

В.П.ШИЛАЕВ

# ОСНОВЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

*Допущено  
Министерством высшего и среднего специального образования СССР  
в качестве учебного пособия  
для студентов вузов, обучающихся  
по специальности «Экономика и организация  
горной промышленности»*



МОСКВА „НЕДРА” 1986

Шилаев В. П. Основы обогащения полезных ископаемых. Учебное пособие для вузов. — М.: Недра, 1986, 296 с.

Изложены краткие сведения о полезных ископаемых и продуктах их переработки. Рассмотрены методы, процессы и схемы обогащения полезных ископаемых с учетом комплексного использования сырья и безотходного производства. Описано оборудование для усреднения, дробления, измельчения, классификации, обогащения, обезвоживания и обеспыливания сырья. Освещены вопросы опробования, контроля и автоматизации процессов.

Для студентов горных, горно-металлургических и политехнических вузов, обучающихся по специальности «Экономика и организация горной промышленности».

Табл. 13, ил. 116, список лит. — 39 назв.

Рецензенты: кафедра обогащения полезных ископаемых Московского института стали и сплавов, Г. А. Хан, проф. д-р техн. наук (Государственный научно-исследовательский институт горно-химического сырья).

Основными направлениями экономического и социального развития СССР на 1986—1990 годы и на период до 2000 года предусматривается опережающими темпами развивать рудную базу, алюминиевую, вольфрамо-молибденовую, золото- и алмазодобывающую, редкометалльную и оловянную промышленность.

В двенадцатой пятилетке намечается расширить сырьевую базу действующих горнодобывающих предприятий, более комплексно использовать рудное сырье.

Решение этих задач приобретает все более важное значение в связи с постепенным истощением запасов полезных ископаемых и вовлечением в переработку труднообогатимых руд с низким содержанием ценных компонентов.

Вопросы рационального использования сырья, обеспечения комплексности и полноты его переработки, совершенствования технологии обогащения полезных ископаемых должны решаться на основе ускорения научно-технического прогресса, внедрения новых, более эффективных технологических процессов, реагентов.

В настоящее время перед всеми специалистами-обогащателями стоит главная задача — непрерывно изыскивать пути совершенствования технологии комплексного использования минерального сырья и максимального извлечения ценных компонентов.

На решение этой задачи направлены усилия специалистов-обогащателей, создающих и совершенствующих процессы обогащения полезных ископаемых и обогащательное оборудование.

Повышение эффективности обогащательного производства требует разработки и внедрения новых технологических процессов и оборудования, обеспечивающих получение высоких технико-экономических показателей в условиях постепенного снижения качества исходного минерального сырья. Технологические процессы должны совершенствоваться в направлении сокращения энергозатрат и материалов на производство концентратов, обеспечения наиболее полного использования в на-

родном хозяйстве всех компонентов сырья, устранения вредного влияния обогатительного производства на окружающую среду.

Назначение настоящего учебного пособия — сформировать у студентов комплексный подход к освоению прогрессивных технологических процессов обогащения и комплексной переработки минерального сырья.

Автор будет благодарен всем специалистам, высказавшим свои замечания и пожелания по улучшению содержания книги.

**§ 1. ЗНАЧЕНИЕ И РОЛЬ ОБОГАЩЕНИЯ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ  
РАЗЛИЧНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

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

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

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

Обогащением полезных ископаемых называют совокупность процессов первичной обработки минерального сырья, добытого из недр, в результате которых происходит отделение полезных минералов (а при необходимости и их взаимное разделение) от пустой породы. В результате обогащения получают один или несколько продуктов, называемых концентратами. Содержание ценного компонента в концентрате значительно выше (иногда в десятки раз) по сравнению с его содержанием в исходном сырье. Так как большая часть ценного компонента переходит в один продукт (концентрат), другой продукт, получаемый в процессе обогащения и называемый отходами (хвостами), обедняется. В отходах или хвостах обогащения содержатся главным образом минералы пустой породы и незначительная доля ценных компонентов, извлечение которых при современном уровне обогащения затруднено или экономически неэффективно. Поэтому при соответствующем развитии уровня техники и технологии обогащения отходы могут стать исходным сырьем для дальнейшей переработки, а иногда даже конечным продуктом определенного назначения.

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

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

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

Значение обогащения полезных ископаемых обуславливается не только тем, что во многих случаях лишь после него становятся возможны дальнейшие технологические процессы (металлургические, химические и др.), но и тем, что переработка обогащенного продукта осуществляется с большим экономическим эффектом, чем природного: уменьшается объем перерабатываемого материала, улучшается качество готовой продукции, сокращаются потери ценного компонента с отходами производства и расходы на транспортирование сырья, повышается производительность труда, снижаются расходы топлива, электроэнергии и т. д.

Так, например, повышение содержания железа в железорудном концентрате на 5% (с 60,3 до 65,3%) увеличивает на 24,3% производительность доменной печи, снижает на 13,5% расход кокса и почти в 2 раза расход флюсов, что уменьшает на 9—10% заводскую себестоимость 1 т чугуна.

Уменьшение на 1% зольности кокса снижает его расход при выплавке чугуна на 2,5%, известняка — на 2% и повышает на 2,5% производительность доменных печей. Уменьшение в коксе содержания серы на 0,1% существенно сокращает расход кокса при выплавке чугуна и повышает на 1—1,5% производительность доменных печей. Увеличение влаги в углях для целей коксования на 1% снижает производительность коксовых печей на 3—4% и ускоряет износ кладки.

Кроме того, при малом содержании металлов в рудах без обогащения вообще бывает невозможна непосредственная выплавка их из руды, так как при ней металл почти полностью будет переходить в шлак и теряться.

Содержание полезных компонентов в добываемых рудах из года в год неуклонно снижается. Для промышленного использования вовлекаются все более бедные по содержанию полезных компонентов и сложные по составу полезные ископаемые. Поэтому для получения 1 т концентрата объемы добываемой и перерабатываемой рудной массы постоянно увеличиваются.

Ниже приведены некоторые данные по содержанию металлов в рудах и концентратах для металлургической переработки, указывающие на необходимость обогащения:

Металл . . .	Pb	Zn	Cu	Mo	W	Sn	Fe	Mn
Содержание, %:								
в руде . . .	1—3	1—4	0,4—1,5	0,05—0,5	0,06—0,4	0,6—1	29—40*	15—20
							<u>35—40</u>	
требуемое в концентрате . . .	30—73	45—56	12—40	47—50	50—65**	40—60	62—68	25—50
							<u>45—55</u>	

\* В числителе для магнетито-гематитовых руд, в знаменателе — для бурых железняков.

\*\* Содержание  $WO_3$ .

Зольность угольных концентратов, поступающих на коксование, обычно не должна превышать 9—10% при зольности исходного угля 25—30% и выше.

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

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

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

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

Технология обогащения полезного ископаемого состоит из ряда последовательных операций, осуществляемых на обогатительной фабрике. Обогачительными фабриками называют промышленные предприятия, на которых методами

обогащения обрабатывают полезные ископаемые и выделяют из них один или несколько товарных продуктов с повышенным содержанием ценных компонентов и пониженным содержанием вредных примесей. Современная обогатительная фабрика — это высокомеханизованное и автоматизированное предприятие со сложной, как правило, технологической схемой переработки полезного ископаемого.

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

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

К подготовительным операциям обычно относят дробление, измельчение, грохочение и классификацию, т. е. процессы, в результате которых достигается раскрытие минералов с образованием механической смеси частиц различного минерального состава, пригодной для их последующего разделения в процессе обогащения, а также операции усреднения полезных ископаемых, которые могут проводиться на рудниках, карьерах, в шахтах и на обогатительных фабриках.

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

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

Из всех процессов, применяемых на обогатительных фабриках, наиболее энергоемки и требуют значительных материальных затрат подготовительные (дробление, измельчение, грохочение, классификация), на долю которых (например, при пере-



работке полиметаллических руд) приходится около половины общего расхода электроэнергии и общих затрат на переработку (на железорудных магнитообогатительных фабриках эти затраты еще выше и достигают 60%). На собственно обогатительные процессы приходится лишь около трети общих затрат.

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

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

Руда из вагона-опрокида 1 попадает в приемный бункер 2, откуда пластинчатым питателем 3 подается на колосниковый грохот 4. Надрешетный продукт грохота направляется в щековую дробилку крупного дробления 5. После дробления продукт объединяется с подрешетным продуктом грохота и поступает на вибрационный грохот 6, надрешетный продукт которого дробится в конусной дробилке среднего дробления 7. Дробленный и подрешетный продукты поступают на грохот 8. Надрешетный продукт грохота дробится в конусной дробилке мелкого дробления 9, объединяется с подрешетным продуктом грохота и системой ленточных конвейеров 10 через бункера 11 направляется в мельницу 12. Измельченный продукт из мельницы поступает в спиральный классификатор 13, откуда пески возвращаются на доизмельчение в мельницу, а слив насосом 14 перека-

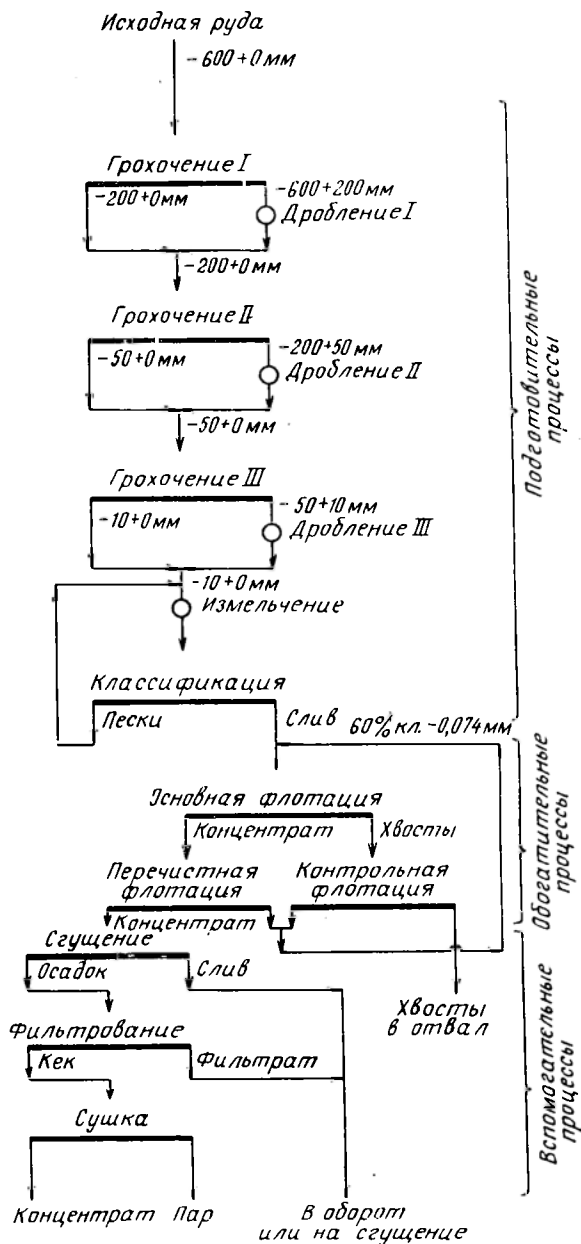


Рис. 1. Технологическая схема обогащения руды на флотационной фабрике



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

По вкрапленности руды подразделяются на следующие типы:

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

Исходя из размеров и характера вкрапленности, решают вопрос о необходимой крупности измельчения полезного ископаемого. Поэтому возможность применения того или иного способа обогащения зависит не только от разницы в используемых свойствах минералов, но и от размеров вкрапленности. Нельзя, например, применить гравитационное обогащение для тонковкрапленных и весьма тонковкрапленных руд, хотя разница в плотности ценных минералов и пустой породы может быть достаточно велика. Это связано с тем, что применение гравитационных методов обогащения ограничено крупностью обогащаемого материала, размеры которого не должны быть менее 0,1 (иногда 0,05 и 0,04 мм) для руд и менее 0,5 мм для углей.

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

При обогащении полезных ископаемых с малым содержанием ценного компонента большое значение приобретают операции предварительной концентрации, когда еще в самом начале переработки сырья из него выделяется часть (до 10—35% и выше) продукта с минимальным содержанием ценного компонента. Этот продукт, являющийся отходами, выводится из процесса без последующей обработки. Оставшийся продукт с большим содержанием ценного компонента подвергается последующему обогащению. Для предварительной концентрации (обогащения) применяются гравитационные методы (тяжелые суспензии, отсадка) или автоматическая породовыборка.

В качестве самостоятельных процессов чаще всего применяются флотация, гравитационные и магнитные методы обогащения. Из двух возможных методов, дающих одинаковые по-

казатели обогащения, выбирают наиболее экономичный. В последние годы все чаще находят применение комбинированные методы, в которых наряду с обогащением используются гидрометаллургические и химические способы обработки. Такие процессы весьма эффективны для сложных комплексных и бедных руд, переработка которых обычными способами не дает удовлетворительных результатов.

Гравитационные методы обогащения исторически являются самыми первыми процессами обогащения. Еще в давние времена в результате промывки золотосодержащих песков извлекали золото. Эти методы и в настоящее время широко используются для обогащения руд черных, цветных и редких металлов, являясь преобладающими при обогащении углей, оловянных, вольфрамитовых, золотосодержащих, платиносодержащих и других руд.

Во второй половине XIX в. получает развитие флотационный метод обогащения полезных ископаемых (первый патент был выдан в Англии в 1860 г.). Ранее всего возникла масляная флотация, затем пленочная.

В результате развития сформировался современный флотационный процесс, называемый пенной флотацией, существующий в настоящем виде около 50 лет. В настоящее время флотационный процесс является основным при обогащении руд цветных и редких металлов, фосфоритовых и апатитовых руд, калийных солей, угольной мелочи и т. д.

В последние 20—30 лет получило интенсивное развитие магнитное обогащение, получившее наиболее широкое применение для обогащения железных и марганцевых руд. Разработаны конструкции качественно новых магнитных сепараторов, эффективные схемы обогащения.

Разработкой теории обогатительных процессов ученые начали заниматься еще в XVIII в., когда М. В. Ломоносов в труде «Первые основания металлургии или рудных тел» впервые обобщил вопросы горного дела и гравитационного обогащения. В середине XIX в. были опубликованы работы П. Риттингера по определению динамического сопротивления жидкости падающему в ней телу и скорости падения в ней шарообразных частиц для объяснения явлений процесса отсадки. Несколько позднее английский физик Стокс расширил представление о видах сопротивления движущейся в жидкости шарообразной частицы, установив закон вязкостного сопротивления. Работами Монро (1888 г.), Р. Ричардса (1908 г.) установлены закономерности движения частиц в реальных (стесненных) условиях при гравитационных процессах обогащения. В конце XIX в. русские ученые Г. Я. Дорошенко, С. Г. Войслав, И. А. Корзухин и В. А. Гуськов развили теорию движения минеральных зерен в воде применительно к гравитационным процессам обогащения. Позднее, в начале XX в., Г. О. Чечотт разработал теоретические основы гидравлической классификации. В конце 30-х

годов нашего столетия проф. П. В. Лященко (Московский горный институт) обосновал и сформулировал основы теории гравитационных процессов.

Дальнейшее развитие теории и практики гравитационных процессов обогащения связано с именами советских ученых М. Г. Аكوпова, И. М. Верховского, Н. Н. Виноградова, Б. В. Кизевальтера, А. И. Поварова, В. И. Ревнивцева, Э. Э. Рафалеса-Ламарки, В. Н. Шохина и др. Существенное влияние на разработку современной теории и практики флотационного метода обогащения оказали труды советских ученых: А. А. Абрамова, К. Ф. Белоглазова, О. С. Богданова, В. А. Глембоцкого, Б. В. Дерягина, В. И. Классена, В. А. Малиновского, Н. Ф. Мещерякова, С. И. Митрофанова, И. Н. Плаксина, С. И. Полькина, П. А. Ребиндера, Г. А. Хана, а также зарубежных ученых А. Ф. Таггарта и В. М. Годэна (США), И. В. Уорка (Австралия), М. Ф. Флеминга (Великобритания), М. Рея (Франция) и др. Разработка теории и практики магнитных методов обогащения связана с трудами советских ученых И. С. Дацюка, В. Г. Деркача, В. И. Кармазина, В. В. Кармазина и др. Оригинальные научные разработки и исследования советских ученых-обогащителей позволили советской науке занять ведущее положение в мире и заслужить широкое международное признание.

### § 3. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ОБОГАЩЕНИЯ

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

Содержанием компонента называется отношение массы компонента к массе продукта, в котором он находится (в пересчете на сухое вещество). Содержание компонентов обычно определяется химическими анализами и выражается в процентах (%), долях единицы или для драгоценных металлов в граммах на тонну (г/т). Содержание компонентов принято обозначать греческими буквами:  $\alpha$  (альфа) — содержание металла в исходной руде;  $\beta$  (бета) — содержание металла в концентрате или промпродукте;  $\phi$  (тэта) — содержание металла в хвостах.

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

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

Степенью концентрации или степенью обогащения называется отношение содержания полезного компонента в концентрате к содержанию его в исходном сырье. Степень концентрации (или степень обогащения) показывает, во сколько раз увеличилось содержание полезного компонента в концентрате по сравнению с содержанием его в исходном сырье. Степень концентрации обозначается буквой  $K$ . Чем выше степень концентрации и извлечение, тем выше эффективность процесса обогащения.

Степенью сокращения называют величину, обратную выходу концентрата. Степень сокращения показывает, во сколько раз масса концентрата меньше массы сырья, из которого он получен. Этот показатель определяет, какую массу исходного сырья необходимо переработать для получения единицы массы концентрата. Степень сокращения обозначается буквой  $R$ .

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

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

Если обозначим массу исходного сырья  $Q_c$ , массу полученных продуктов обогащения концентрата  $Q_k$  и хвостов  $Q_x$ , то выход концентрата  $\gamma_k$  (%) и хвостов  $\gamma_x$  (%) можно определить по формулам

$$\gamma_k = 100Q_k/Q_c; \quad \gamma_x = 100Q_x/Q_c.$$

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

$$Q_c = Q_k + Q_x, \quad \text{или} \quad \gamma_c = \gamma_k + \gamma_x.$$



Зная, что  $\gamma_c = 100\%$ , запишем

$$\gamma_k + \gamma_x = 100. \quad (1)$$

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

$$100\alpha = \gamma_k\beta + \gamma_x\vartheta.$$

Так как  $\gamma_x = 100 - \gamma_k$ , получим

$$\gamma_k = 100(\alpha - \vartheta)/(\beta - \vartheta). \quad (2)$$

Из условия  $\gamma_k = 100 - \gamma_x$ , получим

$$\gamma_x = 100(\beta - \alpha)/(\beta - \vartheta).$$

Извлечение полезного компонента в концентрат  $\epsilon_k$  (%) определяется по формуле

$$\epsilon_k = \gamma_k\beta/\alpha. \quad (3)$$

Формула для извлечения в хвосты  $\epsilon_x$  (%) имеет вид

$$\epsilon_x = \gamma_x\vartheta/\alpha. \quad (4)$$

Если выходы концентрата и хвостов неизвестны, то формулы (3), (4) принимают вид

$$\epsilon_k = 100\beta(\alpha - \vartheta)/[\alpha(\beta - \vartheta)];$$

$$\epsilon_x = 100\vartheta(\beta - \alpha)/[\alpha(\beta - \vartheta)].$$

Степень концентрации (степень обогащения) определяется по формуле

$$K = \beta/\alpha. \quad (5)$$

Степень сокращения определяется по формуле  $R = 1/\gamma_k$ , если выход концентрата выражен в долях единицы. Если выход концентрата выражен в процентах, то степень сокращения определяется по формуле

$$R = 100/\gamma_k. \quad (6)$$

Эффективность обогащения  $E$  (%) можно определить по формуле

$$E = \gamma_k(\beta - \alpha)/[\alpha\beta_m^{-1}(\beta_m - \alpha)], \quad (7)$$

где  $\beta_m$  — содержание полезного компонента в минерале, %.

Формулу (7) можно представить в виде

$$E = (\epsilon_k - \gamma_k)/(1 - \alpha\beta_m^{-1}).$$

В этой формуле знаменатель  $1 - \alpha\beta_m^{-1}$  представляет собой содержание пустой породы в исходном сырье, выраженное в долях единицы. Для определенной руды эта величина бывает иногда постоянной, в этом случае можно для определения эф-

фактивности обогащения пользоваться упрощенным выражением

$$E = \epsilon_k - \gamma_k.$$

Технологические показатели служат критерием оценки процессов обогащения действующих обогатительных фабрик.

Примеры. 1. На обогатительную фабрику в сутки поступает 5000 т медной руды. Ценный минерал представлен халькопиритом. Содержание халькопирита в исходной руде  $\alpha_1=4\%$ , содержание меди в концентрате  $\beta=22\%$ , в хвостах  $\vartheta=0,2\%$ .

Требуется определить выход продуктов обогащения, извлечение меди в концентрат и хвосты, степень концентрации и сокращения, эффективность обогащения.

Известно, что содержание меди в халькопирите ( $\beta_m$ ) составляет  $\approx 34\%$ , тогда содержание меди  $\alpha$  в исходной руде составит:

$$\alpha = \alpha_1 \beta_m / 100 = 4 \cdot 34 / 100 = 1,36\%.$$

По формулам (1)–(7) определяем:

$$\gamma_k = 100 (\alpha - \vartheta) / (\beta - \vartheta) = 100 (1,36 - 0,2) / (22 - 0,2) = 5,32\%;$$

$$\gamma_k + \gamma_x = 100\%; \quad \gamma_x = 100 - 5,32 = 94,68\%;$$

$$\epsilon_k = \gamma_k \beta / \alpha = 5,32 \cdot 22 / 1,36 = 86,06\%;$$

$$\epsilon_x = \gamma_x \vartheta / \alpha = 94,68 \cdot 0,2 / 1,36 = 13,94\%; \quad K = \beta / \alpha = 22 / 1,36 = 16,2;$$

$$R = 100 / \gamma_k = 100 / 5,32 = 18,8;$$

$$E = \gamma_k (\beta - \alpha) / [\alpha \beta_m^{-1} (\beta_m - \alpha)] = \\ = 5,32 (22 - 1,36) / [1,36 \cdot 34^{-1} (34 - 1,36)] = 84,1\%.$$

Масса концентрата, полученного за сутки

$$Q_k = 0,01 Q_c \gamma_k = 0,01 \cdot 5000 \cdot 5,32 = 266 \text{ т.}$$

Масса хвостов, полученных за сутки

$$Q_x = Q_c - Q_k = 5000 - 266 = 4734 \text{ т.}$$

2. На обогатительную установку в сутки поступает 10 000 т угля, который используют для энергетических целей. Крупность угля составляет  $100+13$  мм. Зольность исходного угля  $A_n^d=30\%$ , зольность обогащенного угля  $A_k^d=10\%$ , зольность отходов  $A_x^d=72\%$ . Требуется определить выходы продуктов обогащения.

