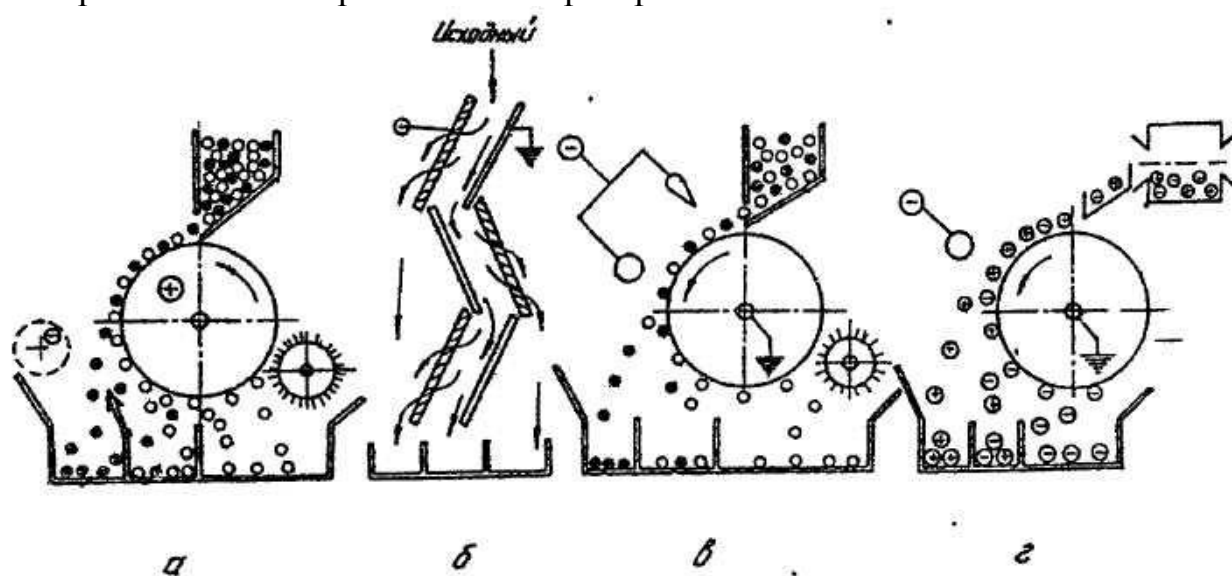


Рис. 7.1. Принципиальные схемы электрических барабанных (а), пластинчатых каскадных (б), коронно- и трибоэлектростатических (в, г) сепараторов

В промышленных электрических сепараторах обычно komponуют несколько барабанов, на которых производится основная сепарация и пересортировка одного из продуктов. Электрическая сепарация применяется главным образом для доводки некондиционных концентратов руд редких металлов (оловянно-вольфрамовых, титано-циркониевых, тантало-ниобиевых и др.). Она используется при обогащении керамического сырья, стекольных песков, фосфоритов, слюд, алмазов и др.

Процессы разделения в поле коронного разряда применяются также для обеспыливания (электрофилтры).

## **8. Специальные методы обогащения**

### **8.1. Ручная и механизированная рудоразборка**

Ручная рудоразборка основана на различии в цвете, блеске и форме разделяемых минералов. Например, уголь отличается по этим признакам от пустой породы. Ручную выборку пустой породы или штучных кусков руды из массы полезного ископаемого ведут рабочие-выборщики, находящиеся у рудоразборного устройства. Ручную рудоразборку ведут на ленточных конвейерах и рудоразборных столах, а иногда на желобах или грохотах. Материал движется по ленте и выборщики руками отбирают куски пустой породы или штучной руды, сбрасывая их в приемные вагонетки. Пустая порода направляется в отвал, а штучные куски руды присоединяются к концентрату. Оставшийся на ленте материал транспортируется на следующие операции обработки. Рудоразборные столы – горизонтальные, круглые, вращающиеся вокруг вертикальной оси. Дека стола имеет форму диска или кольца. В последнем случае выборщики размещаются как по внешней, так и по внутренней окружности кольцевой деки.

С целью улучшения условий рудоразборки материал орошают водой для удаления пыли с поверхности кусков и применяют специальное освещение, усиливающее различие в цвете и блеске минералов.

Ручную рудоразборку применяют к материалу крупностью 50...100 мм. Разборка более мелкого материала непроизводительна, а более крупные куски тяжелы для ручной отборки.