Выходы продуктов обогащения можно определить из следующей системы уравнений баланса продуктов обогащения:

$$\gamma_n = \gamma_k + \gamma_x;$$

$$\gamma_n A_n^d = \gamma_k A_k^d + \gamma_x A_x^d,$$

Где  $\gamma_n$ ,  $\gamma_k$ ,  $\gamma_x$  — соответственно выход исходного угля, концентрата, отходов (хвостов).

Решая систему уравнений через  $\gamma_k$  и принимая  $\gamma_n=100\%$ , получим

$$\gamma_k = 100 (A_x^d - A_n^d) / (A_x^d - A_k^d) = 100 (72 - 30) / (72 - 10) = 67,7\%;$$

$$\gamma_x = 100 - 67,7 = 32,3\%.$$

Масса концентрата, полученного за сутки

$$Q_k = 0,01 Q_c \gamma_k = 0,01 \cdot 10\,000 \cdot 67,7 = 6770 \text{ т.}$$

Масса хвостов соответственно

$$Q_x = Q_c - Q_k = 10\,000 - 6770 = 3230 \text{ т.}$$

## § 4. НАЗНАЧЕНИЕ ОПЕРАЦИИ ГРОХОЧЕНИЯ

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

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

В результате грохочения исходный материал разделяется на надрешетный (верхний) продукт, зерна (куски) которого больше размера отверстий просеивающей поверхности, и подрешетный (нижний) продукт, зерна (куски) которого меньше размеров отверстия просеивающей поверхности. Надрешетный продукт называют классом  $+d$  (крупнее  $d$ ), а подрешетный продукт  $-d$  (мельче  $d$ ), где  $d$  — размер отверстий сита. При последовательном просеивании материала на  $n$  ситах получается  $n+1$  классов крупности от  $+d_1$ ;  $-d_1+d_2$ ;  $-d_2+d_3$  и т. д. до  $-d_n$  (например, классы  $+25$ ;  $-25+13$ ;  $-13+6$ ;  $-6+3$  и  $-3$  мм). Последовательный ряд абсолютных размеров отверстий сит (от больших к меньшим), применяемых при грохочении, называется шкалой сит или шкалой грохочения. Постоянное отношение размера отверстий предыдущего сита к размеру отверстий последующего называется модулем шкалы сит. Чаще всего применяют шкалы сит с модулем 2 (100; 50; 25 мм и т. д.) и  $\sqrt{2}$  (1,41), в основании которой принято сито с отверстием размером 0,074 мм.

В США часто размер отверстий сит определяется числом меш, которое равно числу отверстий на 1 линейном дюйме (25,4 мм) сетки.

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

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

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

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

самостоятельное грохочение применяется для разделения на классы, представляющие собой готовые продукты (такому разделению — сортировке подвергают железные руды, строительные материалы, угли и т. д.);

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

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

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

## § 5. ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИЙ СОСТАВ

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

Для определения гранулометрического состава используют следующие способы:

измерение крупных кусков по трем взаимно перпендикулярным направлениям;

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

седиментационный анализ — разделение материала по скорости падения частиц различной крупности в водной среде для

материала крупностью от 40 (50) до 5 мкм (для более мелких материалов применяют седиментацию в центробежном поле);

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

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

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

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

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

Таблица 1. Результаты ситового анализа

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

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

Суммарные характеристики «по плюсу» бывают вогнутыми (см. рис. 3), выпуклыми и прямолинейными. Вогнутая кривая указывает на преобладание мелких зерен в пробе, выпуклая — крупных, прямолинейная характеристика свидетельствует о равномерном распределении классов крупности. Вогнутые кривые характерны для хрупких полезных ископаемых (например, углей), выпуклые — для крепких руд. По суммарной характеристике крупности можно определить выход любого класса. Для

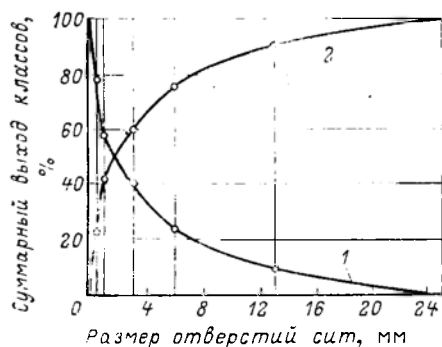


Рис. 3. Характеристики крупности: 1 — «по плюсу»; 2 — «по минусу»

этого находят на оси абсцисс размер нужного класса, и из этой точки перпендикулярно к оси проводят прямую до пересечения с кривой, откуда проводят параллельную оси абсцисс прямую до ее пересечения с осью ординат. Точка пересечения определяет суммарный выход искомого класса.

При построении суммарных характеристик в широком диапазоне размеров от-

верстий сит графики получаются сильно растянутыми. Чтобы избежать этого, графики строят в системе координат с полулогарифмическими (по оси абсцисс откладываются логарифмы размеров сит) или логарифмическими (по оси ординат также откладываются логарифмы суммарных выходов классов) шкалами. В отличие от обыкновенных кривых, полулогарифмические кривые левой своей ветвью не доходят до ординаты, так как  $\lg 0 = -\infty$ . Построенные в логарифмической шкале кривые легко поддаются математической обработке.

## § 6. КОНСТРУКЦИИ ГРОХОТОВ

Все грохоты можно подразделить на две основные группы: с неподвижной просеивающей поверхностью (колосниковые, прямоугольные, конические, цилиндрические, дуговые) и подвижной — механические (барабанные, валковые, плоскокачающиеся и вибрационные, подразделяющиеся на инерционные, самобалансные, резонансные, электровибрационные).

В практике грохочения полезных ископаемых в настоящее время применяют в основном грохоты следующих конструкций: неподвижные — колосниковые, прямоугольные, конические и дуговые; подвижные — механические: (барабанные и вибрационные: инерционные и самобалансные). В практике обогащения наибольшее распространение получили вибрационные грохоты, так как они имеют высокую производительность и эффективность грохочения.

*Неподвижные грохоты.* Неподвижные колосниковые грохоты представляют собой наклонные решета, собранные из колосников, образующих между собой продольные щели. Размер щели между колосниками составляет не менее 50 мм, угол наклона при грохочении руд 40—50°; углей — 30—35°. При грохочении влажного материала угол наклона увеличивают на 5—10°. Решета по бокам обычно имеют борта. Исходный материал загружается на верхнюю часть решетки и движется по ней самотеком под действием силы тяжести. Во время движения более мелкий материал проваливается через щели между колосниками, а надрешетный продукт разгружается в конце решета.

Площадь решетки колосникового грохота  $F$  (м<sup>2</sup>) определяют по эмпирической формуле

$$F = Q/(2,4a), \quad (8)$$

где  $Q$  — производительность по исходному материалу, т/ч;  $a$  — ширина щели между колосниками, мм.

Ширина грохота  $B$  во избежание заклинивания крупных кусков должна быть не менее тройного размера  $d_{\max}$  наибольшего куска ( $B \geq 3d_{\max}$ ), а длина  $L$  принимается равной двойной ширине ( $L = 2B$ ) или больше. Чаще всего  $L/B = 2 \div 3$ . Практически длина  $L$  составляет 3—5 м.

Эффективность грохочения неподвижных колосниковых грохотов низкая и обычно изменяется в пределах 50—60%. Применяют их чаще для крупного и реже для среднего грохочения, когда допустима пониженная эффективность грохочения.

Пример. Определить площадь решетки колосникового грохота при производительности 300 т/ч, максимальной крупности исходного питания 300 мм и ширине щели между колосниками 100 мм.

По формуле (8) определяем  $F = 300 / (2,4 \cdot 100) = 1,25$  м<sup>2</sup>. Далее требуется проверка площади решетки по максимальной крупности материала. По формуле  $B = 3d$ , определяем ширину грохота

$$B = 3d = 3 \cdot 300 = 900 \text{ мм} = 0,9 \text{ м.}$$

Определяем длину грохота

$$L = 2B = 2 \cdot 0,9 = 1,8 \text{ м.}$$

Отсюда площадь грохота  $F = 0,9 \cdot 1,8 = 1,62$  м<sup>2</sup>. Из двух значений площадей выбираем наибольшее, в данном случае  $F = 1,62$  м<sup>2</sup>.

Прямоугольные грохоты в последние годы нашли широкое применение на отечественных и зарубежных углеобогатительных фабриках. Их применяют для предварительного отсева мелких классов (0—6 или 0—13 мм) угля при пониженных требованиях к засорению надрешетного продукта подрешетным. Эти грохоты применяют как для сухого (типа ГЛС), так и для мокрого (типа «Луганец» ГГЛ) грохочения углей. Грохот представляет собой неподвижный наклонный (40—50° к горизонту) короб, на дне которого расположена просеивающая поверхность (колосниковое сито). Грохоты снабжают очистительными устройствами. При мокром грохочении вода, по-

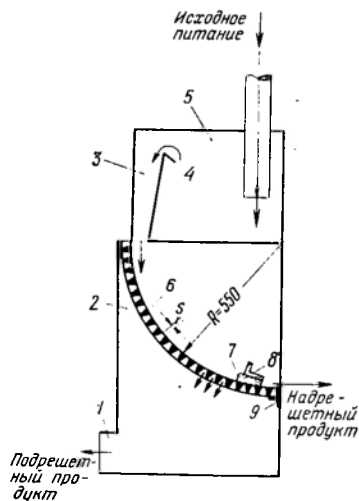


Рис. 4. Схема дугового грохота

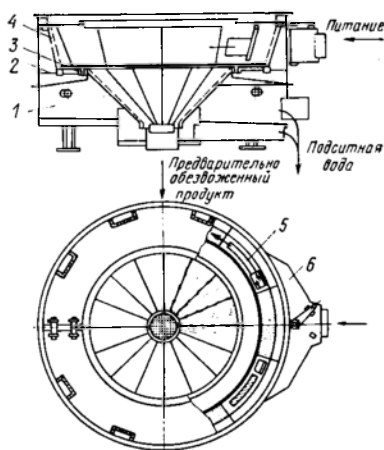


Рис. 5. Конический циклонный грохот (ГК)



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

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

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

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

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

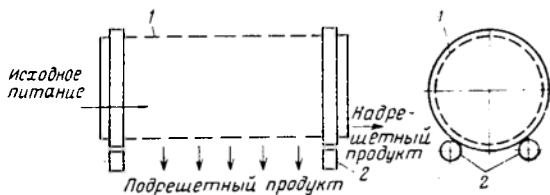


Рис. 6. Схема цилиндрического барабанного грохота

**Подвижные (механические) грохоты.** Барабанные грохоты (рис. 6) в зависимости от формы барабана бывают цилиндрическими и коническими. Просеивающей поверхностью в них являются боковые перфорированные или сетчатые стенки барабана 1, наклоненные к горизонту под углом от 1 до 14° (чаще 4—7°). Барабан от привода вращается на опорных роликах 2. Исходный материал загружается внутрь барабана на верхнем его конце и за счет вращения и наклона барабана перемещается в продольном направлении. Во время движения мелкий материал просеивается через отверстия сита, а крупный (надрешетный) продукт удаляется из барабана в нижнем его конце.

Барабанные грохоты изготовляют также для грохочения материала на несколько классов. В этом случае сито на барабане собирается по длине из нескольких секций, имеющих разные размеры отверстий, меньшие у места загрузки и наибольшие у разгрузочного конца или сита изготовляют концентрическими, в этом случае сито с более крупными отверстиями входит в сито с более мелкими отверстиями. Применяют также комбинированные конструкции. Имеются грохоты с барабаном призматической (обычно шестигранной) формы, называемые бутарами.

Диаметр барабанных грохотов изменяется от 500 до 3000 мм, длина — от 2000 до 9000 мм, производительность достигает 200—250 т/ч. Эффективность грохочения составляет 60—70%. Частота вращения барабанных грохотов  $n$  (мин<sup>-1</sup>) устанавливается в пределах

$$n = 8/\sqrt{R} \div 14 \sqrt{R},$$

где  $R$  — радиус барабана, м.

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

В последнее время на углеобогащительных фабриках получили распространение цилиндрические барабанные грохоты (ГЦЛ) с просеивающей поверхностью, выполненной в виде

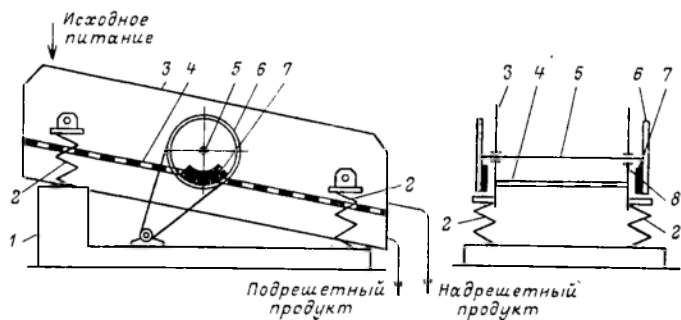


Рис. 7. Схема инерционного наклонного грохота

многозаходной спирали, расстояние между витками которой определяет размер кусков подрешетного продукта. Грохоты ГЦЛ применяют в операциях предварительного грохочения при размерах щели спиралей от 50 до 150 (200) мм.

Вибрационные грохоты (инерционные или самобалансные), выпускаемые в СССР, стандартизированы ГОСТ 23788—79Е.

Инерционные грохоты ГИЛ, ГИС и ГИТ\* относят к вибрационным грохотам с круговыми колебаниями (вибрациями). Они просты по конструкции и состоят из трех основных деталей: корпуса с ситом, вибровозбудителя и пружинных опор или подвесок. Схема односитного инерционного наклонного грохота приведена на рис. 7. Он состоит из корпуса 3 с ситом 4, установленным на пружинах (рессорах) 2 под углом  $15\text{--}30^\circ$  к горизонту и закрепленных на раме 1. По бокам корпуса грохота укреплены два подшипника 8, через которые проходит вал 5 вибровозбудителя с закрепленными на нем шкивами 6, имеющими неуравновешенные грузы — дебалансы 7. Вал вибровозбудителя приводится во вращение от электродвигателя с помощью клиноременной передачи или эластичной муфты. При вращении шкивов с дебалансами возникают центробежные силы инерции, вызывающие круговые (или эллиптические) вибрации корпуса. Исходный материал подается в верхнюю часть грохота и за счет вибраций корпуса и наклона сита продвигается к разгрузочному концу. Во время этого движения происходит просеивание мелкого материала.

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

К вибрационным грохотам с прямолинейными колебаниями (вибрациями) относят самобалансные грохоты ГСЛ,

\* ГИЛ — грохот инерционный легкого типа (для сыпучих материалов с насыпной плотностью до  $1400\text{ кг/м}^3$ ); ГИС — среднего (с насыпной плотностью до  $1800\text{ кг/м}^3$ ) и ГИТ — тяжелого (с насыпной плотностью до  $2800\text{ кг/м}^3$ ) типов.

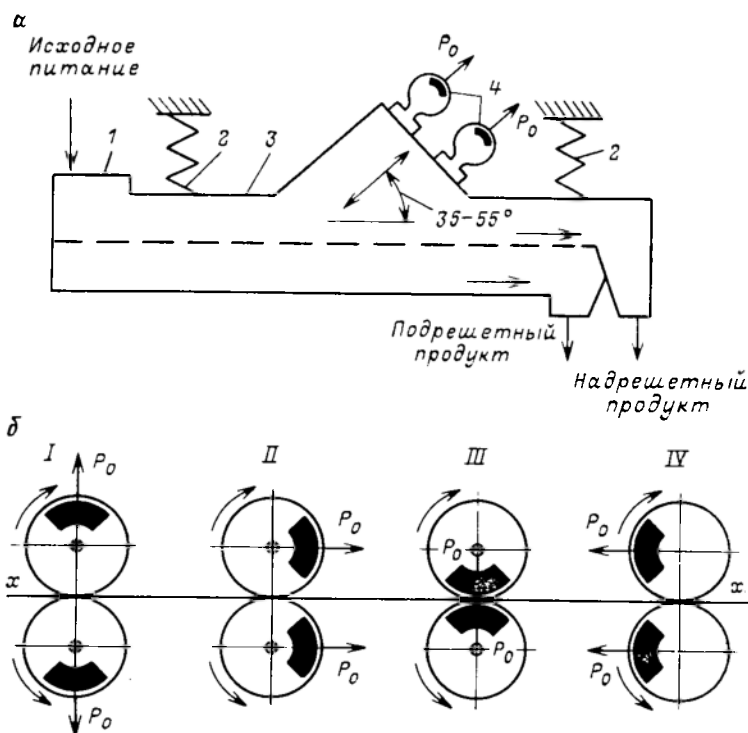
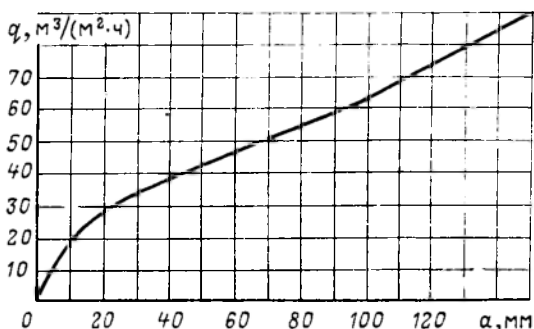


Рис. 8. Конструктивно-кинематическая схема самобалансного грохота:  
 а — общий вид; б — разрез по оси вибровозбудителя (I—IV — различные положения грузов дебалансов)

ГСС и ГСТ или ГИСЛ, ГИСС и ГИСТ\*. Отличительная их особенность — простота установки и универсальность. Грохот имеет горизонтальный или наклонный короб 1 с одним (или несколькими) ситами 3, подвешенный (или установленный) на амортизаторах (пружинах) 2 (рис. 8, а). Колебания коробу придает самобалансный вибровозбудитель 4, закрепленный на коробе. Самобалансный вибровозбудитель состоит из корпуса, в котором на двух параллельных валах размещены два цилиндрических зубчатых колеса с равным числом зубьев и одинаковые дебалансы. Благодаря этому валы вращаются с одинаковой частотой в противоположном направлении. Дебалансы (рис. 8, б) расположены по отношению друг к другу так что при вращении валов составляющие центробежные силы  $P_0$ , то взаимно погашаются (I, III) как силы противоположно направленные и равные по величине, то взаимно складываются (II,

\* ГС — грохот самобалансный, ГИС — грохот инерционный самобалансный, Л, С, Т — соответственно легкого, среднего и тяжелого типов.

Рис. 9. Зависимость удельной производительности  $q$  вибрационных грохотов от размера отверстия сита  $a$



IV). По этой причине вибровозбудитель совершает колебания по оси  $x-x$  в горизонтальном направлении. Виbровозбудитель монтируется на коробе под углом оси  $x-x$  к плоскости сита, равным  $35-55^\circ$ , за счет чего коробу сообщаются наклонные прямолинейные колебания (вибрации). Материал, находящийся на сите грохота, энергично подбрасывается и просеивается. Грохоты выпускаются с площадью сит от  $7,5$  до  $21$  м<sup>2</sup>, просеивают материал крупностью до  $600$  мм. Эффективность грохочения достигает  $80-90\%$ .

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

Производительность  $Q$  (т/ч) вибрационных грохотов определяется по эмпирической формуле

$$Q = Fq\delta klmnop, \quad (9)$$

где  $F$  — рабочая площадь сита, м<sup>2</sup>;  $q$  — удельная производительность на  $1$  м<sup>2</sup> поверхности сита, м<sup>3</sup>/(ч·м<sup>2</sup>);  $\delta$  — насыпная плотность грохотимого материала, т/м<sup>3</sup>;  $k, l, m, n, o, p$  — поправочные коэффициенты.

Зависимость удельной производительности  $q$  вибрационных грохотов от размера отверстия  $a$  сита приведена на рис. 9.

Значения поправочного коэффициента  $k$

Содержание в исходном материале зерен размером меньше половины размера отверстий сита, %	0	20	40	60	80	90
$k$	0,4	0,6	1	1,4	1,8	2

Значения поправочного коэффициента  $l$

Содержание в исходном материале зерен размером больше размера отверстий сита, %	10	20	40	60	80	90
$l$	0,94	0,97	1,09	1,32	2	3,36

Значения поправочного коэффициента  $m$

Эффективность грохочения, %	50	60	70	80	90	94
$m$	2,1	1,9	1,65	1,35	1	0,8

В зависимости от формы зерен значения поправочного коэффициента  $n$  следующие:

Форма зерен, материал . . . . .	Многогранная (дробленый материал, кроме угля)	Округлая	Уголь
$n$ . . . . .	1	1,25	1,5

В зависимости от влажности материала значения поправочного коэффициента  $o$  следующие:

Материал . . . . .	Сухой	Влажный	Комкующийся	В зависимости от влажности
Размер отверстий сита, мм . . . . .	← 25 →			>25
$o$ . . . . .	1	0,75—0,85	0,2—0,6	0,9—1

В зависимости от способа грохочения (сухое или мокрое) значения поправочного коэффициента  $p$  приведены ниже:

Грохочение . . . . .	Сухое	Мокрое с орошением	Любое
Размер отверстий сита, мм . . . . .	← 25 →		>25
$p$ . . . . .	1	1,25—1,4	1

Пр и м е р. Определить производительность вибрационного грохота при рабочей площади сита, равной  $7 \text{ м}^2$  и размере отверстий сита  $10 \text{ мм}$ . Содержание в исходном материале зерен размером меньше половины размера отверстий сита составляет  $20\%$ , зерен размером больше размера отверстий сита  $60\%$ . Эффективность грохочения  $80\%$ , форма зерен — многогранная, материал влажный, способ грохочения — сухой.

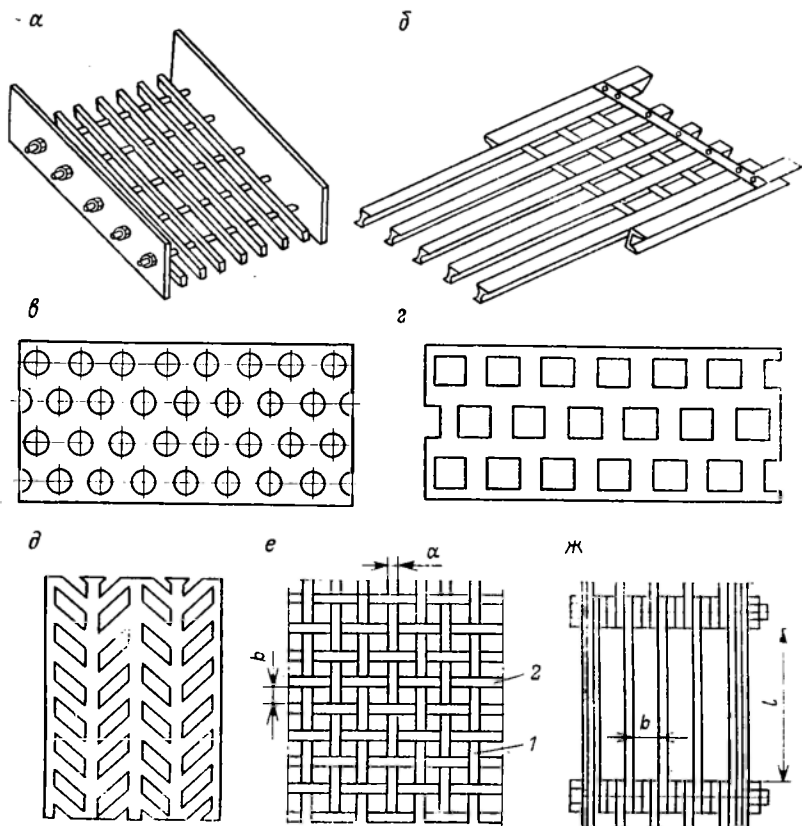
По рис. 9 по размеру отверстий сита ( $10 \text{ мм}$ ) определяем значение  $q = 19 \text{ м}^3/(\text{ч} \cdot \text{м}^2)$ ; для руды средней плотности  $\delta = 1,6 \text{ т/м}^3$ . Значения коэффициентов  $k, l, m, n, o, p$  определяем по вышеприведенным данным. Производительность грохота определяем по формуле (9)

$$Q = Fq\delta klmnop = 7 \cdot 19 \cdot 1,6 \cdot 0,6 \cdot 1,32 \cdot 1,35 \cdot 1 \cdot 0,8 \cdot 1 = 182 \text{ т/ч.}$$

## § 7. ПРОСЕИВАЮЩИЕ ПОВЕРХНОСТИ ГРОХОТОВ И ЭФФЕКТИВНОСТЬ ГРОХОЧЕНИЯ

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

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



**Рис. 10.** Просеивающие поверхности:

*а, б* — колосниковые решетки; *в—д* — листовые сита соответственно с круглыми, квадратными и фигурными отверстиями; *е, ж* — проволочные сетки с квадратными и прямоугольными отверстиями; *1* — основа; *2* — уток

грохотах колосниковые решетки изготовляют сборными, состоящими из отдельных секций.

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

Проволочные сетки применяют главным образом для мелкого грохочения. Их изготовляют из стальной (легированная или нержавеющая сталь), латунной, медной, бронзовой,

никелевой и другой проволоки с прямоугольными или квадратными отверстиями (рис. 10, *е, ж*). Начато изготовление сеток, в которых металлическая проволока заменена капроновыми нитями. Такие сетки более изнаноустойчивы по сравнению с металлическими.

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

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

Для сеток с квадратными отверстиями

$$L = 100b^2 / (b + a)^2. \quad (10)$$

Для сеток с прямоугольными отверстиями

$$L = 100lb / [(b + a)(l + a)], \quad (11)$$

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

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

Пример. Определить живое сечение проволочных сит с квадратным  $3 \times 3$  мм и прямоугольным  $3 \times 6$  мм отверстиями при диаметре проволоки 1,4 мм.

Для сита с квадратными отверстиями по формуле (10) имеем

$$L = 100b^2 / (b + a)^2 = 100 \cdot 3^2 / (3 + 1,4)^2 = 46,4\%.$$

Для сита с прямоугольными отверстиями по формуле (11) имеем

$$L = 100lb / [(b + a)(l + b)] = 100 \cdot 3 \cdot 6 / [(3 + 1,4)(6 + 1,4)] = 55,2\%.$$

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

Эффективность грохочения  $E$  определяется отношением массы фактически полученного подрешетного продукта к массе его в исходном материале. Выражается она в долях



единицы или в процентах. Согласно определению эффективности грохочения определяют по формуле

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

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

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

$$\eta = 10^4 (a - b) / [a(100 - b)], \quad (12)$$

где  $\eta$  — кпд грохочения, %;  $b$  — содержание нижнего класса в надрешетном продукте, %.

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

**Пример.** Определить кпд грохочения при следующих условиях. Грохочение производится на грохоте с размером отверстий 3 мм. Содержание подрешетного класса в надрешетном продукте составляет 15%. Гранулометрический состав исходного материала принят по табл. 1.

Из табл. 1 содержание класса  $-3+0$  мм в исходном материале составляет 60%.

По формуле (12) имеем

$$\eta = 10^4 (a - b) / [a(100 - b)] = (60 - 15) 10^4 / [60(100 - 15)] = 88,2\%.$$

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

Факторами, влияющими на процесс грохочения, являются:

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

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

содержание «трудных» и «затрудняющих» зерен в исходном материале. Практика грохочения показывает, что наиболее трудными для просеивания являются зерна, диаметр которых

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

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

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

## Глава 3

### ДРОБЛЕНИЕ

---

#### § 8. НАЗНАЧЕНИЕ ОПЕРАЦИИ ДРОБЛЕНИЯ

Дробление и измельчение — процессы разрушения полезных ископаемых под действием внешних сил до заданной крупности, требуемого гранулометрического состава или необходимой степени раскрытия минералов. При дроблении и измельчении не следует допускать переизмельчения материала, так как это ухудшает результаты обогащения (тонкие частицы крупностью менее 20—10 мкм обогащаются неудовлетворительно) и удорожает процесс. Необходимо соблюдать принцип «не дробить ничего лишнего».

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

Процессы дробления и измельчения принципиально не различаются между собой. Условно принято считать дроблением такой процесс разрушения, в результате которого получаются

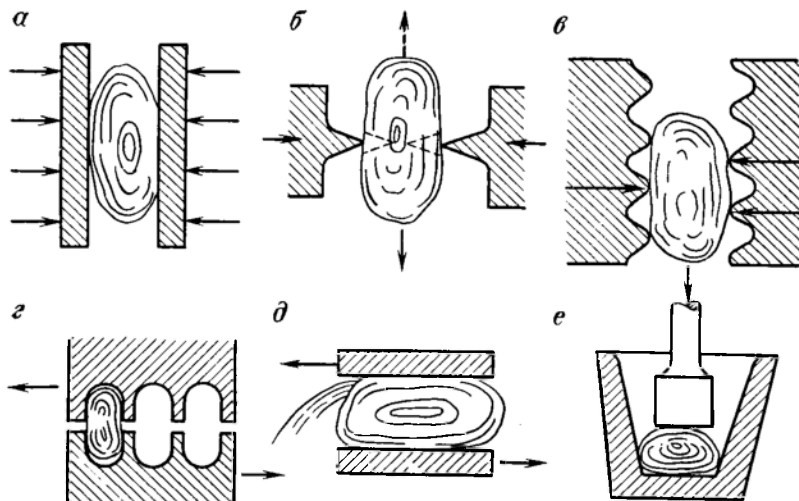


Рис. 11. Способы разрушения:

*a* — раздавливание; *б* — раскалывание; *в* — излом; *г* — срезывание; *д* — истирание; *е* — удар

продукты крупностью более 5 мм, измельчением — менее 5 мм. Первый вид разрушения осуществляется в дробилках, второй — в мельницах.

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

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

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

или

$$i = D_{\text{ср}}/d_{\text{ср}},$$

где  $i$  — степень дробления;  $D_{\max}$  и  $D_{\text{ср}}$  — соответственно максимальный и средний размеры дробимого материала;  $d_{\max}$  и  $d_{\text{ср}}$  — соответственно максимальный и средний размеры дробленого материала.

На практике степень дробления может быть значительна (например, при начальной и конечной крупностях материала соответственно 1200 и 10 мм степень дробления будет  $i = D_{\max}/d_{\max} = 1200/10 = 120$ ), которую в один прием дробления получить невозможно. Дробилки работают эффективно только при ограниченных степенях дробления — обычно  $i = 3 \div 8(10)$ . Исключение составляют дробилки ударного действия, применяемые для дробления хрупких полезных ископаемых, степень дробления которых достигает 30. Поэтому дробление крупного материала до требуемого размера производится обычно в несколько приемов, называемых стадиями дробления. Различают следующие стадии дробления в зависимости от исходной и конечной крупности дробимого материала:

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

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

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

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

Схемы дробления включают и операции предварительного и поверочного грохочения. Предварительное грохочение применяется для выделения уже готового класса крупности перед дроблением с целью сокращения массы дробимого материала за счет отсева мелочи. Оно эффективно и экономически целесообразно при достаточно высоком содержании отсеиваемого класса в исходном продукте (обычно свыше 17—20%, т. е. при вогнутой или прямолинейной характеристике крупности). Но предварительное грохочение в I стадии дробления на фабриках очень большой производительности не применяется при любой характеристике крупности исходной руды из-за значительных капитальных затрат, низкого КПД грохочения и возможности работы конусных дробилок крупного дробления «под завалом».

Поверочное грохочение применяется для выделения из дробленого продукта кусков избыточного размера (размер которых

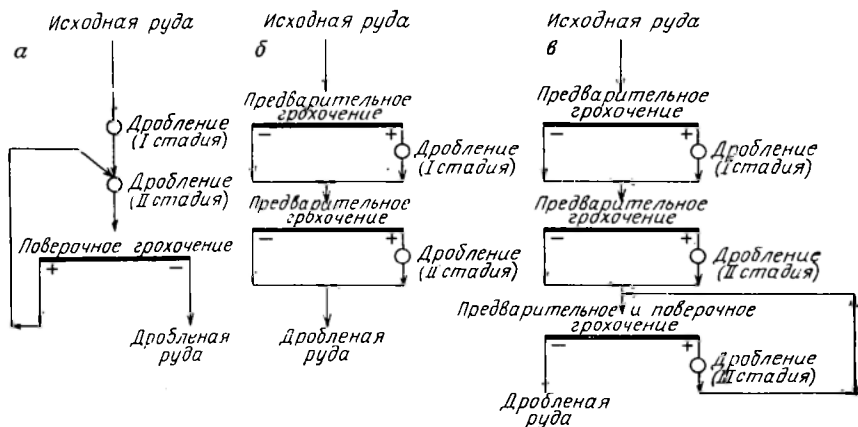


Рис. 12. Схемы дробления:

*а* — двухстадийная без предварительного грохочения в I стадии и с поверочным грохочением во II стадии; *б* — двухстадийная с предварительным грохочением в обеих стадиях; *в* — трехстадийная с предварительным грохочением в I и II стадиях и предварительным и поверочным грохочением в III стадии

больше ширины разгрузочного отверстия дробилки) и возвращения их для додробливания в эту же дробилку.

Основные варианты схем дробления приведены на рис. 12. На этих схемах в варианте *б* дробление осуществляется в открытом цикле, а в вариантах *а* и *в* — II и III стадии — в замкнутом цикле с грохотом.

Как правило, крупное, среднее и мелкое дробление на обогатительных фабриках производится сухим способом. Мокрое дробление применяется для материала со значительным содержанием глинистых материалов, которые при добавлении воды отмываются одновременно с процессом дробления.

На обогатительных фабриках для дробления различных полезных ископаемых применяют почти исключительно механические дробилки раздавливающего и раскалывающего (щековые, конусные, валковые) и ударного (молотковые, роторные, дезинтегральные) действия. Другие способы дробления (пневматическое, взрывное, электрогидравлическое, электроимпульсное, электротермическое и др.) находятся до настоящего времени в стадии исследования.

## § 9. ЗАКОНЫ ДРОБЛЕНИЯ

Законы дробления (измельчения) характеризуют зависимость работы, затрачиваемой на дробление (измельчение), от результатов дробления (измельчения), т. е. крупности продукта.

Работа  $A$  (Дж), затрачиваемая на дробление (измельчение), пропорциональна вновь образованной поверхности кусков (ча-

стиц) дробленого продукта

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

где  $\sigma$  — временное сопротивление сжатию Н·м/м<sup>2</sup>;  $\Delta S$  — площадь вновь образованной поверхности, м<sup>2</sup>;  $K_R$  — коэффициент пропорциональности, Н·м/м<sup>2</sup>;  $D$  — характерный размер куска, м.

Уравнение соответствует гипотезе Риттингера (1867 г.).

Если при разрушении куска кубической формы энергия затрачивается в основном на деформацию объема, то в этом случае производимая работа прямо пропорциональна изменению его первоначального объема и определяется по формуле Кирпичева — Кика

$$A = K \Delta V = K_K D^3,$$

где  $K$  и  $K_K$  — коэффициенты пропорциональности, Н·м/м<sup>3</sup>;  $\Delta V$  — деформированный объем, м<sup>3</sup>.

П. А. Ребиндер (1941 г.) объединил обе гипотезы\* и в этом случае полная работа дробления

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

По гипотезе Бонда (1950 г.) полная работа дробления пропорциональна среднему геометрическому между объемом и площадью поверхности куска:

$$A = K_B \sqrt{D^2 D^3} = K_B D^{2,5}.$$

Все формулы различаются коэффициентами пропорциональности и показателями степени диаметра дробимого куска. По обобщающей гипотезе работу дробления можно представить в виде

$$A = K D^m,$$

где  $K$  — коэффициент пропорциональности в общем виде;  $m = 2 \div 3$ .

При  $m = 2$  формула совпадает с формулой Риттингера, при  $m = 3$  — с формулой Кирпичева — Кика, при  $m = 2,5$  — с формулой Бонда.

Когда степень дробления велика (мелкое дробление, измельчение), можно пренебречь работой деформации объема и в этом случае применяют закон Риттингера. Когда степень дробления мала (крупное дробление), можно пренебречь работой образования новых поверхностей и тогда подходит закон Кирпичева — Кика. Формула П. А. Ребиндера имеет универсальное значение. Закон Бонда занимает промежуточное положение.

---

\* Впервые об объединении двух гипотез указывалось в статье В. И. Нифонтова «Об эффективности дробления» (Горно-обогатительный журнал, 1938, № 1, стр. 39—40).

## § 10. ЩЕКОВЫЕ ДРОБИЛКИ

В щековых дробилках (ЩД) материал раздавливается между двумя плитами (щеками), одна из которых неподвижная, а вторая подвижная (качающаяся). Щековые дробилки бывают с простым (ЩДП) и сложным (ЩДС) движением подвижной щеки.

Рабочая камера в щековой дробилке с простым движением щеки (рис. 13, а) образуется неподвижной 1 и подвижной 2 щеками и двумя боковыми стенками. Подвижная щека 2 шарнирно подвешена на оси 10. Боковые стенки рабочей камеры, а также неподвижная и подвижная щеки дробилки футеруются съемными плитами из марганцовистой износостойчивой стали или из закаленного чугуна. Поверхность боковых стенок делается гладкой, а неподвижной и подвижной щек часто делается рифленой. На эксцентрик 3 вала надета головка массивного шатуна 8, получающего при вращении вала вертикальное возвратно-поступательное движение. Нижний конец шатуна имеет гнезда, в которые свободно вставлены одним концом две распорные плиты 7. Другими концами распорные плиты вставлены: одна (левая) в гнездо на подвижной щеке дробилки, другая (правая) в гнездо регулировочного устройства, закрепленного на задней стенке станины. Удержание свободно вставленных в гнезда распорных плит происходит как за счет давления самой подвижной щеки, так и за счет тяги 9 с пружиной 6, оттягивающей подвижную щеку вправо. При движении шатуна вверх угол между распорными плитами увеличивается и подвижная щека приближается к неподвижной, раздавливая материал. При движении шатуна вниз подвижная щека отходит от неподвижной и дробленый материал выпадает из разгрузочного отверстия дробилки. Исходный материал загружается в рабочую камеру дробилки сверху и постепенно в процессе раздавливания опускается вниз. Так как во время движения

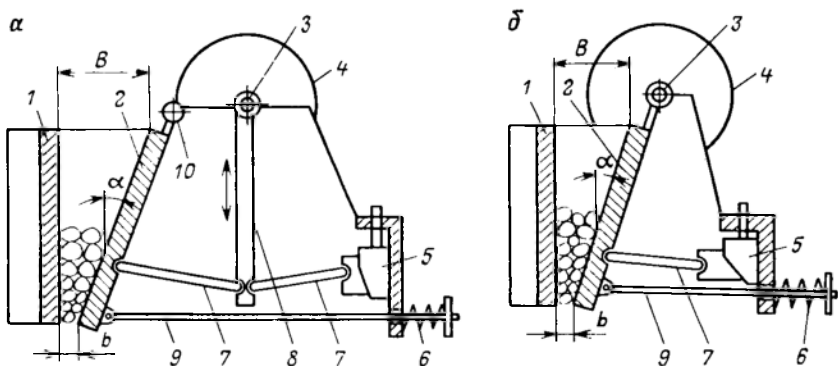


Рис. 13. Схемы щековых дробилок с простым (а) и сложным (б) качанием подвижной щеки

шатуна вверх происходит дробление материала (рабочий ход), а во время движения вниз — его разгрузка (холостой ход), нагрузки на приводной двигатель дробилки крайне неравномерны. Для аккумуляции энергии во время холостого хода и передачи ее во время рабочего хода щеки, на вал шатуна надевают два массивных маховика 4.

Для предохранения дробилки от поломок в случае попадания в ее рабочую камеру недробимых предметов (куски железа) заднюю (правую) распорную плиту делают ослабленного сечения (за счет просверливания отверстий в плите или за счет составления плиты из двух частей «внахлест» и скрепления их заклепками). Такая плита при нагрузках, выше допустимых, ломается; после устранения причины поломки на ее место устанавливают новую распорную плиту. Ширину выпускной щели дробилок можно изменять с помощью замены распорных плит или (у дробилок малого размера) с помощью прокладок и регулировочных клиньев 5. Подтягивая или отпуская их специальными болтами, достигают смещения влево или вправо вместе с распорными плитами подвижной щеки дробилки, за счет чего увеличиваются или уменьшаются размеры выпускной щели дробилки. Габаритные размеры загрузочного отверстия дробилок должны быть на 10—15% больше размера наибольших кусков в питании.

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

Конструкция щековых дробилок со сложным движением щеки (рис. 13, б) отличается тем, что у них подвижная щека 2 подвешена непосредственно на эксцентрик 3 вала, а внизу опирается на одну распорную плиту 7. Благодаря такой подвеске, каждая точка поверхности подвижной щеки движется не по прямой, как у дробилок с простым движением щеки, а по эллипсоидной линии. При приближении к неподвижной щеке подвижная щека одновременно движется несколько вверх, а при обратном ходе — вниз. За счет этого в процессе дробления наблюдается не только раздавливание, но и частичное истирание дробимого материала.

В настоящее время для увеличения степени дробления щековые дробилки изготавливают с увеличенной высотой камеры дробления (в 2—2,3 раза больше ширины приемного отверстия) и в нижней части неподвижной щеки футеровку скашивают для образования параллельной зоны в месте разгрузки. В последних конструкциях щековых дробилок введен трехступенчатый их запуск. Первая ступень — приведение во вращение маховика; вторая — передача вращения валу дробилки благодаря тому, что маховик входит в сцепление с валом дробилки с помощью фрикционной муфты; третья — приведение во вращение второго маховика.



Производительность щековой дробилки определяют по формуле

$$Q = 30K_B C S_{cp} L n b (B + b) D_{cp}^{-1} \operatorname{ctg} \alpha,$$

где  $Q$  — объемная производительность,  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;  $K_B$  и  $C$  — поправочные коэффициенты ( $C = 1 \div 0,84$ );  $S_{cp}$  — ход щеки в средней точке,  $\text{м}$ ;  $L$ ,  $b$  — соответственно длина и ширина выпускной щели,  $\text{м}$ ;  $n$  — частота качаний щеки,  $\text{мин}^{-1}$ ;  $B$  — ширина приемного отверстия,  $\text{м}$ ;  $D_{cp}$  — средневзвешенный размер куска в питании,  $\text{м}$ ;  $\alpha$  — угол захвата, градус.

Щековые дробилки чаще всего применяют для крупного дробления твердых и средней твердости полезных ископаемых. Степень дробления в щековых дробилках  $i = 3 \div 5$  (в последних конструкциях до 8). Эксплуатационные затраты на 1 т дробимого материала составляют 0,055—0,04 руб., а капитальные — 0,26—0,14 руб. Расход футеровочной стали на 1 т руды составляет 10 г при ее стоимости 425 руб. за 1 т.

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

## § 11. КОНУСНЫЕ ДРОБИЛКИ

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

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

Конусная дробилка крупного дробления ККД имеет корпус, состоящий из нижней 1 и верхней 2 частей (рис. 14, а). Верхняя часть корпуса представляет собой неподвижный конус (чашу), обращенный большим основанием вверх,



где  $Q$  — объемная производительность,  $\text{м}^3/\text{ч}$ ;  $K_1$  — коэффициент (0,6—0,7);  $K_k$ ,  $K_T$  и  $K_b$  — поправочные коэффициенты соответственно на крупность, твердость, влажность;  $D$  — диаметр конуса дробления,  $\text{м}$ ;  $r$  — эксцентриситет конуса в плоскости выходной щели,  $\text{мм}$ ;  $n_0$  — частота качаний дробящего конуса,  $\text{мин}^{-1}$ ;  $b$  — размер выпускной щели в разомкнутом положении,  $\text{м}$ .

Конусные дробилки крупного дробления применяют для первого приема дробления твердых и средней твердости полезных ископаемых. Степень дробления в дробилках ККД составляет 3—6. Дробилки высокопроизводительны, могут работать «под завалом». Но для их установки требуется большая высота, а сами они отличаются большой сложностью конструкции. Эксплуатационные затраты на 1 т дробимого материала составляют 0,054—0,034 руб., а капитальные 0,24—0,13 руб. Расход футеровочной стали — около 10 г/т руды.

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

Дробилка среднего дробления (КСД) (рис. 14, б) состоит из литого корпуса 1, на верхнем фланце которого лежит опорное кольцо 3, скрепленное с фланцем длинными болтами 4 и пружинами 2, размещенными по окружности корпуса.

Пружины 2 прижимают установочное кольцо к корпусу дробилки и служат для защиты дробилки от поломки. При попадании в рабочую камеру дробилки недробимых предметов пружины сжимаются, наружная чаша вместе с установочным кольцом приподнимается, расстояние между поверхностями дробящего и неподвижного конусов увеличивается и недробимый предмет проходит через выпускную щель. После этого пружины возвращают кольцо и конус в первоначальное положение. Внутренняя поверхность неподвижного конуса (чаши) 5 коническая и более широкая внизу. В нижней части корпуса имеется цилиндрическая втулка 15, отлитая вместе с корпусом, в которую вставляется эксцентриковый стакан 11. В этот стакан вставлен нижний конец рабочего вала 10, на котором жестко закреплен подвижный дробящий конус 7. Привод осуществляется непосредственно от электродвигателя. Через коническую шестерню 13, закрепленную на конце приводного вала 14, и коническую шестерню 12 вращение передается эксцентриковому стакану 11, а от него рабочему валу 10.