Механизированная рудоразборка основана на различии в светоотражательной способности, в радиоактивных свойствах, в способности ослаблять проникающее излучение или светиться в пучке рентгеновских лучей и т. п. Автоматическая сортировка осуществляется с помощью особых сепараторов, имеющих, обычно, следующие узлы: устройство (датчик), с помощью которого производят распознавание кусков полезного ископаемого и пустой породы; устройство (исполнительный механизм), производящий поштучное перемещение кусков контролируемого материала в приемные бункера в зависимости от сигнала датчика. Автоматической сортировке подвергают руды крупностью от 25 до 200 мм, а при некоторых условиях и мельче.

## **8.2. Избирательное дробление и декрипитация**

Обогащение избирательным дроблением основано на том, что после измельчения ударом и истиранием одни минералы, легче разрушающиеся, концентрируются в мелких классах, а другие, труднее разрушающиеся, сосредотачиваются в крупных классах. Рассев полученного таким образом материала позволяет разделить минералы. Избирательным дроблением выделяют крупную породу при обогащении горючих сланцев. Избирательное дробление и грохочение может быть использовано и при отличии в форме зерен различных минералов, образующихся при дроблении. Использование сит с отверстиями, соответствующими по форме одному виду зерен, позволяет выделить такие зерна в особый класс.

Декрипитация – растрескивание минералов при их нагревании и быстром охлаждении. Способность к декрипитации проявляют минералы с ясно выраженной спайностью, образующие крупные кристаллы и существующие в нескольких аллотропических модификациях. К таким минералам относятся: барит, плавиковый шпат, кальцит, некоторые слюды. Для декрипитационного обогащения руду нагревают до определенной температуры и затем быстро охлаждают. При этом одни минералы растрескиваются и разрушаются, а другие остаются практически без изменений. После этого классификация по крупности позволяет разделить такие минералы.

## **8.3. Обогащение по разности в коэффициентах трения и форме минеральных частиц**

Характер поверхностей минеральных зерен и их форма определяют скорость движения зерен по наклонным поверхностям. Зерно округлой формы будет катиться, преодолевая трение качения, а зерно плоской формы сползать, преодолевая трение скольжения. Округлые частицы будут двигаться с большей скоростью, чем плоские зерна. Зерна с шероховатыми поверхностями должны сползать медленнее зерен с гладкими поверхностями. При скатывании по наклонной плоскости зерна с меньшим трением имеют большую скорость и, сойдя с плоскости, отлетают дальше зерен, имеющих при движении меньшую скорость. Это явление и используется для разделения минералов.

## **9. Обезвоживание продуктов обогащения**

Концентраты и хвосты часто получают в виде пульп, в которых отношение жидкость-твердое может достигать 4..5 и более. Это вызывает необходимость в их обезвоживании, которое проводят, как правило, последовательно тремя способами: сгущением (отстаиванием), фильтрованием и сушкой.

Сгущение представляет собой наиболее дешевый способ обезвоживания, но оно позволяет понизить отношение Ж:Т только до ~ 1. Для сгущения пульпу отстаивают в чанах-сгустителях (см. рис. 9.1.). Сгустители – это цилиндрические чаны из дерева или железобетона диаметром до 100 м. В сгуститель через питательную воронку непрерывно поступает пульпа, заполняющая чан до уровня про-



ходящего по краю чана желоба, в который непрерывно стекает осветленная жидкость – верхний слив (ВС). Тяжелые частицы оседают на коническое дно чана, в центре которого расположена воронка для удаления осадка – нижнего слива (НС).