Исходный материал через загрузочную коробку 6 поступает на распределительную тарелку 8, вращающуюся вместе с валом 9. Распределительная тарелка равномерно распределяет материал по периметру рабочего пространства дробилки.

Куски материала дробятся за счет раздавливания между поверхностями дробящих футеровок подвижного и неподвижного конусов. Дробленый продукт разгружается вниз через кольцевую щель. Производительность дробилок КСД и КМД можно определить по формуле

$$Q = K_0 n b D^2,$$

где  $Q$  — объемная производительность, м<sup>3</sup>/ч;  $K_0$  — коэффициент пропорциональности;  $n$  — частота качаний конуса, мин<sup>-1</sup>;  $b$  — ширина выпускной щели, м;  $D$  — диаметр основания конуса, м.

Конусные дробилки среднего и мелкого дробления являются основным типом дробилок для дробления руд твердых и средней твердости. Степень дробления этих дробилок составляет 4—6 (с поверочным грохочением до 8). Эксплуатационные затраты при среднем дроблении составляют 0,062—0,043 руб., а капитальные — 0,18—0,11 руб. на 1 т дробимого материала. При мелком дроблении эти цифры соответственно равны 0,1—0,086 и 0,3—0,22 руб. Расход футеровочной стали 15 г/т руды.

## § 12. ВАЛКОВЫЕ ДРОБИЛКИ

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

Валковая дробилка с гладкими валками ВДГ (рис. 15) состоит из двух валков 1 и 5, вращающихся с одинаковой частотой навстречу друг другу и раздавливающих дробимый материал 3 при ограниченном истирании. Валок 1 насажен на вал, вращающийся в двух подшипниках 2, закрепленных неподвижно на раме дробилки. Валок 5 насажен на вал, вращающийся в двух подшипниках 4, имеющих возможность перемещаться по направляющим рамы 7. Подвижные подшипники прижимаются до упора пружинами 6, которые играют роль защитного устройства. При попадании в дробилку недробимых предметов пружины сжимаются, подшипники с валком 5 отодвигаются и пропускают недробимый предмет. После этого за счет пружин валок занимает первоначальное положение. Зазор между дробящими валками регулируется прокладками, располагающимися между неподвижными и подвижными подшипниками.

В зависимости от угла захвата диаметр валка дробилки должен быть в 18—20 раз больше диаметра максимального куска в питании (в противном случае куски не будут захватываться валками). Дробящие валки обычно закрыты кожухом. Исходный материал через верхнюю приемную воронку подается питателем в рабочее пространство дробилки равномерно по всей

длине валков. Поверхность валков футеруется марганцовистой или углеродистой сталью. Привод валковой дробилки осуществляется от электродвигателя через редуктор или клиноременную передачу. Дробленый материал разгружается вниз под дробилку. Валковые дробилки с гладкими валками применяют для среднего и мелкого дробления твердых полезных ископаемых, когда недопустимо их переизмельчение, а также для дробления влажных и глинистых руд. Степень дробления  $i=3\div 4$ .

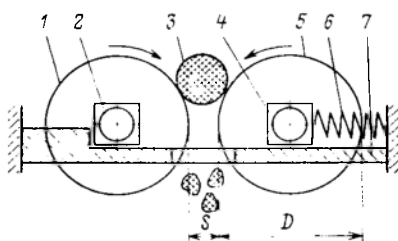


Рис. 15. Схема валковой дробилки с гладкими валками

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

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

Производительность валковых дробилок  $Q$  (т/ч) определяют по формуле

$$Q = 60\pi n D L S K \delta,$$

где  $n$  — частота вращения валков,  $\text{мин}^{-1}$ ;  $D$  — диаметр валков, м;  $L$  — длина валков, м;  $S$  — ширина щели между валками, м;  $K$  — коэффициент разрыхления дробленого материала в момент выхода из дробилки;  $\delta$  — плотность дробимого материала,  $\text{т/м}^3$ .

### § 13. ДРОБИЛКИ УДАРНОГО ДЕЙСТВИЯ

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

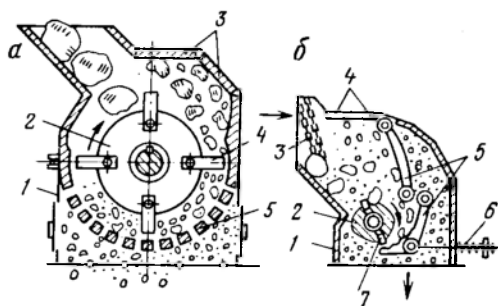


Рис. 16. Схемы ударных дробилок:  
 а — молотковой; б — роторной

высокая степень дробления (до 30) и удобство обслуживания.

Молотковые дробилки выпускают одно- и двухроторными с нереверсивным (вращающимся только в одну сторону) и с реверсивным роторами. По расположению молотков в роторе различают одно- и многорядные дробилки.

Однороторная молотковая дробилка (рис. 16, а) состоит из корпуса 1, вращающегося на валу ротора 2, с шарнирно закрепленными на нем молотками 4. Внутри корпус дробилки футеруется и имеет отбойные плиты 3. Внизу корпуса имеется полукруглая колосниковая решетка 5.

Ротор собирается из двух концевых и нескольких промежуточных дисков, жестко закрепленных на валу. Через отверстия в дисках (на рис. 16, а их четыре) пропускают стержни, на которые свободно подвешивают дробящие молотки различной конфигурации.

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

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

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

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

Производительность  $Q$  (т/ч) молотковых и роторных дробилок определяют по формуле

$$Q = K L d^2 n^2 / [3600 (i - 1)],$$

где  $K$  — коэффициент, учитывающий твердость материала и конструктивные особенности дробилки ( $K = 0,12 \div 0,23$ );  $L$  — длина ротора, м;  $d$  — диаметр окружности вращения молотков (бил), м;  $n$  — частота вращения ротора, мин<sup>-1</sup>;  $i$  — степень дробления.

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

На открытых горных работах для крупного дробления взорванной горной массы в карьерах используют стационарные, полустационарные и передвижные дробильные установки. Они имеют одну стадию дробления и подготавливают сырье до крупности, пригодной для транспортирования его конвейерным транспортом или последующей переработки. Для дробления прочных, абразивных полезных ископаемых применяют конусные и щековые дробилки, а для хрупких малоабразивных — молотковые и роторные.

## Глава 4

### ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ

#### § 14. НАЗНАЧЕНИЕ ОПЕРАЦИИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

Процесс измельчения полезных ископаемых на обогатительных фабриках в зависимости от требуемой крупности измельченного продукта осуществляется в одну, две или несколько стадий в открытом или замкнутом циклах.

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

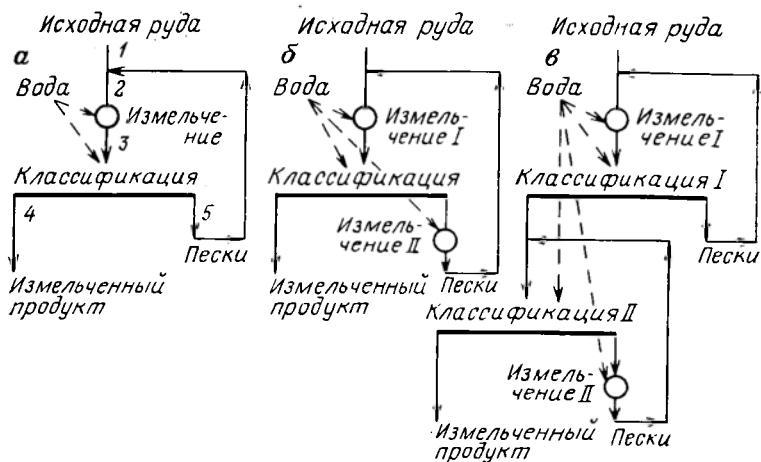


Рис. 17. Схемы измельчения:

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

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

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

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

Применение замкнутого цикла измельчения обеспечивает наиболее эффективную работу мельниц и позволяет получать более равномерный по крупности измельченный продукт с минимальным содержанием тонких частиц, по сравнению с откры-



тым циклом. Установлено, что эффективность работы мельниц существенно зависит от циркулирующей нагрузки (возвращаемая на доизмельчение масса материала). Циркулирующая нагрузка  $C$  выражается в долях единицы или процентах.

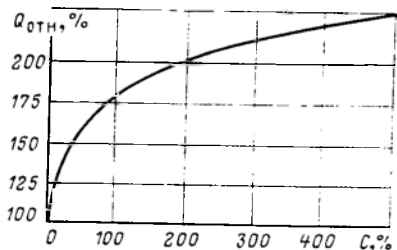


Рис. 18. Зависимость относительной производительности мельницы  $Q_{отн}$  от циркулирующей нагрузки

Наиболее интенсивно производительность мельницы возрастает при циркулирующей нагрузке, равной 50—200% (рис. 18). При дальнейшем ее повышении до 500% производительность увеличивается незначительно. Циркулирующая нагрузка, практически устанавливаемая на обогатительных фабриках, обычно составляет 150—300%, реже — 500%.

Циркулирующую нагрузку можно определять по данным ситуового анализа продуктов измельчения и классификации. Для замкнутого цикла (см. рис. 17, а):

$$C = (\beta_4 - \beta_3) / (\beta_3 - \beta_5), \quad (13)$$

где  $C$  — циркулирующая нагрузка в относительных единицах;  $\beta_3$ ,  $\beta_4$  и  $\beta_5$  — содержание расчетного класса (как правило, —0,074 мм) соответственно в питании, сливе и песках классификатора.

Пример. Определить циркулирующую нагрузку при следующих условиях: одностадийное измельчение производится в замкнутом цикле с классификатором; содержание класса —0,074 мм в питании классификатора  $\beta_3 = 28\%$ , в сливе  $\beta_4 = 62\%$ , в песках  $\beta_5 = 10\%$ .

По формуле (13) определяем

$$C = (\beta_4 - \beta_3) / (\beta_3 - \beta_5) = (62 - 28) / (28 - 10) = 1,9 \quad \text{или} \quad C = 190\%.$$

Измельчение полезных ископаемых производят в аппаратах, называемых мельницами. Мельницы подразделяют на механические (с мелющими телами) и аэродинамические — (без мелющих тел)\*. В качестве мелющих тел применяют металлические стержни и шары, рудную «галю» и крупные куски самой руды (самоизмельчение).

По конструкции различают мельницы: барабанные, роликокольцевые, чашевые (или бегунные) и дисковые. Барабанные мельницы, в свою очередь, классифицируются на мельницы с вращающимся барабаном, вибрационные и центробежные. На обогатительных фабриках применяют вращающиеся барабанные мельницы. Измельчение полезных ископаемых, как правило, производится с водой (мокрое измельчение). Оно более произ-

\* В настоящее время известны разнообразные методы измельчения, при которых отсутствуют мелющие тела: термический, ультразвуковой, электрогидравлический и др. В промышленности используют пока только струйный метод.

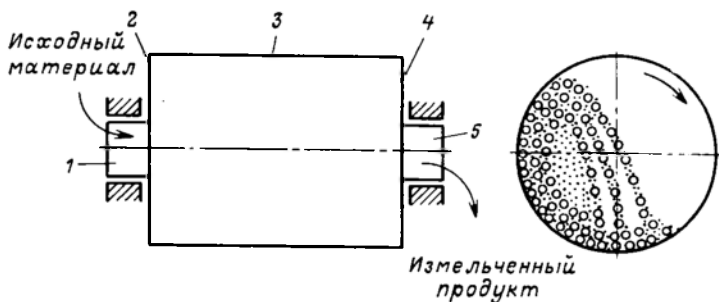


Рис. 19. Схема и принцип действия барабанной мельницы

водительно, происходит без пылеобразования и позволяет осуществлять самотечное транспортирование измельченных продуктов.

### § 15. БАРАБАНЫЕ МЕЛЬНИЦЫ

Барабанные мельницы в зависимости от формы барабана бывают цилиндрические и конические. Различают цилиндрические мельницы трех типов: короткие — у которых длина барабана меньше или равна его диаметру; длинные — у которых длина барабана в 1,5—3 раза больше его диаметра и трубные — с длиной барабана больше трех его диаметров. Первые два типа барабанных мельниц (короткие и длинные) широко используют на современных обогатительных фабриках. Трубные мельницы применяют главным образом в цементной и алюминиевой промышленности.

Барабанная мельница (рис. 19) представляет собой пустотелый барабан 3, закрытый торцовыми крышками 2 и 4 и заполненный на 40—45% объема барабана измельчающими телами. В центре торцовых крышек имеются полые цапфы (трубы), через одну из которых 1 исходный материал загружается в мельницу, а через другую 5 — непрерывно выгружается измельченный продукт. Цапфы опираются на подшипники, и барабан мельницы вращается вокруг горизонтальной оси. Во время вращения барабана измельчающие тела под действием сил трения и центробежной силы прижимаются к его внутренней поверхности, поднимаются на определенную высоту, с которой затем они падают или перекатываются вниз. Измельчение материала происходит под действием измельчающих тел при движении его вдоль барабана. Продольное перемещение материала внутри барабана происходит вследствие перепада уровней загрузки и разгрузки и за счет непрерывной подачи исходного материала. Поэтому со стороны разгрузки цапфа имеет больший диаметр, чем со стороны загрузки.

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

$$n_{кр} = 30/\sqrt{R} = 42,3/\sqrt{D},$$

где  $n_{кр}$  — критическая частота вращения мельницы,  $\text{мин}^{-1}$ ;  $R$  и  $D$  — соответственно внутренние радиус и диаметр мельницы, м.

Действительная частота вращения барабанных мельниц принимается 0,7—0,85 критической.

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

Производительность барабанных мельниц обычно определяется по содержанию вновь образованного класса крупностью —0,074 мм и определяется по формуле

$$Q = qV/(\beta_k - \beta_n), \quad (14)$$

где  $Q$  — производительность по исходной руде, т/ч;  $q$  — удельная производительность по вновь образуемому классу, т/( $\text{м}^3 \cdot \text{ч}$ );  $V$  — объем барабана мельницы,  $\text{м}^3$ ;  $\beta_n$  и  $\beta_k$  — содержание расчетного класса соответственно в исходном и конечном (измельченном) продуктах, доли ед.

**Пример.** Определить производительность по исходной руде барабанной мельницы с рабочим объемом  $36 \text{ м}^3$  (МШР  $3600 \times 4000$ ) при  $\beta_n = 6\%$ ,  $\beta_k = 60\%$  (по классу —0,074 мм). Задаемся величиной  $q = 1 \text{ т}/(\text{м}^3 \cdot \text{ч})$  (по тому же классу) и по формуле (14) определяем:

$$Q = qV/(\beta_k - \beta_n) = 1 \cdot 36/(0,6 - 0,06) = 66,7 \text{ т/ч}.$$

На действующих обогатительных фабриках удельная производительность мельниц в I стадии измельчения по вновь образованному классу крупностью менее 0,074 мм составляет 0,9—1,5 т/ч на  $1 \text{ м}^3$  объема барабана мельницы. Максимальная

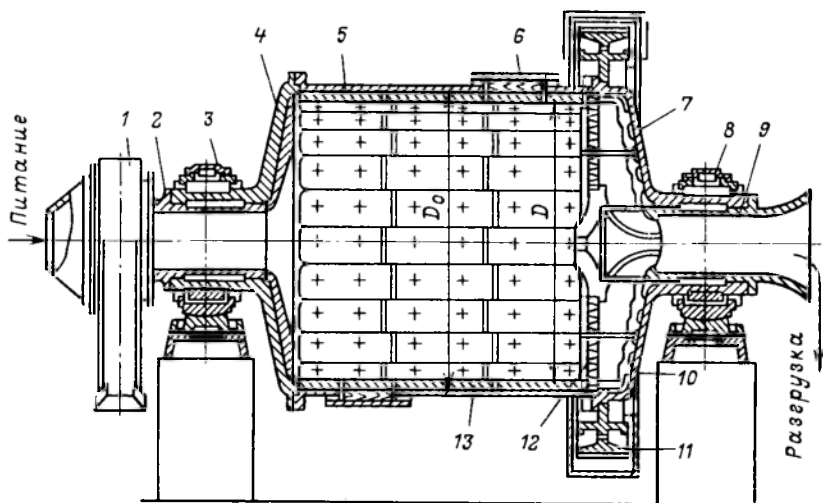


Рис. 20. Шаровая мельница с разгрузкой через решетку

крупность материала, поступающего в стержневые мельницы, не должна превышать 20—25 мм, а в шаровые — 10—15 мм.

Шаровая мельница с разгрузкой через решетку (рис. 20) МШР состоит из цилиндрического барабана 5, к которому по бокам с помощью болтов крепятся торцовые крышки 4 и 7, отлитые вместе с загрузочной 2 и разгрузочной 9 полыми цапфами, помещенными в подшипники 3, 8 и опирающимися на железобетонные опоры. В барабан загружают чугунные или стальные шары диаметром от 30 до 120 мм. Зависимость диаметра шара от крупности руды выражается уравнением

$$d_0 = 28 \sqrt[3]{d},$$

где  $d_0$  — диаметр шара, мм;  $d$  — размер среднего куска руды в питании мельницы, мм.

Для предохранения от износа барабан и крышки мельницы внутри футеруют отдельными плитами 13. Плиты имеют толщину от 50 мм для малых и до 150 мм для больших мельниц и изготавливаются из марганцовистой или хромистой стали, чугуна или из резины и крепятся болтами непосредственно к барабану. На барабане имеются один или два смотровых люка 6, закрытых во время работы мельницы крышками. Барабан мельницы изготовляют сварным или клепаным из толстой листовой стали. В разгрузочном конце барабана установлена решетка 12 с отверстиями, через которые проходит измельченный материал. В пространстве между решеткой 12 и торцовой крышкой 7 имеются радиальные ребра 10, делящие эту зону на секторные камеры (лифтеры), открытые в цапфу. При враще-

нии барабана они поднимают пульпу до уровня цапфы и выгружают измельченный материал в нее. Исходное питание загружается в мельницу комбинированным питателем I через полую цапфу. Вращение барабану передается от шестерни на зубчатый венец II на барабане.

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

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

Шаровые мельницы с решеткой применяют обычно в I стадии измельчения для получения продукта крупностью более 0,15 мм. Такие мельницы наиболее широко используют тогда, когда необходимо получить равномерный по крупности материал с небольшим содержанием шлама.

Некоторые технико-экономические показатели работы шаровых мельниц приведены ниже:

Затраты на 1 т измельченного материала, руб.:	
эксплуатационные . . . . .	0,21—0,64
капитальные . . . . .	0,25—0,8
Расход на 1 т измельченного материала:	
шаров, кг . . . . .	0,75—1,25
электроэнергии, кВт·ч . . . . .	10—15
Стоимость 1 т шаров, руб. . . . .	150

Для загрузки в мельницу исходной руды и песков классификаторов, работающих в замкнутом цикле с мельницами, применяют барабанные, улитковые и комбинированные питатели. Их крепят на загрузочной цапфе мельницы. Барабанные питатели используют для загрузки мельниц сухой рудой, улитковые устанавливают обычно для возврата в мельницу песков классификатора, а комбинированные применяют тогда, когда в мельницу одновременно подаются исходная руда и пески классификатора.

## § 16. МЕЛЬНИЦЫ САМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

В практику измельчения руд на обогатительных фабриках все шире внедряется процесс самоизмельчения. Он также используется в тех случаях, когда в измельченном материале нежела-

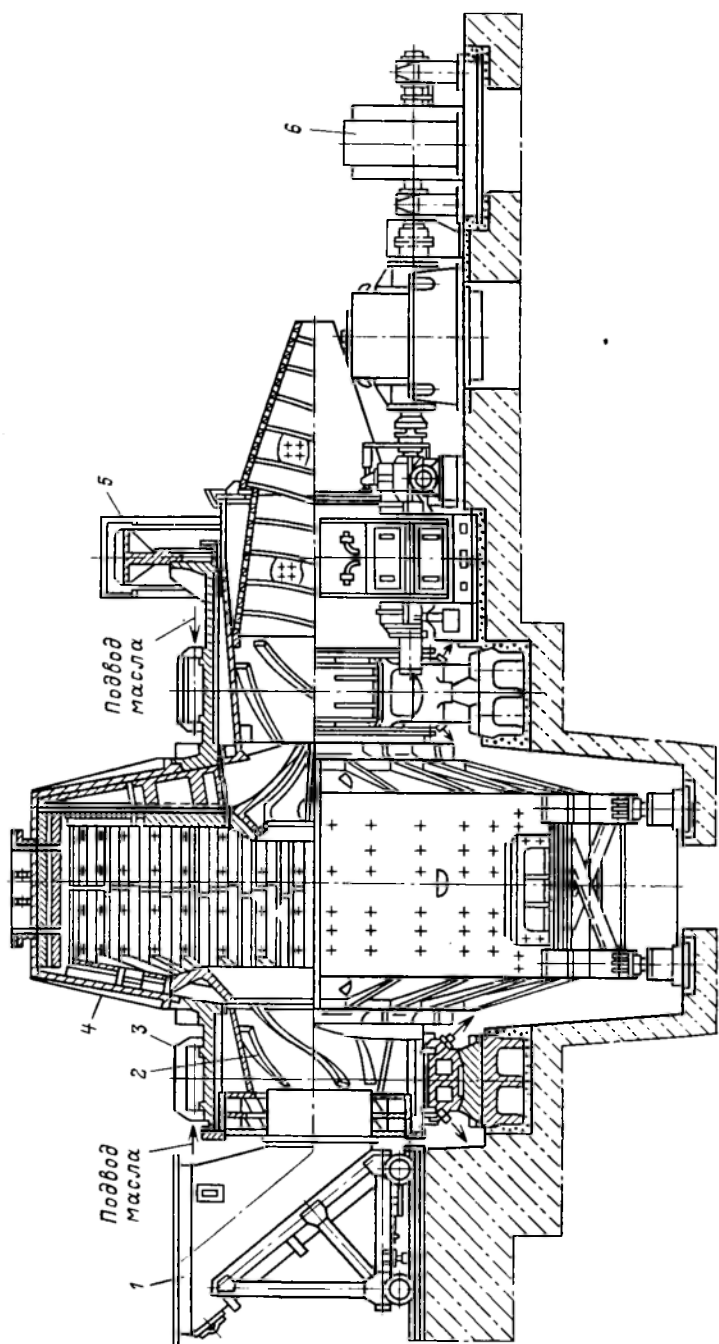


Рис. 21. Мельница мокрого самоизмельчения «Каскад»

тельно присутствие железа, образующегося за счет истирания шаров и стержней. Различают следующие виды самоизмельчения:

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

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

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

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

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

Мельница мокрого самоизмельчения (ММС) «Каскад» (рис. 21) состоит из цилиндрического барабана 4, к торцовым крышкам которого крепятся литые полые цапфы, помещенные в подшипники 3 и установленные на бетонные основания. Барабан мельницы самоизмельчения изготовляют большого диаметра (9—11 м и относительно малой длины ( $D:L=3:1$ )). Футеровочные плиты барабана мельницы имеют скосы, предназначенные для крепления полок (ребер). Полки предназначены для подъема крупных кусков руды на большую высоту и вследствие этого увеличения силы удара при их падении. Вращение мельницы осуществляется от электродвигателя 6 большой мощности или через редуктор и шестерни на зубчатый венец 5, или непосредственно через шестерню на зубчатый венец. Загрузка исходного материала в мельницу производится через откатную загрузочную воронку 1 и спираль 2 загрузочной цапфы. Разгрузка измельченного продукта производится через решетку и разгрузочную цапфу, к которой крепится съемная бутара для классификации пульпы, выходящей из мельницы. Мельницы ММС устанавливают в I стадии измельчения.

Для мельниц мокрого самоизмельчения затраты на 1 т измельчаемого материала составляют: эксплуатационные — 0,56—0,23 руб., капитальные — 1,1—0,47 руб.

Для сухого самоизмельчения применяют мельницы «Аэрофол» с коротким цилиндрическим барабаном большого диаметра (5,5—11 м), сходные по конструкции с мельницами «Каскад». Укрепленные на внутренней поверхности барабана горизонтальные балки-ребра поднимают во время вращения барабана куски материала, которые, падая, дробятся сами и измельчают находящийся внизу материал. Мельницы работают в замкнутом цикле с воздушным классификатором, где отделяются крупные фракции измельченного материала, поступающие затем в оборот. Для отсоса измельченного материала необходимой крупности используется система, состоящая из вентилятора, циклонов и аппаратов для очистки воздуха.

Рудногалечные мельницы по конструкции сходны с шаровыми мельницами с разгрузкой через решетку. Так как плотность загружаемого материала (рудная галля плюс пульпа) у них меньше, чем в шаровых мельницах, то при той же мощности привода объем рудногалечных мельниц должен быть несколько бóльшим. На обогатительных фабриках рудногалечные мельницы применяют в основном во II и последующих стадиях измельчения часто в сопряжении с мельницами самоизмельчения.

Затраты на 1 т измельчаемого материала при рудногалечном измельчении составляют: эксплуатационные 0,25—0,5 руб., капитальные — 0,45—0,9 руб.

Из аэродинамических мельниц наибольшее применение в промышленности получили струйные мельницы. Энер-

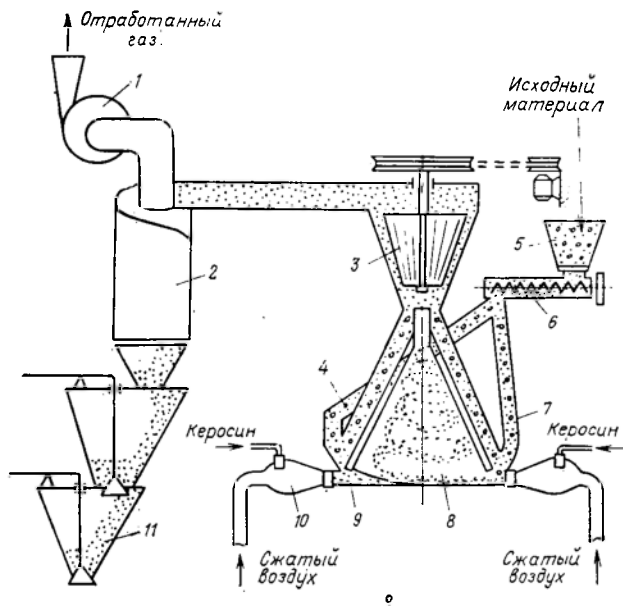


Рис. 22. Схема газоструйной измельчительной установки



гия, необходимая для измельчения, сообщается частицам струями газообразного агента, в качестве которого используются газообразные продукты (газ, пар, воздух).

В зависимости от этого различают газо-, паро- и воздухо-струйные мельницы.

Схема установки газоструйной мельницы с конической камерой измельчения показана на рис. 22. Исходный материал из бункера 5 питателем 6 подается по трубе 7 в коническую камеру измельчения 8. В эту же камеру через сопла вдувается с большой скоростью по трубам 9 горячий газ, полученный в камере сгорания 10 в результате сжигания керосина. Вырываясь из сопел, горячий газ подхватывает материал, поступающий по трубам 7, разгоняет его и измельчает. Благодаря разрежению, создаваемому вентилятором 1, измельченный материал поднимается вверх в классификатор 3, где из него выделяются частицы необходимой крупности. Более мелкие частицы вместе с газом поступают в пылеулавливающий аппарат (циклон) 2, откуда твердая фаза после осаждения ссыпается в бункер готового продукта 11, а газ поступает на дальнейшую очистку. Крупные частицы из классификатора 3 по трубам возврата 4 возвращаются в камеру для доизмельчения.

Струйные мельницы применяют при производстве цемента, огнеупорного сырья, в керамической промышленности. Однако высокий удельный расход электроэнергии, низкая производительность, сложность выделения готового продукта из газа и трудность его очистки ограничивают область применения данного типа мельниц.

## Глава 5

### КЛАССИФИКАЦИЯ

---

#### § 17. ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПАДЕНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ ЗЕРЕН В ВОДЕ И ВОЗДУХЕ

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

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

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

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

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

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

более крупные и плотные частицы имеют наиболее высокие скорости падения;

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

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

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

Для определения скорости свободного\* падения  $v_0$  (м/с) частиц различной крупности и плотности можно пользоваться следующими уравнениями.

Для частиц крупностью 2 мм и выше (формула Риттингера):  
для воды

$$v_0 = 0,16 \sqrt{d(\delta - 1000)}; \quad (15)$$

для воздуха

$$v_0 = 4,6 \sqrt{d(\delta - 1,23)}. \quad (16)$$

Для частиц крупностью 0,1 мм и ниже (формула Стокса):

для воды

$$v_0 = 0,545d^2(\delta - 1000)/\mu; \quad (17)$$

для воздуха

$$v_0 = 30278d^2(\delta - 1,23). \quad (18)$$

Для частиц крупностью 0,1—2 мм (формула Аллена):

для воды

$$v_0 = \frac{0,1146d \sqrt[3]{(\delta - 1000)^2}}{\sqrt[3]{\mu}}; \quad (19)$$

для воздуха

$$v_0 = 40,6d \sqrt[3]{(\delta - 1,23)^2}, \quad (20)$$

где  $d$  — диаметр частиц, м;  $\delta$  — плотность частиц, кг/м<sup>3</sup>;  $\mu$  — коэффициент вязкости, Н·с/м<sup>2</sup> (для воды  $\mu = 0,001$ ; для воздуха  $\mu = 0,000018$ ).

Можно также пользоваться универсальным методом П. В. Лященко, который приемлем для определения конечных скоростей движения частиц любой крупности и плотности в различной среде.

Определение конечной скорости производится исходя из параметра Лященко  $Re^2 \psi$ , где  $Re$  — параметр Рейнольдса, а  $\psi$  — коэффициент сопротивления среды. Метод Лященко заключается в следующем.

1. Зная размер частицы, ее плотность, а также характеристику среды, определяем силу тяжести  $G_0$  этой частицы в среде

$$G_0 = \pi d^3 (\delta - \Delta) g / 6, \quad (21)$$

где  $d$  — размер частицы, м;  $\delta$  — плотность частицы, кг/м<sup>3</sup>;  $\Delta$  — плотность среды, кг/м<sup>3</sup>;  $g$  — ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>.

2. Определяем значение параметра Лященко по формуле

$$Re^2 \psi = G_0 \Delta / \mu^2. \quad (22)$$

\* Под свободным падением понимается движение отдельных, единичных частиц в неограниченном пространстве (среде).

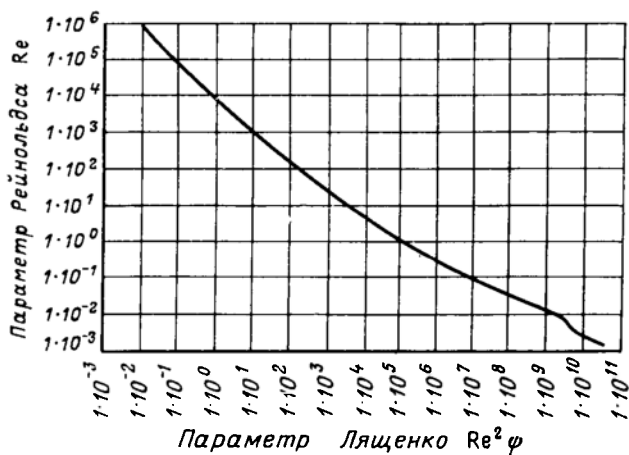


Рис. 23. Зависимость параметра Рейнольдса от параметра Лященко  $Re^2\phi$

Зная значение параметра  $Re^2\phi$ , по диаграмме П. В. Лященко  $Re^2\phi - Re$  (рис. 23) определяем значение  $Re$ .

3. Исходя из значения  $Re$  определяем конечную скорость падения частицы по формуле

$$v_0 = Re \mu / (d\Delta). \quad (23)$$

Примеры. 1. Определить конечные скорости падения частиц магнетита крупностью 3; 0,5 и 0,08 мм ( $\delta = 5000 \text{ кг/м}^3$ ) в воде и воздухе.

Для частиц крупностью 3 мм по формулам (15) и (16) определяем:

в воде

$$v_0 = 0,16 \sqrt{0,003(5000 - 1000)} = 0,16 \cdot 3,47 = 0,55 \text{ м/с},$$

в воздухе

$$v_0 = 4,6 \sqrt{0,003(5000 - 1,23)} = 4,6 \cdot 3,88 = 17,9 \text{ м/с}.$$

Для частиц крупностью 0,5 мм по формулам (19), (20) определяем:

в воде

$$v_0 = \frac{0,1146 \cdot 0,0005 \sqrt[3]{(5000 - 1000)^2}}{\sqrt[3]{0,001}} =$$

$$= 0,1146 \cdot 253 \cdot 0,0005 / 0,1 = 0,146 \text{ м/с};$$

в воздухе

$$v_0 = 40,6 \sqrt[3]{(5000 - 1,23)^2} \cdot 0,0005 = 40,6 \cdot 293 \cdot 0,0005 = 5,95 \text{ м/с}.$$

Для частиц крупностью 0,08 мм по формулам (17), (18) определяем:

в воде

$$v_0 = 0,545 \cdot 0,00008^2 (5000 - 1000) / 0,001 = 0,014 \text{ м/с};$$

в воздухе

$$v_0 = 30\,278 \cdot 0,00008^2 (5000 - 1,23) = 0,974 \text{ м/с}.$$

2. Определить конечную скорость падения частиц магнетита ( $\delta = 5000 \text{ кг/м}^3$ ) крупностью 1 мм в воде по методу Лященко. По формулам (21), (22) и (23) определяем:

$$G_0 = \pi d^3 (\delta - \Delta) g / 6 = 3,14 \cdot 0,001^3 (5000 - 1000) 9,81 / 6 = 0,00002H;$$

$$\text{Re}^2 \psi = 0,00002 \cdot 1000 / 0,001^2 = 20\,000.$$

По диаграмме находим  $\text{Re} \approx 480$ , тогда

$$v_0 = \text{Re} \mu / (d\Delta) = 480 \cdot 0,001 / (0,001 \cdot 1000) = 0,48 \text{ м/с}.$$

В процессе разделения частицы различной крупности и плотности может наблюдаться явление равнопадаемости. Равнопадающими называются такие минеральные зерна, которые при различных плотностях и диаметрах имеют одинаковую конечную скорость падения в одной и той же среде. Отношение диаметров зерен (соответственно  $d_1$  и  $d_2$ ) двух минералов различной плотности, падающих с одинаковой скоростью, называется коэффициентом равнопадаемости и обозначается буквой «e». Пренебрегая коэффициентом, учитывающим различие в форме частиц, для крупности 2 мм и более имеем

$$e = d_1/d_2 = (\delta_2 - \Delta) / (\delta_1 - \Delta). \quad (24)$$

Для частиц крупностью 0,1—2 мм

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

Для частиц крупностью 0,1 мм и меньше

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

где  $\delta_2$  и  $\delta_1$  — плотность соответственно тяжелого и легкого зерен,  $\text{кг/м}^3$ ;  $\Delta$  — плотность среды,  $\text{кг/м}^3$ .

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

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

Пример. Определить коэффициент равнопадаемости в воде пары крупных зерен галенита ( $\delta_2 = 7500 \text{ кг/м}^3$ ) и кварца ( $\delta_1 = 2650 \text{ кг/м}^3$ ).

Коэффициент равнопадаемости для крупных зерен по формуле (24) равен

$$e = (7500 - 1000) / (2650 - 1000) = 3,94.$$

Это значит, что для эффективного разделения указанных минералов отношение максимального и минимального размеров зерен не должно превышать 4 (например,  $-24+6 \text{ мм}$ ;  $-10+2,5 \text{ мм}$  и т. д.).

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

Конечные скорости стесненного падения частиц всегда ниже скоростей их свободного падения. Это было установлено экспериментально Р. Ричардсом в 1908—1909 гг. Полученные им скорости стесненного падения в 2,76 раза для кварца и в 3,47 раза для свинцового блеска оказались меньше соответствующих скоростей свободного падения. Величина, обратная полученным цифрам, называется коэффициентом снижения скорости и обозначается  $K$ . Для кварца  $K$  равно 0,362, а для свинцового блеска 0,288. Исходя из этого конечную скорость стесненного падения  $v_{ст}$  (м/с) можно определить по формуле

$$v_{ст} = K v_0, \quad (25)$$

где  $v_0$  — конечная скорость свободного падения частиц, м/с. Р. Ричардс предложил следующую формулу для определения скорости  $v_{ст}$  (м/с) стесненного падения:

$$v_{ст} = K \sqrt{d(\delta - \sigma)}, \quad (26)$$

где  $K$  — коэффициент из формулы (15) Риттингера;  $d$  — диаметр частицы, м;  $\delta$  — плотность частицы, кг/м<sup>3</sup>;  $\sigma$  — плотность гидросмеси, средняя между плотностью среды и частиц  $\sigma = 0,5(\delta + \Delta)$ , кг/м<sup>3</sup>.

Очевидно, что скорость стесненного падения зависит от коэффициента разрыхления движущейся массы зерен. Чем больше разрыхление, тем ближе условия их движения приближаются к условиям свободного падения. На основании этого П. В. Лященко предложил следующую формулу для определения конечной скорости стесненного падения:

$$v_{ст} = v_0 \sqrt{\theta^n},$$

где  $\theta$  — коэффициент разрыхления, доли ед. (представляет собой отношение объема промежутков между взвешенными зер-

нами к полному объему  $V_1$ , занимаемому взвесью). Определяется по формуле  $\theta = (V_1 - V_2)/V_1$ , где  $V_2$  — объем, занимаемый твердыми частицами в объеме взвеси;  $n$  — показатель степени,  $n = 5 \div 7,5$ .

При среднем значении  $n = 6$  формула принимает вид

$$v_{ст} = v_0 \theta^3. \quad (27)$$

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

В стесненных условиях значение коэффициента равнопадаемости выше, чем при свободном падении. По одной из гипотез стесненное падение рассматривается как падение зерен в тяжелой среде. Коэффициент равнопадаемости  $e_{ст}$  при стесненном падении по аналогии с формулой (24) для крупных зерен

$$e_{ст} = [\delta_2 - (\Delta + x)] / [\delta_1 - (\Delta + x)], \quad (28)$$

где  $\Delta + x$  — плотность среды (для угольных и сланцевых частиц  $x = 110 \div 300$  кг/м<sup>3</sup>; для рудных — 400 кг/м<sup>3</sup> и более).

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

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

**Примеры.** 1. Определить скорость стесненного падения в воде частиц галенита ( $\delta = 7500$  кг/м<sup>3</sup>) крупностью 3 мм при значениях  $K = 0,288$ ;  $\theta = 0,65$ .

Вначале по формуле (15) определяем  $v_0$ :

$$v_0 = 0,16 \sqrt[0,003]{7500 - 1000} = 0,16 \cdot 4,42 = 0,707 \text{ м/с.}$$

Определяем скорость стесненного падения частиц по формуле (25)

$$v_{ст} = 0,288 \cdot 0,707 = 0,204 \text{ м/с;}$$

по формуле (26)

$$\begin{aligned} v_{ст} &= 0,16 \sqrt[0,003]{7500 - 0,5(7500 + 1000)} = \\ &= 0,16 \sqrt[0,003]{7500 - 4250} = 0,16 \sqrt[0,003]{3250} = \\ &= 0,16 \sqrt[9,75]{} = 0,5 \text{ м/с;} \end{aligned}$$

по формуле (27)

$$v_{ст} = 0,707 \cdot 0,65^3 = 0,707 \cdot 0,275 = 0,194 \text{ м/с.}$$

2. Определить коэффициент равнопадаемости в воде в стесненных условиях пары крупных частиц галенита ( $\delta_2 = 7500$  кг/м<sup>3</sup>) и кварца ( $\delta_1 = 2650$  кг/м<sup>3</sup>) при значении  $x = 700$  кг/м<sup>3</sup>. По формуле (28) имеем

$$\begin{aligned} e_{ст} &= [7500 - (1000 + 700)] / [2650 - (1000 + 700)] = \\ &= (7500 - 1700) / (2650 - 1700) = 5800 / 950 = 6,1. \end{aligned}$$

Сравните ответ с предыдущим примером.

## § 18. ПРОЦЕСС КЛАССИФИКАЦИИ

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

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

Когда классификация зерен различной крупности происходит в горизонтальных потоках воды (воздуха), траектория движения частиц зависит от ( $v_p$ ), которая определяется сложением скорости вертикального перемещения ( $v_b$ ) их под действием силы тяжести и скорости горизонтального движения ( $v_r$ ) в направлении движения потока. Исходная пульпа (рис. 24, а) подается слева, а слив удаляется справа. Глубина потока равна  $h$ , путь горизонтального прохождения потока  $l$ . Если частица во время своего горизонтального движения с потоком успевает опуститься на глубину потока  $h$ , она выпадет вниз, если не успевает, то потоком будет выноситься в слив.

Когда классификация происходит в непрерывно восходящем потоке воды, движущемся со скоростью  $v_{ж}$ , смесь зерен разделится на два продукта, скорость которых больше или меньше скорости восходящего потока (рис. 24, б). Так как скорость па-



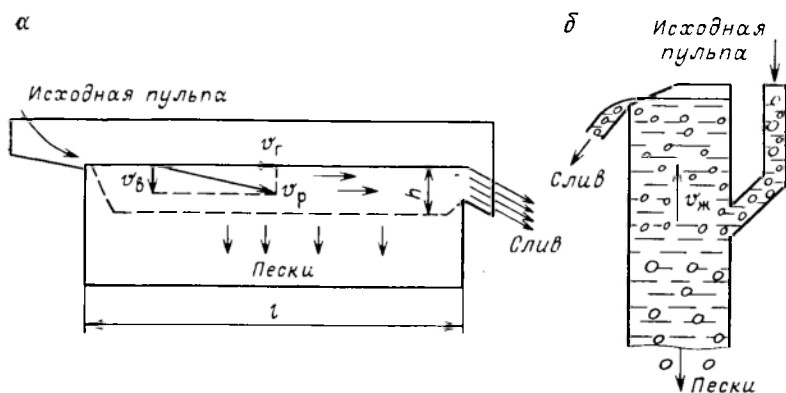


Рис. 24. Схема классификации частиц в горизонтальном (а) и вертикальном (б) потоках жидкости

дения крупных частиц выше, чем мелких, в процессе классификации в осадок будут выпадать крупные частицы, а в слив уходить мелкие.

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

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

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

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

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

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

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

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

## § 19. МЕХАНИЧЕСКИЕ КЛАССИФИКАТОРЫ

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

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

В классификаторе образуется:

слой неподвижного, осевшего, слежавшегося материала *1*, предохраняющего дно *7* классификатора от износа при движении шнека;

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

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

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

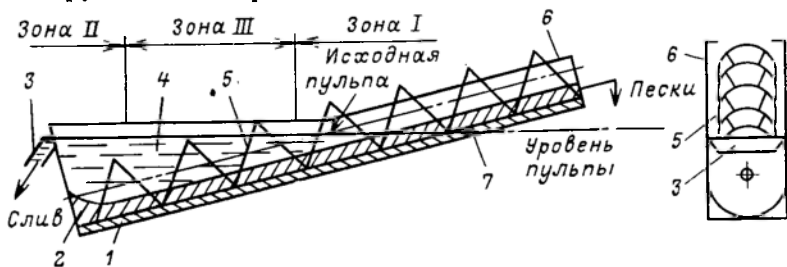


Рис. 25. Схема механического спирального классификатора

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

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

Спиральные классификаторы обладают следующими преимуществами: простотой конструкции; возможностью остановки и пуска классификатора без выпуска песков и осуществления самотечного замыкания мельницы с классификатором при больших размерах оборудования (за счет большого угла наклона днища корыта классификатора); наличием спокойной зоны классификации, обеспечивающей получение более равномерно-го слива. Недостаток — получение песков со значительным содержанием шламов.

Производительность спиральных классификаторов может быть определена по эмпирическим формулам:

по сливу для классификаторов с непогруженной спиралью

$$Q_c = 4,55mK_\beta K_\delta K_c K_\alpha D^{1,765};$$

по пескам

$$Q_n = 5,45mD^3 n K_\delta K_\alpha,$$

где  $Q_c$  и  $Q_n$  — производительность соответственно по сливу и пескам, т/ч;  $m$  — число спиралей классификатора;  $n$  — частота вращения спирали, мин<sup>-1</sup>;  $K_\beta$ ;  $K_\delta$ ;  $K_c$  и  $K_\alpha$  — поправочные коэффициенты соответственно на крупность слива, плотность классифицируемого материала, угол наклона днища классификатора и заданную плотность слива;  $D$  — диаметр спирали, м.