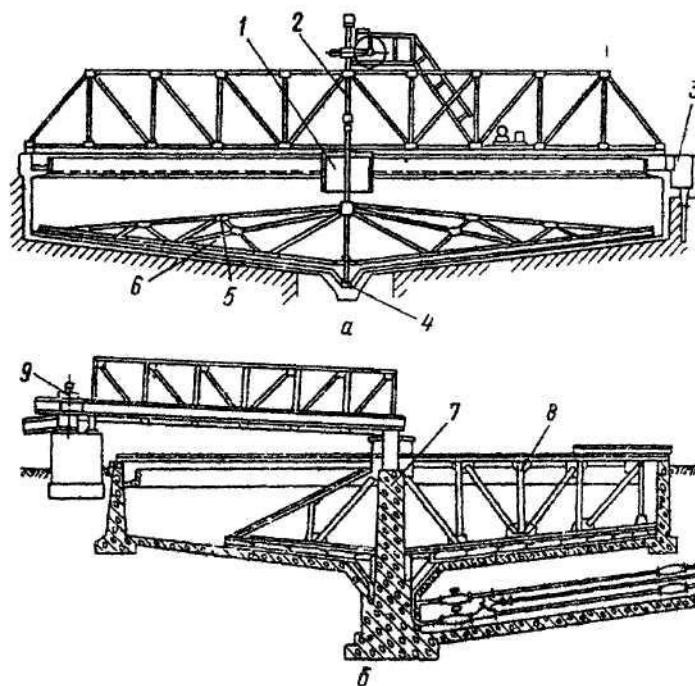


Рис.9.1. Сгустители: *a* – с центральным валом; *б* – с краевым приводом; 1 – загрузочная воронка; 2 – вал; 3 – сливной желоб; 4 – воронка для выгрузки сгущенного продукта; 5 – ферма; 6 – гребки; 7 – колонна; 8 – ферма, несущая гребки; 9 – ведущая тележка

Для перемещения осадка от краев днища к центру служат гребки, посаженные на вал, делающий 1 оборот за 2...8 ч (такая скорость вращения вала не препятствует отстаиванию). Крупные частицы оседают быстрее мелких. Для ускорения оседания последних иногда применяют укрупняющие добавки – флокуляторы и коагуляторы: известь, клей, синтетические органические вещества.

Фильтрация, основанное на продавливании пульпы через пористую перегородку, не пропускающую твердых частиц, позволяет понизить отношение ж:т до  $\sim 0,1$ ; влажность твердого остатка (кека) зависит от свойств твердых частиц и их размеров. Фильтрующими материалами служат ткани из различных материалов. Скорость фильтрования и связанная с ней производительность фильтра зависят от разности давлений и потери напора в порах осадка и ткани. Промышленные фильтры подразделяются на вакуум-фильтры, в которых разность давлений создается за счет вакуума в приемнике фильтрата, и фильтр-прессы (рис.9.2.), работающие под внешним давлением на пульпу. По конструкции вакуум-фильтры делятся на барабанные (рис. 9.3.) и дисковые. Последние при равных габаритных размерах имеют большую площадь фильтрующей ткани и, следовательно, более высокую производительность.

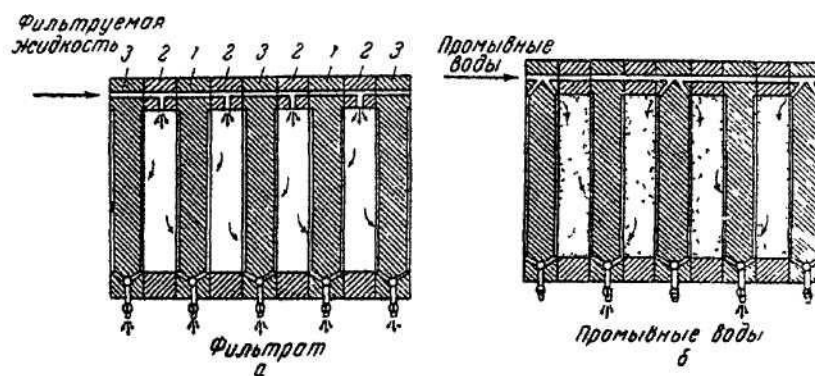


Рис. 9.2. Схема работы фильтр-пресса: а - фильтрация; б - промывка осадка; 1 - фильтровальная плита; 2 - рама; 3 - промывная плита