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

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

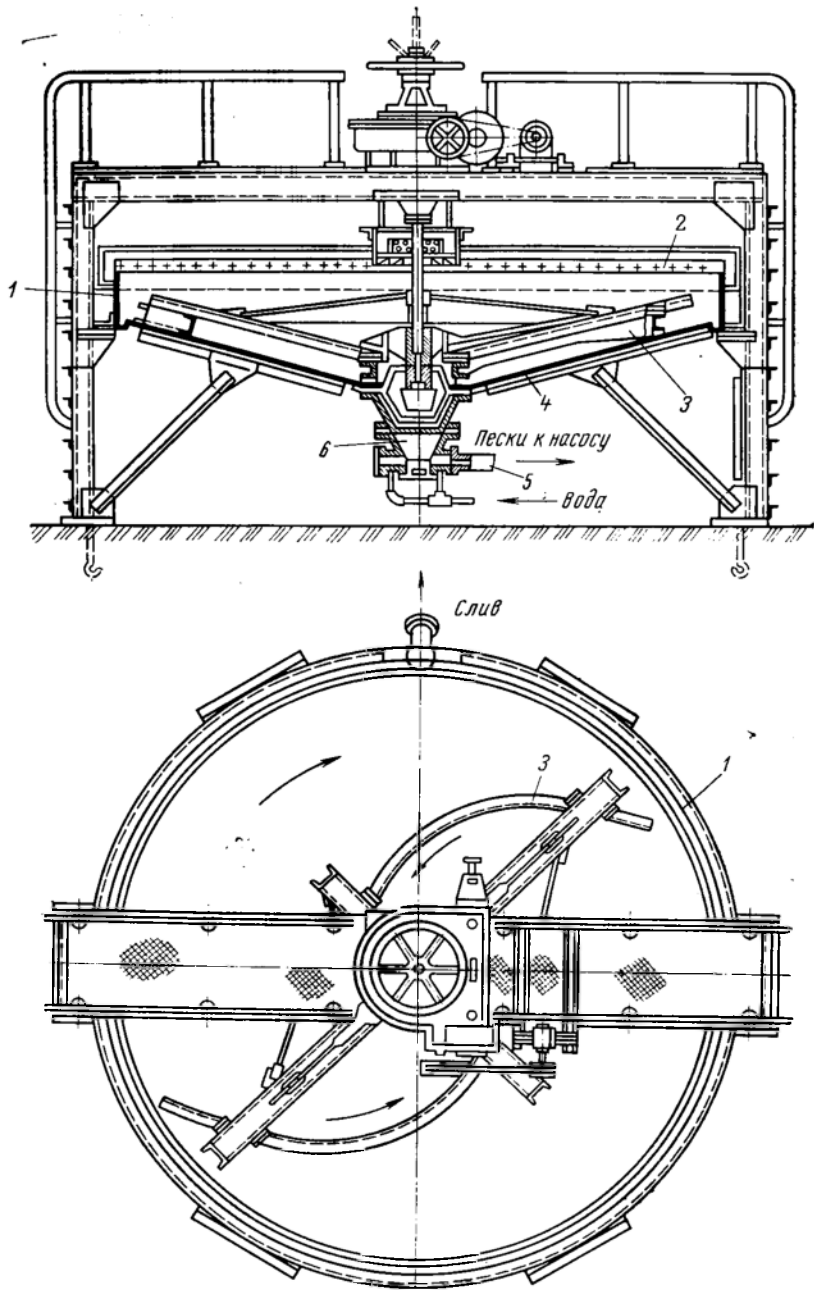


Рис. 26. Спирально-лопастной классификатор (гидросепаратор)

чивающими катушками для образования магнетитовых флокул (хлопьев), ускоряющих осаждение мелкого материала.

Классификатор элеваторный относится к аппаратам, в которых разделение исходного материала на два продукта разной крупности происходит в горизонтально движущихся потоках пульпы. Классификатор представляет собой железобетонную или металлическую емкость (зумпф) 2, из которой осевший крупный материал выгружается с помощью элеватора 1 с перфорированными ковшами (рис. 27). Во время транспортирования материала элеватором вода стекает из отверстий ковше. Для лучшего стока воды элеватор устанавливают наклонно (угол наклона 65—70°). Высота элеватора в зоне обезвоживания, т. е. в зоне, находящейся выше уровня пульпы в классификаторе, должна быть не менее 4 м по вертикали. Площадь (в плане) одного элеваторного классификатора обычно определяется расстоянием между колоннами здания (чаще всего 6×6 м).

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

Элеваторные классификаторы нашли значительное распространение на углеобогатительных фабриках. Использование таких классификаторов позволяет совмещать операции предварительного обезвоживания мелкого концентрата и его классификацию по размеру зерна 0,5 мм и исключает из технологической схемы фабрики обезвоживающие грохоты мелкого концентрата и шлама, а также пирамидальные классификаторы. Эффективная классификация материала происходит при удельной производительности не выше 25—30 м<sup>3</sup>/ч пульпы на 1 м<sup>2</sup> площади классификатора и концентрации твердого в оборотной воде не более 120—150 г/л.

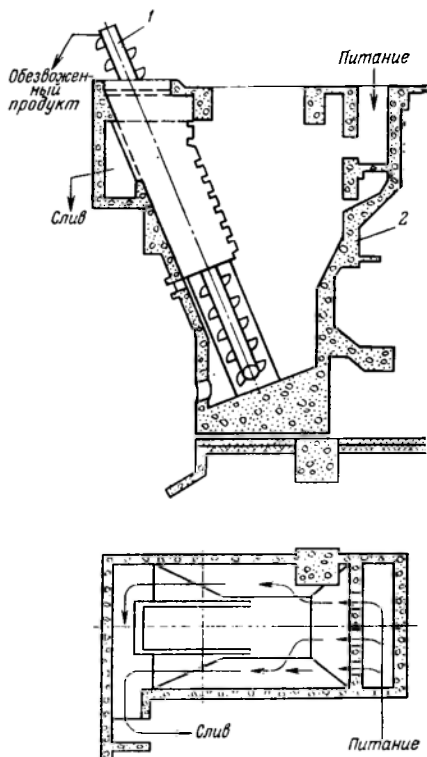


Рис. 27. Элеваторный классификатор

Наиболее распространенными классификаторами этого типа являются конусные классификаторы (автоматические конусы), отстойники (пирамидальные, призматические), многокамерные классификаторы (четырёх- и шестикамерные) и др. Общим для всех конструкций является наличие горизонтального потока пульпы. Классификаторы применяют для разделения материала по крупности на два продукта и более без дополнительной подачи воды или с добавлением ее в небольших количествах.

Автоматические конусы являются простейшими аппаратами для гидравлической классификации и представляют собой металлический корпус в виде перевернутого усеченного конуса. Они применяются в отдельных случаях на обогатительных фабриках для отделения песков от шламов или для обезвоживания обесшламленного мелкозернистого материала. Эффективность классификации этих аппаратов невысокая.

Четырёхкамерный гидравлический классификатор КГ-4 представляет собой открытый расширяющийся корпус 1, состоящий из верхней части в виде желоба, и нижней, заканчивающейся пирамидальными классификационными камерами, размеры которых увеличиваются в направлении от загрузочного конца корпуса к разгрузочному (рис. 28). В нижней части каждой пирамидальной камеры (спиготы) крепятся специальные классифицирующие устройства 5. Они состоят из верхней камеры с перемешивающим устройством 4 (лопастные мешалки) для разрыхления взвеси песков, камеры для тангенциального подвода воды (вортекса) и разгрузочного устройства. В цилиндрической классификационной камере имеются смотровые окна для наблюдения за процессом. Лопастные мешалки 4, медленно (1—2 мин<sup>-1</sup>) вращаясь с помощью полых вертикальных валов, осуществляют перемешивание материала в зоне его наиболее быстрого сгущения. Через полые валы мешалок проходят стержни-штоки, на нижних концах которых имеются клапаны. При помощи кулачкового механизма, расположенного в каждом из четырех редукторов 2, приводимых в движение приводом 3, осуществляется подъем и опускание штоков. При подъеме выпускные клапаны открываются и происходит разгрузка пескового материала, при опускании клапаны закрываются и выгрузка песков прекращается. Частота открытия клапанов в первых камерах больше, чем в последних.

Исходная пульпа подается в классификатор со стороны его узкой части (в плане), где скорость потока максимальна. По мере расширения классификатора скорость потока уменьшается. По этой причине в начале классификатора осаждаются наиболее крупные зерна материала, затем мелкие. В слив уходит самая тонкая часть материала.

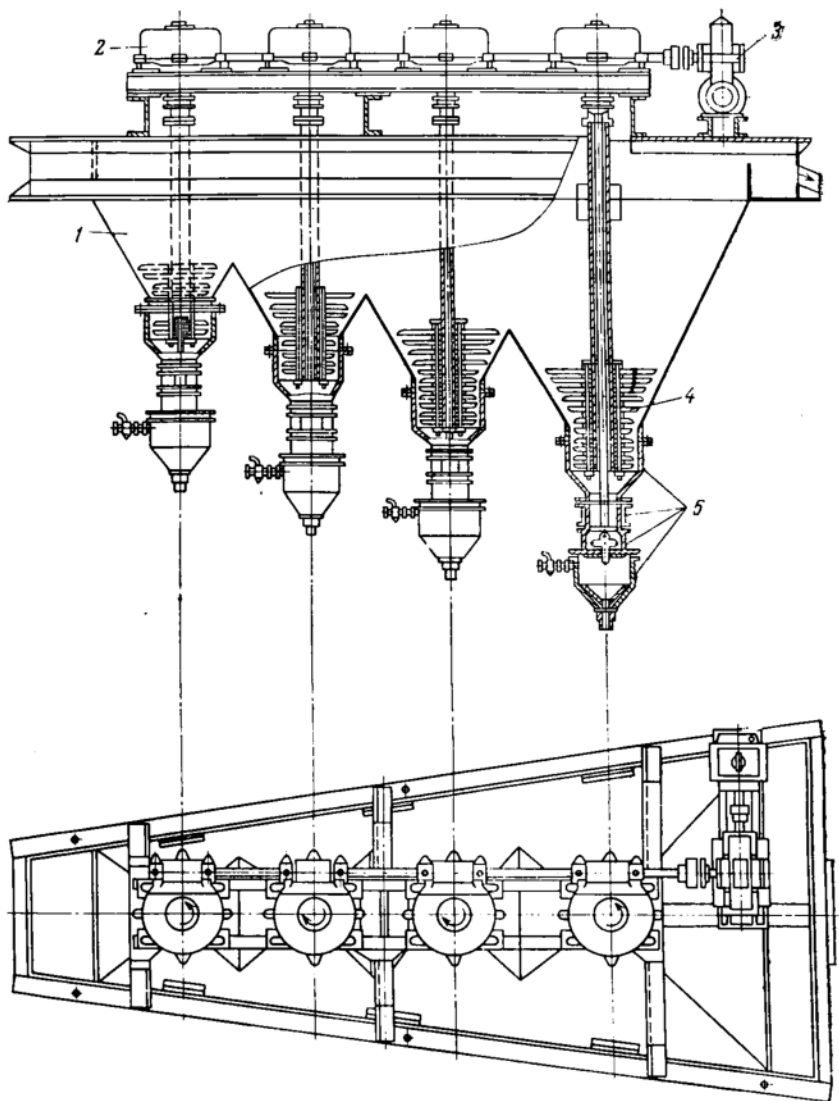


Рис. 28. Четырехкамерный гидравлический классификатор КГ-4

Вода тангенциально подается снизу, что создает устойчивость и более равномерное распределение скоростей восходящего потока.

Классификаторы данного типа широко применяют для разделения материала на узкие классы перед их обогащением на концентрационных столах. Гидравлические классификаторы выпускают четырехкамерными (КГ-4), шестикамерными (КГ-6)

и восьмикамерными (КГ-8). Производительность четырехкамерного гидравлического классификатора КГ-4 составляет 15—25 т/ч, крупность исходного материала не более 2 мм. Ширина камеры в верхней части 0,62 м, в разгрузочной — 1,5 м, общая длина 2,93 м; мощность электродвигателя 1,7 кВт.

## § 21. ЦЕНТРОБЕЖНЫЕ КЛАССИФИКАТОРЫ

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

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

Наибольшее распространение в промышленности получили конические гидроциклоны.

Гидроциклон представляет собой литой металлический (чугунный) или сварной (стальной) цилиндро-конический соответственно 2, 1 корпус, закрытый сверху крышкой с отверстием и трубой 3 в центре (рис. 29). Внутренняя поверхность гидроциклонов футеруется износостойкими материалами, такими, как резина, каменное литье, керамика, легированные чугуны, твердые сплавы и др.

Исходная пульпа подается в гидроциклон под давлением через питающую насадку 4, установленную касательно (тангенциально) к цилиндрической части гидроциклона. Благодаря такому подводу исходной пульпы в гидроциклоне создается ее интенсивное вращательное движение. На частицы, находящиеся в пульпе, действуют многие силы (силы тяжести, сопротивления среды, трения и др.), главной из которых является центробежная сила инерции, в несколько раз пре-

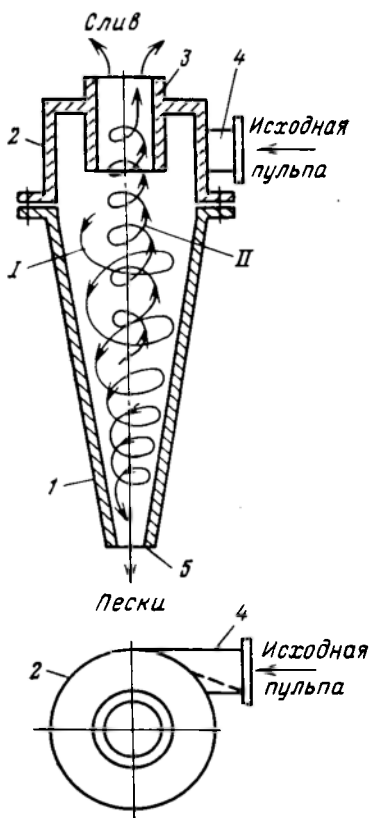


Рис. 29. Гидроциклон



вышающая силу тяжести. Под ее действием более крупные и тяжелые частицы отбрасываются к стенкам гидроциклона, постепенно продвигаются по ним вниз и непрерывно разгружаются через песковое отверстие (насадку) 5. Слив, содержащий основную массу жидкости и уносящий с собой мелкие зерна, уходит через верхний сливной патрубок 3. Таким образом, в гидроциклоне при его работе наблюдаются внешний (нисходящий) поток I, перемещающийся вдоль стенок конуса к песковой насадке, и внутренний (восходящий) вращающийся поток II, направленный вдоль оси к сливному патрубку. Разделение частиц в гидроциклоне происходит большей частью в нисходящем потоке пульпы. Движущихся деталей в гидроциклоне нет.

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

На обогатительных фабриках применяют как отдельные гидроциклоны, так и батарейные, смонтированные в батарею, состоящую из нескольких гидроциклонов. В практике обогащения применяют гидроциклоны с низким (давление на входе в гидроциклон до 0,03—0,05 МПа) и высоким (давление на входе до 0,25—0,35 МПа) давлением. Гидроциклоны выпускают по ГОСТ 10718—73 диаметром от 50 до 1400 мм с различными углами конусности (наиболее часто  $\alpha=20^\circ$ ). При высокой производительности гидроциклоны занимают малые производственные площади, но требуют установки насосов. Расход электроэнергии при их эксплуатации повышенный и на 1 м<sup>3</sup> пульпы составляет (кВт·ч): для I стадии измельчения — 0,3—0,9; II — 0,25—0,5; III — 0,1—0,75. Стоимость гидроциклонов незначительна (ГЦ-150 — 80 руб.; ГЦ-250 — 113 руб.; ГЦ-500 — 308 руб.).

Производительность гидроциклона по исходной пульпе можно определить по эмпирической формуле

$$Q = 3K_\alpha K_D d_n d \sqrt{p_0}, \quad (29)$$

где  $Q$  — объемная производительность гидроциклона по исходной пульпе, м<sup>3</sup>/ч;  $d_n$ ,  $d$  — диаметр соответственно питающего и сливного отверстий, см;  $p_0$  — давление на входе в гидроциклон, МПа;  $K_D$  и  $K_\alpha$  — эмпирические коэффициенты, учитывающие

диаметр гидроциклона

$$K_D = 0,8 + 1,2/(1 + 0,1D) \quad (30)$$

и угол конусности

$$K_\alpha = 0,79 + 0,044 \left/ \left( 0,0379 + \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} \right) \right.; \quad (31)$$

$D$  — диаметр гидроциклона, см;  $\alpha$  — угол конусности, градус (при  $\alpha = 20^\circ$   $K_\alpha = 1$ ).

Отношение  $d_n/d$  в большинстве случаев изменяется в пределах 0,3—0,55.

Пример. Определить производительность гидроциклона диаметром  $D = 25$  см с углом конусности  $\alpha = 20^\circ$  при давлении на входе в гидроциклон 0,3 МПа. Задаемся отношением:  $d_n/d = 0,9$  и  $d/D = 0,22$ . (Обычно значения  $d_n/d$  и  $d/D$  лежат в пределах соответственно 0,5—1 и 0,2—0,4).

Отсюда определяем:

$$d = 0,22D = 0,22 \cdot 25 = 5,5 \text{ см};$$

$$d_n = 0,9d = 0,9 \cdot 5,5 = 5 \text{ см}.$$

Находим поправки на диаметр гидроциклона ( $K_D$ ) по формуле (30)

$$K_D = 0,8 + 1,2/(1 + 0,1 \cdot 25) = 1,14.$$

$K_\alpha$  равен 1 при  $\alpha = 20^\circ$ .

По формуле (29) определяем объемную производительность гидроциклона

$$Q = 3 \cdot 1 \cdot 1,14 \cdot 5 \cdot 5,5 \sqrt{0,3} = 52 \text{ м}^3/\text{ч}.$$

Осадительные шнековые центрифуги типа НОГШ и прямочные типа ОГШ нашли применение на углеобогатительных фабриках для классификации и обезвоживания угольных шламов, выделения твердой фазы из разбавленных суспензий и др. Так как эти центрифуги получили наибольшее применение при процессах обезвоживания, их конструкция рассмотрена в гл. 12.

## § 22. ВОЗДУШНЫЕ КЛАССИФИКАТОРЫ (СЕПАРАТОРЫ)

Центробежный воздушный (пневматический) сепаратор (рис. 30) состоит из внешнего цилиндро-конического корпуса 3, в котором концентрически размещена вторая внутренняя камера 2. Во внутренней камере расположен распределительный диск 9 и вентиляторное колесо 5. В месте перехода цилиндрической части камеры в коническую установлены жалюзи 1, через которые внутренняя камера сообщается с наружной. Диск 9 и вентиляторное колесо 5 посажены на один вал и имеют общий привод.

Подлежащий классификации материал подается по желобу 7 на распределительный диск 9, который, вращаясь, центробежной силой сбрасывает материал в рабочее пространство сепаратора. Вентиляторное колесо 5, вращаясь, засасывает воздух из внутренней камеры и нагнетает его в наружную. Сепарация происходит в потоке воздуха, создаваемом вентилятор-

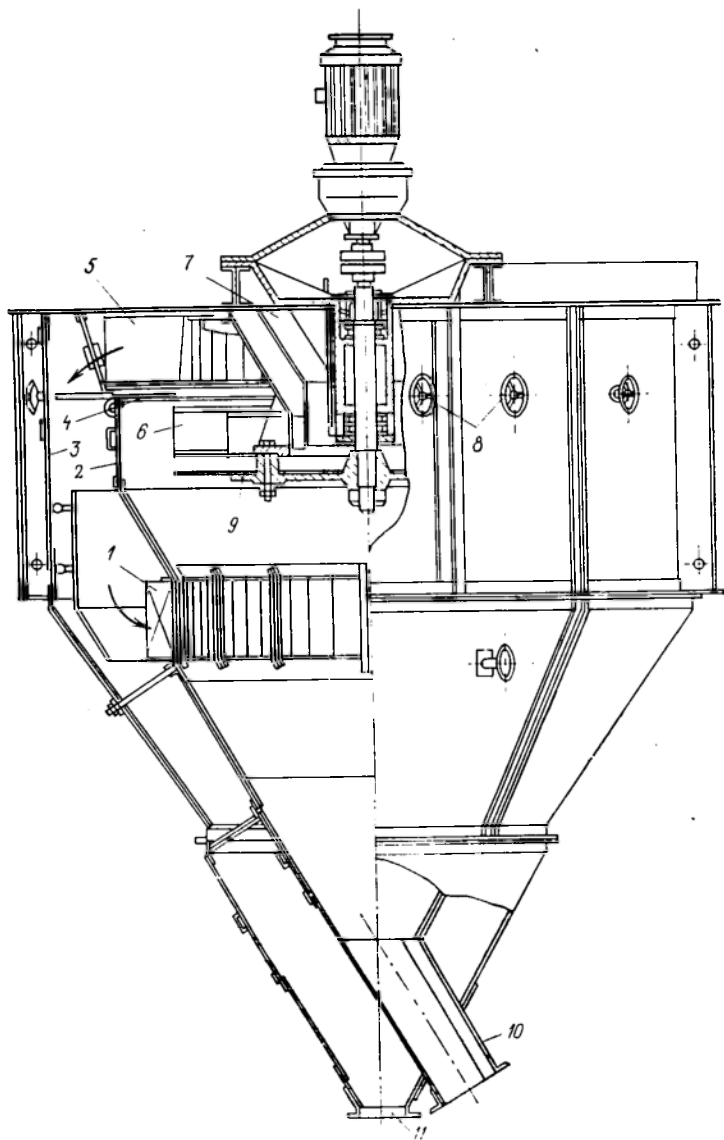
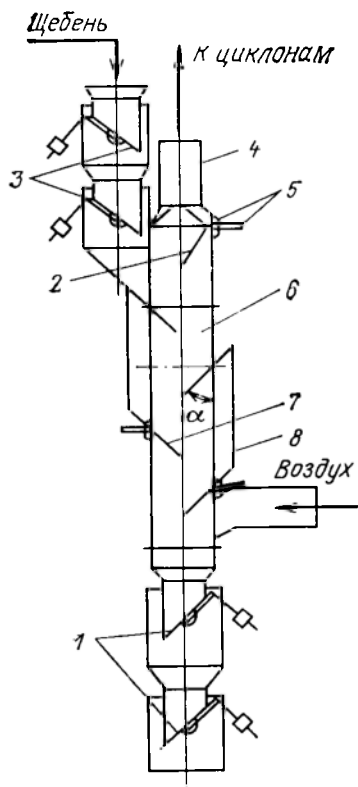


Рис. 30. Центробежный воздушный сепаратор (классификатор)

ным колесом. Крупный материал преодолевает поток воздуха и осаждается во внутренней камере, удаляясь по патрубку 10. Лопасты 6 выделяют из потока оставшиеся крупные частицы, повышая эффективность разделения. Мелкий материал выносятся воздухом в наружную камеру. Здесь скорость потока воздуха резко снижается, мелкий материал осаждается и удаляет-



**Рис. 31.** Схема воздушного классификатора с пересыпными полками

ся по патрубку 11. Очищенный воздух через жалюзи вновь попадает во внутреннюю камеру сепаратора, создавая замкнутый, циркулирующий поток воздуха.

Крупность разделения материала можно регулировать как дроссельной задвижкой 4 с помощью штурвалов 8, так и изменением числа лопастей вентилятора или частоты его вращения.

Воздушные сепараторы изготовляют диаметром цилиндрической части корпуса до 4,9 м. Их широко используют в циклах сухого измельчения при приготовлении пылевидного топлива, обогащении асбестовых руд, а также для обеспыливания угля перед его обогащением. Одним из перспективных воздушных классификаторов в технологии обогащения руд является воздушный каскадный классификатор (сепаратор) с пересыпными полками (рис. 31), внедренный на предприятиях по подготовке строительных материалов. Классификатор состоит из вертикальной шахты 6 с наклонными пересыпными полками 7. Исходный материал из бункера с затворами 3 поступает в шахту, куда подается

движущийся навстречу материалу поток воздуха. Крупный продукт, пересыпаясь с полки на полку, проходит вниз и выгружается через затворы 1, а мелкий продукт, захватываемый воздухом, выходит через патрубок 4 и улавливается затем в циклоне. Регулирование процесса классификации производится путем изменения расхода воздуха дроссельным клапаном 2, связанным с рукояткой 5. Дополнительное регулирование производится изменением угла наклона  $\alpha$  полок 7, которые попарно связаны тягами 8.

## § 23. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ. ФРАКЦИОННЫЙ АНАЛИЗ

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

В качестве среды, в которой осуществляется гравитационное обогащение, используются при мокром обогащении вода, тяжелая суспензия или растворы; при пневматическом — воздух.

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

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

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

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

Разделение на фракции различной плотности может быть произведено следующими методами: разделением в тяжелых жидкостях, в тяжелых суспензиях, немагнитных минералов (плотностью от 2500 до 7500 кг/м<sup>3</sup>) с помощью магнитогидростатической (МГС) или магнитогидродинамической (МГД) сепарации и др. Наибольшее распространение в лабораторных условиях получил метод разделения проб полезных ископаемых отдельных классов крупности или смеси классов на фракции различной плотности в тяжелых жидкостях или растворах различной плотности.

В качестве среды разделения применяют следующие растворы и тяжелые жидкости плотностью, кг/м<sup>3</sup>: хлористый кальций (CaCl<sub>2</sub>) 2000; хлористый цинк (ZnCl<sub>2</sub>) 2900; четыреххлористый углерод (CCl<sub>4</sub>) 1600; бромформ (CHBr<sub>3</sub>) 2890; тетрабромэтан (C<sub>2</sub>H<sub>2</sub>Br<sub>4</sub>) 2960; жидкость Туле (HgI<sub>2</sub>+KI) 3170; жидкость

Рорбаха ( $BaI_2 + HgI_2$ ) 3500 и жидкость Клеричи [ $CH_2(COOTE)_2HCOOTE$ ] 4250.

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

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

Перед расслоением проба обесшламливается путем промывки в воде на сите с отверстиями 0,5 или 0,2 мм. Для расслоения проб угля чаще всего используют растворы плотностью 1300; 1400; 1500; 1600 и 1800  $кг/м^3$ , реже — растворы промежуточных плотностей и плотностей 1200; 2000 и 2200  $кг/м^3$ . Для расслоения проб руд используют тяжелые жидкости и суспензии плотностью 2400; 2600; 2800; 3000; 3300; 3500; 3700; 4000 и 4200  $кг/м^3$ .

Определение фракционного состава углей производят согласно ГОСТ 1790—77.

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

Размер наибольшего куска, мм	100	50	25	6	3	1	0,5
Масса, кг, не менее	100	50	25	6	3	1	1

Расслоение пробы угля производится в наборе последовательно расположенных металлических бачков 1, наполненных растворами хлористого цинка плотностью 1300; 1400; 1500; 1600 и 1800  $кг/м^3$  (рис. 32). Кроме бачков с растворами, имеются бачки для обесшламливания угля, отмывки раствора от угольных и породных фракций, аккумуляции запаса раствора.

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

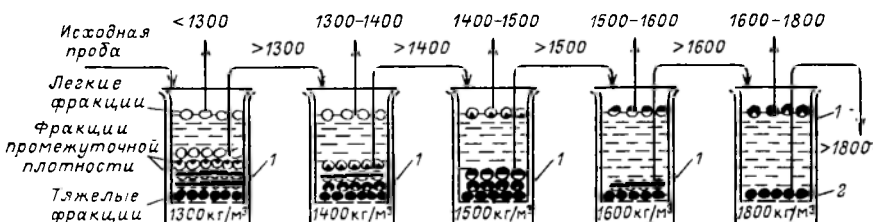


Рис. 32. Схема проведения фракционного анализа угля

Таблица 2. Результаты фракционного анализа угля

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

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

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

Например, средневзвешенная зольность двух легких фракций (см. табл. 2) будет:  $A_{1+2}^z = (54,5 \cdot 6 + 13,6 \cdot 9) / 68,1 = 6,6\%$ ; трех легких фракций:  $A_{1+2+3}^z = (54,5 \cdot 6 + 13,6 \cdot 9 + 5,5 \cdot 12) / 73,6 = 7\%$  и т. д.

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

Средневзвешенная зольность двух тяжелых фракций (см. табл. 2) будет:  $A_{6+5}^z = (21,9 \cdot 75 + 1,8 \cdot 46) / 23,7 = 72,8\%$ ; трех тяжелых фракций:  $A_{6+5+4}^z = (21,9 \cdot 75 + 1,8 \cdot 46 + 2,7 \cdot 25) / 26,4 = 67,9\%$  и т. д.

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

Кривые обогатимости строят обычно в прямоугольной системе координат на миллиметровой бумаге. На оси ординат

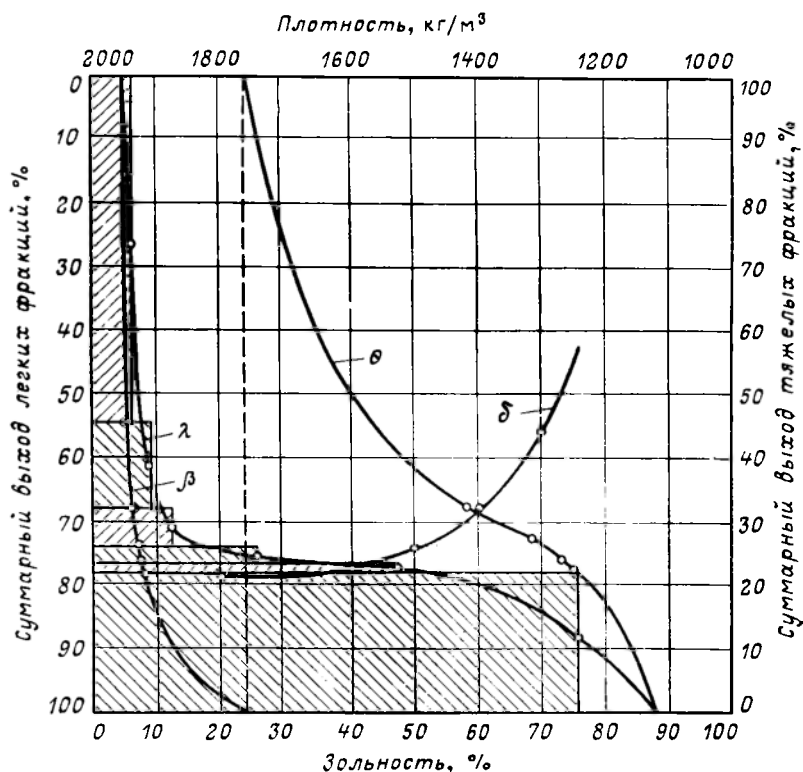


Рис. 33. Кривые обогатимости угля

(слева) откладывается в масштабе выход легких фракций; на оси абсцисс (нижней) — зольность; на оси ординат (справа) — выход тяжелых фракций, на оси абсцисс (верхней) — плотность разделения фракций. Кривые отражают следующие зависимости:

$\delta$  — кривая плотностей, показывает зависимость суммарного выхода легких фракций от плотности разделения;

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

$\lambda$  — кривая элементарных зольностей, показывает зависимость между выходом и зольностью элементарных слоев.

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

Для построения кривой  $\lambda$  используют следующий метод. Для каждой фракции на графике строят прямоугольник, нижняя горизонтальная сторона которого представляет значение зольности данной фракции, а правая вертикальная сторона —



выход данной фракции. Число таких прямоугольников должно быть равным числу фракций, и располагаться они должны последовательно один за другим сверху вниз. Каждую правую сторону прямоугольников делят пополам и через точки, соответствующие серединам прямоугольников, проводят плавную кривую  $\lambda$ . При проведении кривой  $\lambda$  «срезают» и «наращивают» треугольные части прямоугольников. Необходимо, чтобы при этом площади наращиваемых и срезаемых треугольников были равновеликими;

Начальные точки кривых  $\lambda$  и  $\beta$  и конечные точки кривых  $\lambda$  и  $\theta$  должны совпадать. Они отражают зольность в верхнем и нижнем элементарных слоях фракций, соответствующие минимальной и максимальной зольности самого «чистого» угля и самой зольной породы.

По кривым обогатимости определяют выход и зольность концентрата (кривая  $\beta$ ) и хвостов (кривая  $\theta$ ), а также (исходя из общего баланса) выход промпродукта и его зольность. По содержанию промежуточных фракций и характеру очертания кривой  $\lambda$  можно судить о характеристике обогатимости угля. Чем более пологий вид имеет кривая  $\lambda$ , тем легче обогатимость угля; более крутой вид кривой  $\lambda$  свидетельствует о более трудной его обогатимости.

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

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

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

## § 24. ОТСАДКА

Отсадка является одним из наиболее распространенных методов гравитационного обогащения полезных ископаемых. Область применения отсадки охватывает полезные ископаемые

по плотности извлекаемых компонентов от 1200 до 15600 кг/м<sup>3</sup> и по крупности обогащаемого материала от 0,2 до 50 мм для руд и от 0,5 до 120 (иногда и до 250) мм — для углей.

Отсадкой называют процесс разделения смеси минеральных зерен по плотности в водной или воздушной среде, колеблющейся (пульсирующей) относительно разделяемой смеси в вертикальном направлении. Исходный материал вместе с водой непрерывно подается на отсадочное решето, через отверстия которого попеременно проходят восходящие и нисходящие вертикальные потоки воды. В период восходящего потока материал поднимается и разрыхляется, а в период нисходящего — опускается и уплотняется.

В результате действия чередующихся восходящих и нисходящих потоков воды исходный материал через определенный промежуток времени разделяется на слои таким образом, что на отсадочном решете (внизу) располагаются зерна наибольшей плотности, а в верхних слоях — наименьшей. Следует отметить, что такое идеальное распределение зерен по плотностям возможно только в том случае, если они обладают одинаковыми размерами и формой. В реальных же условиях происходит попадание некоторой доли легких фракций в тяжелые, а тяжелых — в легкие (наблюдается засоряемость концентрата и отходов «посторонними фракциями»). По взаимозасоряемости получаемых в процессе отсадки продуктов обогащения судят о технологической эффективности процесса.

Слой материала, находящийся на решете, называется *постелью*. Постель, образующаяся при отсадке крупного материала, состоит из зерен самого материала и называется естественной. Через принудительно пульсирующую толщу материала тяжелые зерна проникают в нижние слои постели, а легкие — в верхние. При обогащении мелкого материала (для руд <3—5 мм; для углей <6—10 мм) на решето укладывается в специально сделанные гнезда искусственная постель. Она состоит из тяжелых естественных или искусственных материалов (полевой шпат, резиновые шарики, свинцовая дробь, окатанные частицы галенита и др.), крупность которых приблизительно в два раза больше отверстий решета, а плотность близка к плотности тяжелых фракций обогащаемой минеральной смеси. В этом случае искусственная постель является как бы фильтрующим слоем, пропускающим зерна тяжелого минерала и задерживающим зерна легкого. В конце машины имеется сливной порог, установленный на несколько сантиметров выше отсадочного решета, через который удаляются легкие фракции.

Рассмотрим процесс разделения минеральных зерен в отсадочной машине при обогащении крупного и мелкого материала (рис. 34).

В процессе отсадки на решете 2, расположенном в корпусе 1 отсадочной машины, образуется толща разделяемого ма-

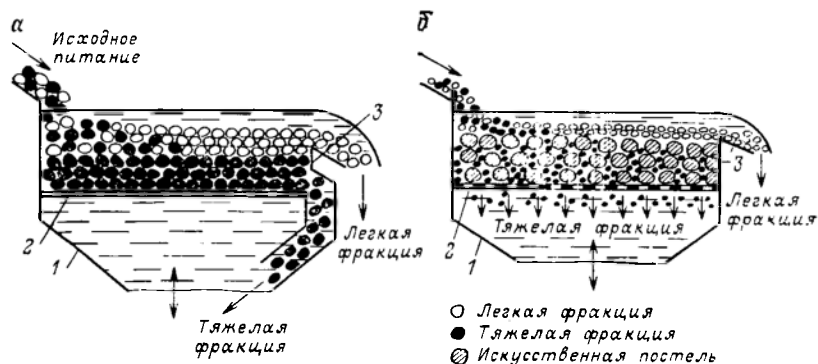


Рис. 34. Процесс разделения минеральных зерен в отсадочной машине при обогащении крупного (а) и мелкого (б) материала

териала, продвигающаяся вместе с водой к разгрузочному концу (слева направо). В конце машины материал обычно уже бывает полностью расслоен на легкие и тяжелые фракции. Легкие фракции потоком воды выносятся через сливной порог 3, а тяжелые фракции при работе машин на крупном материале (см. рис. 34, а) сползают в щелевое отверстие между решетом и сливным порогом, расположенным в конце машины, и разгружаются с помощью секторных, роторных и других устройств. При отсадке мелкого материала (см. рис. 34, б) тяжелая фракция проходит через слой искусственной «постели» и удаляется под решетом. Размер отверстий решета при этом должен быть больше максимального размера зерен обогащаемого материала. Легкие фракции удаляются из отсадочной машины через сливной порог 3.

Уровень тяжелых фракций на решетке отсадочной машины регулируется специальным поплавковым устройством. При увеличении или уменьшении толщины слоя тяжелого материала автоматически увеличивается или уменьшается интенсивность разгрузки тяжелых фракций.

Кроме воды, поступающей в отсадочную машину вместе с исходным материалом и называемой транспортной, под решетом машины подается подрешетная вода. Она предназначена для поддержания оптимальной разрыхленности постели и уменьшения вредного действия нисходящих струй воды. Из общего расхода воды (в пределах 2—5 м<sup>3</sup>/т исходного материала) на долю транспортной приходится 30—40%, а на долю подрешетной — 70—60%.

Отсадочная машина представляет собой устройство для гравитационного обогащения, в котором исходный материал разделяется на отсадочном решетом под влиянием вертикальных колебаний жидкости. Разнообразие условий применения отсадочных машин привело к созданию большого числа

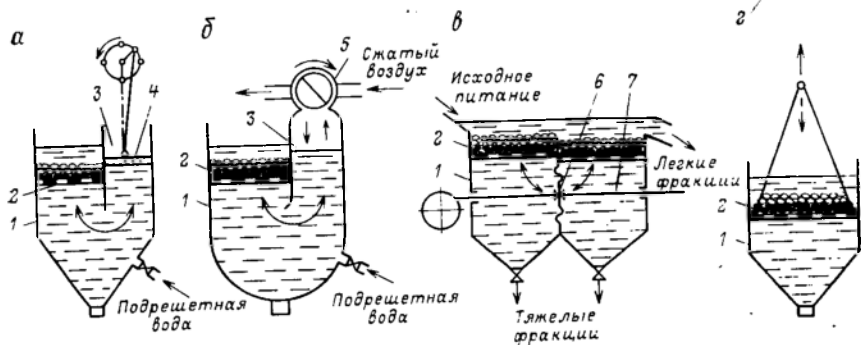


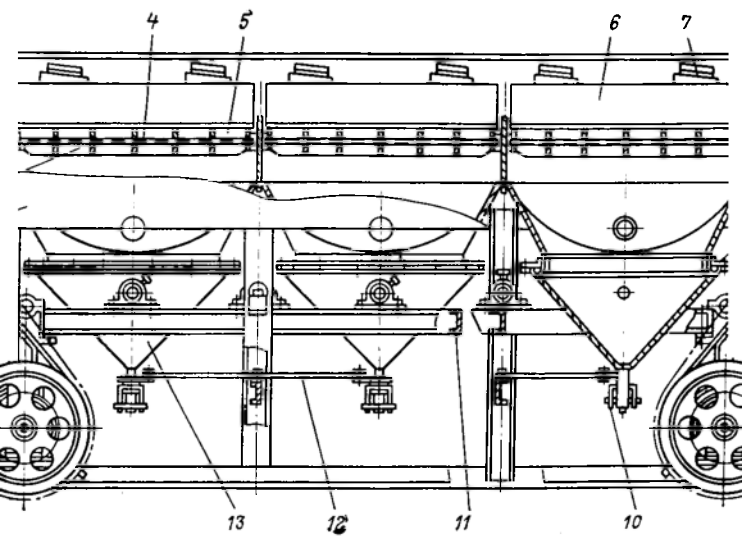
Рис. 35. Принципиальные схемы отсадочных машин:

а — поршневая; б — беспоршневая воздушно-золотниковая; в — диафрагмовая; г — с подвижным решетом

конструктивных разновидностей (известно более 100), отличающихся назначением, способом создания колебательных движений жидкости, количеством получаемых продуктов обогащения, способом их разгрузки и др.

На рис. 35 представлены принципиальные схемы гидравлических отсадочных машин, получивших наибольшее распространение в практике обогащения полезных ископаемых. Все отсадочные машины состоят из прямоугольного (в плане) металлического корпуса 1, в котором располагается отсадочное решето 2. Подрешетная часть корпуса (нижняя его часть) имеет пирамидальную, полуцилиндрическую или параболическую форму. В поршневых (см. рис. 35, а), беспоршневых (см. рис. 35, б) и диафрагмовых (см. рис. 35, в) машинах решето 2 установлено неподвижно. Продольная вертикальная не доходящая до дна перегородка 3 делит поршневые и беспоршневые машины на два отделения: первое — рабочее, на решете 2 которого происходит разделение смеси минеральных зерен, и второе поршневое (или воздушное). Колебания воды в поршневой машине вызываются перемещением вверх и вниз поршня 4, связанного штоком с эксцентриковым приводом. В беспоршневой воздушно-золотниковой отсадочной машине (см. рис. 35, б) колебания воды происходят за счет использования энергии сжатого воздуха, поступающего в воздушное отделение периодически через золотниковое устройство (пульсатор) 5; так же периодически пульсатором осуществляется выпуск воздуха из воздушного отделения машины в атмосферу. При впуске воздуха уровень воды в отсадочном отделении повышается (восходящий поток), при выпуске воздуха в атмосферу — понижается (нисходящий поток). Машина работает при избыточном давлении воздуха в пределах 15—40 кПа.

В диафрагмовых отсадочных машинах (см. рис. 35, в) вертикальные пульсации воды создаются за счет движения рас-



положенной в перегородке между смежными секциями эластичной диафрагмы 6, связанной штоком 7 с эксцентриковым приводом (диафрагма может располагаться в вертикальной или наклонной стенке корпуса машины). В отсадочной машине с подвижным решетом (см. рис. 35, з) пульсация воды создается за счет вертикальных движений самого решета 2 с находящимся на нем разделяемым материалом.

Отсадочная машина МОД-3 (машина отсадочная диафрагмовая трехсекционная) с коническими днищами (рис. 36) имеет сварной корпус 1 из листовой стали, колебания воды в котором создаются за счет попеременных движений конических днищ 13 вверх и вниз, чему способствует пружина 12. Между подвижным коническим днищем и корпусом машины размещается резиновая диафрагма 9. Коническое днище получает движение от эксцентрикового привода 20, коромысла 11, шатуна 14, эксцентрикового вала 19, приводного 18 и сменного 17 шкивов, электродвигателя 16.

Исходный материал поступает на отсадочное решето 4 машины по загрузочному желобу 3. Под отсадочным решетом имеется поддерживающее решето 2, а выше — решето для равномерного распределения искусственной постели 5. Отсадочное решето крепится к корпусу с помощью распорных досок 6 и клиньев 7. Тяжелые фракции разгружаются через искусственную постель под решето машины (или комбинированно — частично через решето, а частично через ловушку на поверхности отсадочного решета) и удаляются из подвижного конуса машины через разгрузочное устройство 10. Легкие фракции вместе с водой уходят через регулируемый порог 8. Подрешетная вода подается в машину по трубам и коллектору 15. Машины с подвижным конусным днищем выпускаются одно- (МОД-1), двух- (МОД-2), трех- (МОД-3) и шестикамерными (МОД-6).

Отсадочные машины ОМШ (рис. 37) с боковым расположением воздушных камер предназначены для обогащения ширококлассифицированного и крупного материала. Машины изготовляют из отдельных унифицированных секций, каждая из которых состоит из отсадочного и воздушного отделений, разделенных между собой продольной перегородкой, не доходящей до дна.

Отсадочное отделение 2 снабжено решетом 3, изготовленным из листовой стали с продолговатыми отверстиями различных размеров в зависимости от крупности обогащаемого материала. Для разгрузки тяжелого продукта используется непрерывно действующее автоматическое шиберное разгрузочное устройство 4, 7, располагаемое в конце ступени машины. После схода с решета тяжелый продукт скапливается внизу конического или овального днища 1 машины и выгружается обезвоживающим ковшовым элеватором.