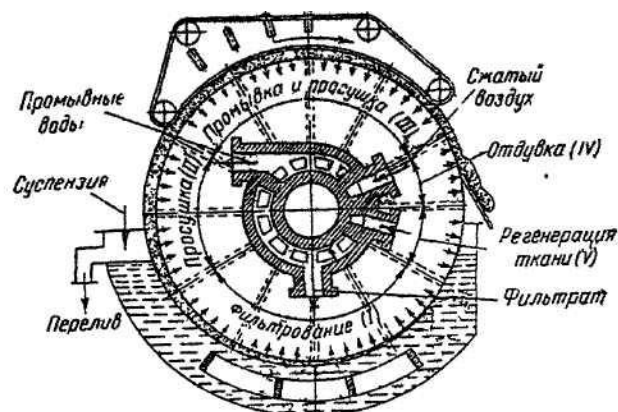


Рис 9.3. Схема работы барабанного вакуум-фильтра

При сушке обезвоживание концентрата достигается испарением воды. В случае необходимости сушка обеспечивает практически полное удаление влаги. Она может проводиться при температуре окружающего воздуха (естественная сушка) и путем нагрева влажного материала (термическая или искусственная сушка). Обычно применяют термическую сушку. Скорость сушки пропорциональна разности давлений пара воды над высушиваемым материалом и в окружающей среде. Давление пара над материалом растет с ростом температуры сушки, а в окружающей среде оно определяется скоростью уноса пара из сушильной печи. Необходимо учитывать, что увеличение скорости газового потока ускоряет процесс сушки до определенного предела. Это связано с тем, что процесс массопереноса пара при больших скоростях газа начинает лимитироваться диффузией внутри слоя высушиваемого материала. Поэтому слой материала должен быть малой толщины и хорошо перемешиваться. Чрезмерно быстрое движение газа приводит к распылению материала и выносу его из сушилки. Сушильные печи разнообразны по конструкции. Наиболее распространены трубчатые вращающиеся печи и барабанные сушилки, однако наиболее совершенными и перспективными являются методы сушки в печах кипящего слоя и в трубах-сушилках.

Трубчатая вращающаяся печь (рис.9.4.) представляет собой металлический цилиндр диаметром 1,5...2 м и длиной до 27 м, установленный под углом 1...2° к горизонту. Печь опирается на ролики бандажными. Вращение

печи передается от электропривода через зубчатый бандаж. Обогрев печи осуществляется теплотой горячих газов, образующихся при сжигании топлива в топочной камере. Сырой материал непрерывно загружается в приподнятый конец трубы и при ее вращении постепенно перемещается к нижнему – разгрузочному – концу. Горячие газы, образующиеся при сжигании топлива, движутся навстречу высушиваемому материалу (принцип противотока). Благодаря этому остатки влаги удаляются под действием наиболее горячих и сухих газов. Бывает и прямоточное (в одном направлении) движение материала и топочных газов. Для обеспечения перемешивания материала при сушке внутри трубы укреплены радиальные или другие полки.

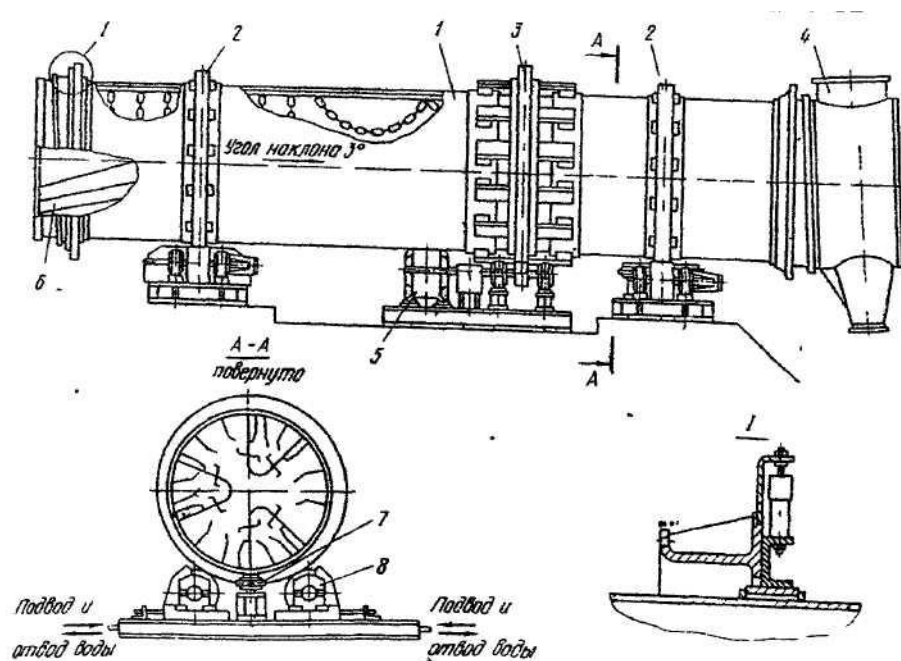


Рис.9.4. Барабанная сушилка: 1 – корпус; 2 – опорный бандаж; 3 – венцовая шестерня; 4 – разгрузочная камера; 5 – привод; 6 – секция насадки с гребками; 7 – опорный ролик; 8 – упорный ролик

Сушка в печах кипящего слоя заключается в обработке слоя сыпучего материала восходящим потоком горячего газа (нагретого воздуха или топочных газов). При определенном расходе горячего дутья материал переводится в псевдооживленное состояние, сходное с состоянием кипящей жидкости. Находясь в кипящем слое, частицы почти не соприкасаются друг с другом и со всех сторон омываются горячим газом. Это обеспечивает быстрое и полное удаление влаги.

Труба-сушилка состоит из газовой топки с горелками, сушильной камеры– вертикальной трубы диаметром 0,9 м и высотой до 22 м, питателя шихты, систем трубопроводов (пневмотранспорта) и пылеулавливания. Подаваемая в трубу шихта подхватывается восходящим газовым потоком и сушится, поднимаясь вверх вместе с ним и находясь во взвешенном состоянии. По выходе из трубы сухой материал практически полностью выделяется из газового потока с помощью многоступенчатой системы пылеулавливания.

## Рекомендуемая литература

1. Абрамов, А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых Т. 1 : Обоганительные процессы и аппараты : учеб. для вузов по направлению "Горное дело" по специальности "Обогащение полезных ископаемых": в 3 т. /А. А. Абрамов; Моск. гос. горн. ун-т. – М. : Издательство МГГУ , 2004. – 469 с.

2. Абрамов, А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых Т. 2 : Технология обогащения полезных ископаемых : учеб. для вузов по направлению "Горное дело" по специальности "Обогащение полезных ископаемых": в 3 т. / А. А. Абрамов; Моск. гос. горн. ун-т. – М. : Издательство МГГУ , 2004. – 509 с.

3. Абрамов, А. А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов Т. 3, кн. 1 : Рудоподготовка и Cu, Cu-Pu, Mo, Cu-Mo, Cu-Zn руды : учеб. пособие для вузов по специальности "Обогащение полез. ископаемых" направления подгот. дипломир. специалистов "Горн. дело": в 3 т. / А. А. Абрамов; Моск. гос. горн. ун-т. – М. : Издательство МГГУ , 2005. – 574 с.

4. Абрамов, А. А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов Т. 3, кн. 2 : Pb, Pb-Cu, Zn, Pb-Zn, Pb-Cu-Zn, Cu-Ni, Co-, Bi-, Sb-, Hg-содержащие руды : учеб. пособие для вузов по специальности "Обогащение полезн. ископаемых" направления подгот. дипломир. специалистов "Горн. дело" : В 3 т. / А. А. Абрамов; Моск. гос. горн. ун-т. – М. : Издательство МГГУ , 2005. – 469 с.

5. Кармазин, В.И. Обогащение руд черных металлов: учебник для вузов/ В.И. Кармазин. – М.: Недра, 1982. – 216 с.

6. Справочник по обогащению руд. Основные процессы/ Под ред О.С. Богданова, 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1983. – 381 с.

7. Серго, Е.Е. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых: учебник для вузов/ Е.Е. Серго. – М.: Недра, 1985. – 285 с.

8. Абрамов, А.А. Флотационные методы обогащения : учеб. по специальности "Обогащение полез. ископаемых"/ А. А. Абрамов. – М. : Недра , 1993. – 411 с.

## Оглавление

ВВЕДЕНИЕ .....	3
1. Продукты и количественные характеристики обогащения .....	4
2. Методы и схемы обогащения .....	7
3. Подготовка руд к обогащению.....	11
4. Гравитационные процессы обогащения.....	20
4.1. Промывка .....	21
4.2. Обогащение в тяжелых средах.....	24
4.3. Отсадка .....	28
4.4. Обогащение в струе воды, текущей по наклонной плоскости .....	32
4.4.1. Обогащение на шлюзах и желобах.....	33
4.4.2. Концентрация на столах .....	41
5. ФЛОТАЦИОННЫЙ МЕТОД ОБОГАЩЕНИЯ.....	45
5.1. Элементарный акт пенной флотации .....	47
5.2. Минерализация пузырьков воздуха при флотации.....	49
5.3. Флотационные реагенты и их классификация .....	51
5.3.1. Собиратели.....	51
5.3.2. Пенообразователи.....	56
5.3.3. Реагенты-депрессоры .....	59
5.3.4. Активаторы .....	61
5.3.5. Регуляторы среды .....	62
5.4. Флотационная аппаратура .....	63
5.5. Технология флотационного процесса .....	67
6. Магнитные методы обогащения .....	71
7. Электрические методы обогащения .....	76
8. Специальные методы обогащения.....	79
8.1. Ручная и механизированная рудоразборка .....	79
8.2. Избирательное дробление и декрипитация .....	80
8.3. Обогащение по разности в коэффициентах трения и форме минеральных частиц .....	80
9. Обезвоживание продуктов обогащения .....	80
Рекомендуемая литература.....	84