Над воздушным отделением располагаются воздухоборники 8, воздушные роторные пульсаторы 9 и привод пульсато-

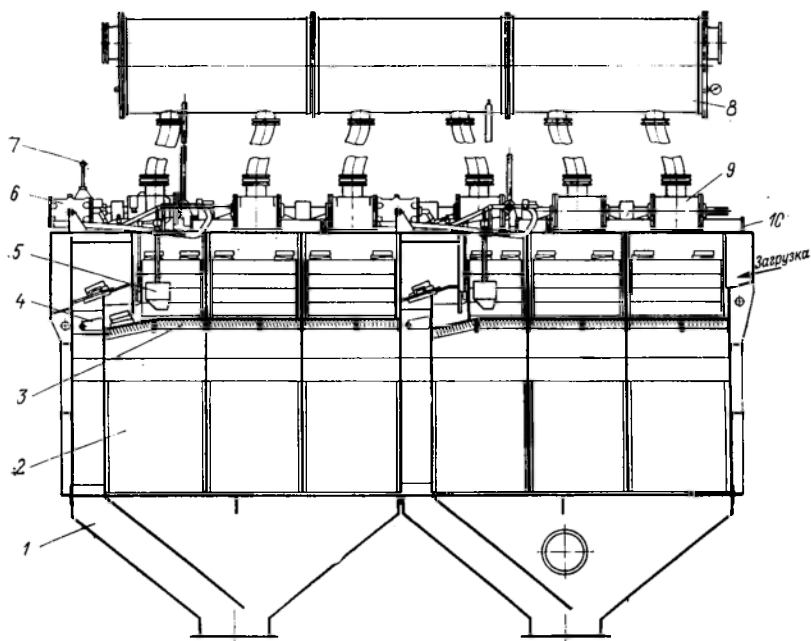


Рис. 37. Беспоршневая воздушно-золотниковая отсадочная машина ОМШ

ра 6. Исходный материал в машину поступает через загрузочную точку 10.

Высота слоя постели регулируется поплавковым датчиком 5, связанным с исполнительным механизмом разгрузочного шибера. Легкий продукт разгружается самотеком через сливной порог в конце отсадочной машины (или ее ступени). Отсадочные машины ОМШ выпускаются с площадью отсадочного отделения 8 (ОМШ-8), 12 (ОМШ-12) и 18 м<sup>2</sup> (ОМШ-18), частота пульсаций 30—70 мин<sup>-1</sup>.

В настоящее время выпускается беспоршневая отсадочная машина ОМ-24 с площадью отсадочного решета 24 м<sup>2</sup> и производительностью до 600 т/ч. Разрабатывается конструкция отсадочной машины с площадью 32 м<sup>2</sup>, производительностью до 1000 т/ч, включающая узел подготовки угля и багер-зумпф для концентрата. Эти машины обладают высокими технологическими показателями работы, отличаются универсальностью (могут обогащать мелкий, крупный и неклассифицированный материал).

Каждый тип машин предназначен для обогащения определенных полезных ископаемых.

Поршневые отсадочные машины применяют для обогащения марганцевых, оловянных и вольфрамовых руд. В последнее время они заменяются диафрагмовыми машинами и машинами с подвижным решетом.

Диафрагмовые отсадочные машины наиболее широко применяются при обогащении руд (железных, марганцевых, оловянных, вольфрамовых, золотосодержащих россыпей, руд редких металлов и др.).

Беспоршневые отсадочные машины ОМК, ОМШ, ОМ и др. нашли широкое применение при обогащении углей, МОБ и ОМР — при обогащении руд черных металлов (в основном железных и марганцевых).

Отсадочные машины с подвижным решетом применяются для обогащения марганцевых и реже железных и вольфрамовых руд.

Производительность отсадочных машин может быть определена исходя из удельной производительности на 1 м<sup>2</sup> площади отсадочного решета и общей площади отсадочного отделения или по эмпирической формуле

$$Q = 3,6NBv\delta Q,$$

где  $Q$  — производительность отсадочной машины, т/ч;  $H$  — высота слоя материала в камере машины, расположенного выше сливного порога в период взвешенного состояния материала, м;  $B$  — ширина машины, м;  $v$  — продольная скорость движения зерен материала в отсадочной камере, м/с;  $\delta$  — плотность исходного материала, кг/м<sup>3</sup>;  $\theta$  — степень разрыхления материала в период его взвешенного состояния, доли ед.

## § 25. ОБОГАЩЕНИЕ В ТЯЖЕЛЫХ СРЕДАХ

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

Тяжелые органические жидкости и растворы солей не нашли промышленного применения из-за высокой стоимости, трудности регенерации (восстановления), токсичности и т. д. Широкое промышленное распространение получил метод обогащения в тяжелых суспензиях.

В качестве утяжелителей суспензии применяются естественные сыпучие тонкоизмельченные вещества — кварцевый песок,



лесс, глина и др.; тяжелые минералы — пирит, барит, магнетит, галенит и др.; ферросплавы — ферросилиций и др.

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

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

Основными свойствами тяжелых суспензий являются их плотность, вязкость и устойчивость. Плотность суспензии является основным технологическим свойством, характеризующим граничную плотность разделения. Характеризуется она отношением массы суспензии к ее объему. Плотность суспензии увеличивается с увеличением объемной концентрации и плотности утяжелителя.

Плотность суспензии  $\Delta_c \text{ (кг/м}^3\text{)}$  рассчитывается по формуле

$$\Delta_c = C(\delta - 1000) + 1000, \quad (32)$$

где  $C$  — объемная концентрация утяжелителя, доли ед.;  $\delta$  — плотность утяжелителя,  $\text{кг/м}^3$ .

**Примеры.** 1. Определить плотность суспензии при плотности утяжелителя (магнетита)  $\delta = 5000 \text{ кг/м}^3$  и объемной концентрации утяжелителя  $C = 25\%$  ( $C = 0,25$ ).

По формуле (32) определяем

$$\Delta_c = C(\delta - 1000) + 1000 = 0,25(5000 - 1000) + 1000 = 2000 \text{ кг/м}^3.$$

2. Определить необходимую плотность утяжелителя для приготовления теля (магнетита)  $\delta = 5000 \text{ кг/м}^3$  и объемной концентрации утяжелителя для  $C = 0,1$ .

По формуле (32) находим

$$\delta = 1000 + (\Delta_c - 1000)/C = 1000 + (1400 - 1000)/0,1 = 5000 \text{ кг/м}^3.$$

Устойчивость суспензии является одним из важнейших свойств, влияющих на точность разделения минеральных зерен в процессе обогащения. Под устойчивостью суспензии понимается ее способность сохранять постоянную плотность во времени в различных по высоте слоях. Устойчивость суспензии определяется скоростью осаждения твердой фазы и зависит от крупности частиц утяжелителя, их плотности, объемного содержания утяжелителя в суспензии, ее температуры.

Повышение устойчивости суспензии достигается подбором утяжелителей определенного состава, отличающихся высокой степенью устойчивости; созданием восходящих или горизонтальных потоков суспензии; механическим перемешиванием суспензии; добавлением в суспензию веществ-стабилизаторов, препятствующих осаждению частиц утяжелителя.

Вязкость суспензии или внутреннее трение характеризует сопротивление относительному движению ее элементарных

слов. Существенное влияние на вязкость суспензии оказывают крупность частиц утяжелителя (гранулометрический состав) и объемная его концентрация в суспензии. Чем крупнее частицы утяжелителя, тем меньше вязкость суспензии и выше ее подвижность при одной и той же плотности. Однако при этом ухудшается устойчивость суспензии (наблюдается быстрое осаждение частиц утяжелителя). Чем меньше крупность частиц утяжелителя, тем выше устойчивость суспензии, но тем выше и ее вязкость, меньше текучесть. Поэтому крупность частиц не должна быть как слишком большой, так и слишком малой. Максимальная крупность частиц утяжелителя редко превышает 0,5 мм и в большинстве случаев составляет 0,15—0,05 мм.

При объемной концентрации утяжелителя, превышающей 35—40%, вязкость суспензии резко возрастает, она теряет свойства текучести и становится непригодной для использования при обогащении. Поэтому на практике объемное содержание утяжелителя не должно превышать 30%.

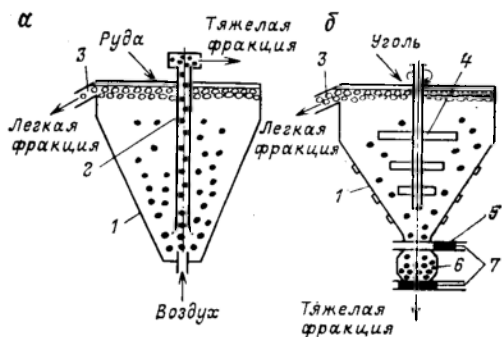
В связи с тем, что тяжелые суспензии даже при относительно небольшой их плотности обладают значительной вязкостью, в статических условиях в них возможно эффективное обогащение лишь крупнозернистого материала: крупнее 2,5 мм — для рудных зерен и крупнее 6 мм — для углей. В центробежных аппаратах нижний размер обогащаемого материала значительно меньше.

Приготовление суспензии заключается в дроблении, измельчении, классификации утяжелителя (или использование утяжелителя уже в готовом виде), смешивании в специальном смесителе утяжелителя с водой в заданной пропорции, транспортировании приготовленной суспензии к суспензионным сепараторам.

Длительная эксплуатация тяжелосуспензионных установок приводит к загрязнению суспензии мелкими частицами обогащаемого материала. Для восстановления первоначальных свойств суспензии ее подвергают регенерации (восстановлению) с последующим возвращением в процесс. В процессе регенерации происходит отделение суспензии от продуктов обогащения и отмывка частиц суспензии с поверхности кусков материала, удаление загрязняющих примесей и выделение утяжелителя. Характер последней операции зависит от свойств утяжелителя и производится магнитной сепарацией (если утяжелитель обладает магнитными свойствами), флотацией, концентрацией на столах, гидравлической классификацией или комбинированным способом. Выделенный таким образом утяжелитель вновь направляется на приготовление суспензии, что значительно сокращает потери утяжелителя. Для снижения загрязнения суспензии мелкими частицами исходный материал, поступающий на обогащение, должен быть хорошо обесшламлен.

Рис. 38. Тяжелосредные конусные сепараторы:

а — с аэролифтной разгрузкой; б — с разгрузочной камерой (тип ОК)



Обогащение в тяжелых суспензиях применяется обычно для удаления пустой породы перед тонким измельчением руд, удаления пустой породы из энергетических углей, обогащения труднообогатимых углей для целей коксования.

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

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

Обогащение в тяжелых суспензиях средне- и крупнокускового материала производят в сепараторах, принцип работы которых основан на использовании гравитационных сил. Обогащение мелкозернистого материала осуществляют в центробежных сепараторах (гидроциклонах).

*Тяжелосредные сепараторы и гидроциклоны.* Наиболее распространены сепараторы: конусные, барабанные и колесные.

Конусные сепараторы (рис. 38) представляют собой металлическую емкость (ванну) 1, в верхней части цилиндрической, а в нижней — конической формы, заполненной тяжелой суспензией.

Конусный сепаратор с аэролифтной разгрузкой тяжелой фракции (см. рис. 38, а) имеет аэролифтный подъемник 2. Руда подается в ванну сепаратора сверху. Разгрузка легкой (всплывшей) фракции осуществляется самоотеком в желоб 3. Тяжелая (потонувшая) фракция опускается вниз, попадает в загрузочную часть аэролифта и поднимается по трубе вверх к месту разгрузки, расположенному выше уровня суспензии. Суспензия подается в сепаратор или с ис-

ходной рудой, или отдельно по трубам внутрь ванны сепаратора. Эти сепараторы предназначены для обогащения руд и неметаллических полезных ископаемых крупностью от 100 до 2 мм. Производительность их по исходной руде составляет 5—35 т/ч на 1 м<sup>2</sup> площади зеркала суспензии в сепараторе.

Конусный сепаратор ОК (обогащительный конус) (см. рис. 38, б) имеет размещенную в центре ванны 1 мешалку 4, вращение которой препятствует расслоению водно-песчаной суспензии. Легкая (всплывшая) фракция круговым движением суспензии увлекается к разгрузочному желобу 3, расположенному тангенциально. Тяжелая (потонувшая) фракция попадает в разгрузочную камеру 6, снабженную шибберными задвижками 5 и 7. Во время наполнения тяжелого продукта в разгрузочной камере 6 верхняя шибберная задвижка 5 открыта, а нижняя — 7 — закрыта. После заполнения разгрузочной камеры тяжелым продуктом верхняя задвижка 5 перекрывается и одновременно открывается нижняя задвижка 7. После освобождения разгрузочной камеры от тяжелого продукта нижняя задвижка вновь закрывается и открывается верхняя. Эта операция повторяется периодически. Суспензия в сепаратор подается сверху и сбоку.

Конусные сепараторы имеют диаметр от 2200 до 5600 мм и предназначены для обогащения углей крупностью от 200 (100) до 13 (6) мм. Производительность их по исходному углю составляет 10—16 т/ч на 1 м<sup>2</sup> площади зеркала суспензии в сепараторе.

Сепаратор барабанный со спиральной разгрузкой (рис. 39) состоит из металлического цилиндрического корпуса (барабана) 5, который опирается на упорные 11 и опорные 13 ролики, установленные на раме 12, и приводится во вращение от привода 9, 10. Барабан заполняется суспензией, в которой происходит разделение материала. Исходное сырье подается в сепаратор при помощи загрузочного желоба 6, за-

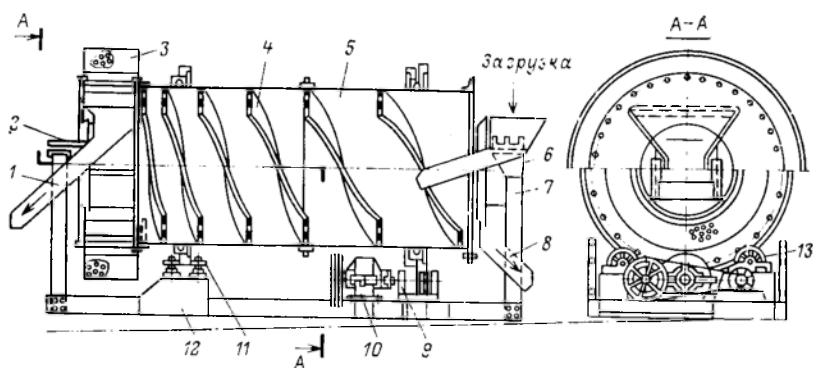


Рис. 39. Барабанный сепаратор СБС со спиральной разгрузкой

крепленного на опорной стойке 7. Всплывший (легкий) продукт удаляется с переливом суспензии по желобу 8, а потонувший (тяжелый) продукт с помощью двухзаходной спирали 4, смонтированной на внутренней поверхности барабана к лопастному элеватору 3, поднимающему потонувший продукт в разгрузочный желоб 1, закрепленный на опорной стойке 2.

Барабанные сепараторы выпускают с диаметром барабана от 1800 до 3000 мм и длиной от 3600 до 6000 мм и применяют для обогащения руд цветных и черных металлов и неметаллических полезных ископаемых крупностью от 150 до 4 мм. Производительность барабанных сепараторов по исходному сырью составляет от 3 до 14 т/ч на 1 м<sup>2</sup> площади зеркала суспензии в сепараторе.

Колесный сепаратор с вертикальным элеваторным колесом (СКВ (рис. 40)) состоит из корпуса 14, имеющего четыре опорных кронштейна 13, в котором смонтировано на опорных катках 5 элеваторное колесо 6 с приводом 2. Ванна сепаратора заполняется магнетитовой суспензией. Исходный материал по загрузочному желобу 1 поступает в ванну сепаратора. Разгрузка всплывшего (легкого) продукта в желоб 4 осуществляется гребковым устройством 3, а потонувший (тяжелый) продукт оседает в ковшах с перфорированным дном 12 элеваторного колеса 6 и при вращении последнего поднимается вверх и разгружается в специальный желоб. Для регулирования положения колеса относительно корпуса элеватора имеются винты 9. Решетка 10 под действием силы тяжести поворачивается на шарнирах 8, открывая и закрывая разгрузочно-загрузочные окна 7 и 11. Через нижний патрубок в ванну сепаратора подается магнетитовая суспензия, образуя транспортный и слабо-восходящий потоки, препятствующие ее расслоению.

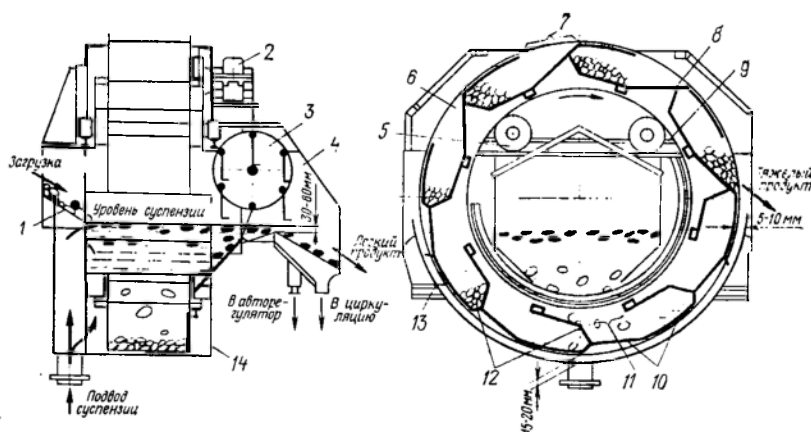


Рис. 40. Колесный сепаратор СКВ с вертикальным элеваторным колесом

Двухпродуктовые сепараторы СКВ применяют для обогащения угля крупностью от 300 до 13 (6) мм. Производительность их по исходному углю составляет 95—120 т/ч на 1 м ширины ванны сепаратора.

В последнее время на базе двухпродуктовых сепараторов СКВ разработаны трехпродуктовые сепараторы СТТ.

Сепаратор СТТ монтируется из двух сепараторов СКВ, расположенных в одном агрегате. Разделение угля производится последовательно в суспензиях двух плотностей. Вначале в первой секции разделение осуществляется по высокой плотности, и порода выгружается элеваторным колесом. Всплывшая смесь промпродукта и концентрата попадает затем во вторую секцию сепаратора, где разделение осуществляется в суспензии меньшей плотности. Потонувший промпродукт выгружается элеваторным колесом, а концентрат удаляется гребковым устройством.

Трехпродуктовые сепараторы СТТ применяют вместо двух последовательно устанавливаемых двухпродуктовых сепараторов, что упрощает аппаратные схемы обогащения труднообогатимых углей.

Тяжелосредние гидроциклоны бывают двухпродуктовыми (КГ) и трехпродуктовыми (ГТ).

Двухпродуктовый тяжелосредний гидроциклон представляет собой разновидность обычных гидроциклонов (рис. 41, а). Суспензия подается в цилиндрическую часть гидроциклона 2 совместно с обогащаемым материалом через загрузочный патрубок. Тангенциальный ввод исходного материала под давлением приводит к возникновению центробежных сил, которые перемещают тяжелый продукт к стенкам конической части корпуса 4, по которым он скользит и удаляется с частью суспензии через песковую насадку 1. Легкий продукт с основной частью суспензии удаляется через сливную трубу 3. Гидроциклон чаще всего устанавливают под углом примерно 20° к горизонту.

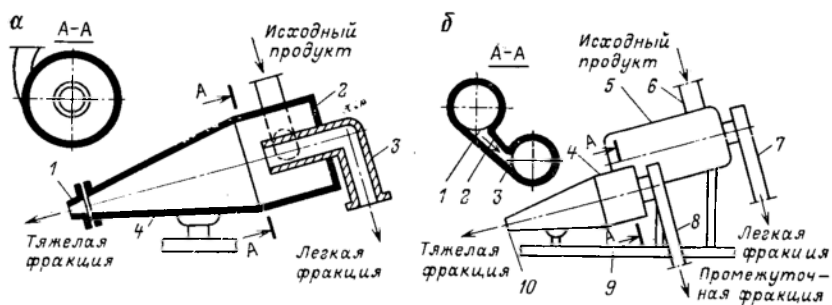


Рис. 41. Тяжелосредние гидроциклоны: а — двухпродуктовый; б — трехпродуктовый

Трехпродуктовый тяжелосредний гидроциклон состоит из двух секций, соединенных в один агрегат (рис. 41, б). В первой цилиндрической секции 5, в которую исходный материал совместно с суспензией подается тангенциально через патрубок 6, происходит одновременно разделение материала по плотности на две фракции и уплотнение (сгущение) части суспензии, которая переходит во вторую цилиндрическую секцию 4 со смесью промежуточной и тяжелой фракций. Из цилиндрической секции выделяется через сливную трубу 7 легкая фракция. Тангенциальный разгрузочный патрубок 1 цилиндрической секции является соединительным звеном 2 и служит входным патрубком 3 для цилиндрической секции. В цилиндрической секции, конструкция которой полностью аналогична двухпродуктовому гидроциклону, выделяется через трубу 8 промпродуктовая, а через песковый насадок 10 тяжелая фракция. Вся конструкция крепится на раме 9.

Преимущество центробежных гидроциклонов заключается в наличии центробежного поля, в десятки раз увеличивающего скорость разделения материала по плотности. Кроме того, турбулентный вращающийся поток, образующийся в гидроциклонах, разрушает структуру суспензии, вследствие чего уменьшается ее вязкость, что позволяет эффективно обогащать материал крупностью до 0,2 мм.

Двух- и трехпродуктовые гидроциклоны применяют для обогащения углей крупностью от 25 (40) до 0,5 (0,2) мм. Производительность тяжелосредних гидроциклонов диаметром 500 мм по исходному питанию составляют: для двухпродуктовых 50 т/ч; трехпродуктовых 65—80 т/ч.

Разрабатывается метод обогащения в аэросуспензиях, основанный на разделении минеральной смеси в псевдооживленном (кипящем) слое аэросуспензии, образующемся в сепараторе под действием вертикальных воздушных потоков. Перспективным методом является магнито-гидродинамическое обогащение, основанное на использовании взаимодействия магнитного и электрического полей в жидкой среде, обладающей электропроводностью, в результате чего возникает эффект изменения плотности. Но эти методы пока не вышли из стадии экспериментов.

## § 26. БОГАЩЕНИЕ В ПОТОКЕ ВОДЫ, ТЕКУЩЕМ ПО НАКЛОННОЙ ПЛОСКОСТИ

Этот метод обогащения осуществляется в наклонных водных потоках малой глубины (толщины). Исходный материал вместе с водой движется по наклонной плоскости, и минеральная частица, находящаяся в потоке воды, имеющей скорость  $v$ , испытывает действие следующих сил: силы тяжести  $G_0$ , направленной вертикально вниз; силы динамического воздействия потока воды  $P_d$ , направленной в сторону его движения; силы от воздействия вертикальной составляющей скорости потока  $P_v$ ,

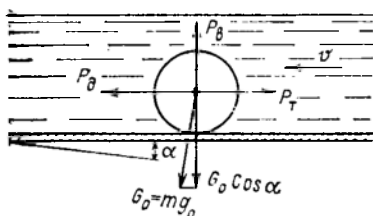


Рис. 42. Схема сил, действующих на частицу в потоке воды, текущей по наклонной плоскости

направленной вверх; силы трения  $P_f$ , направленной в сторону, противоположную движению зерна (рис. 42). Разделение минеральных частиц по плотностям и крупности происходит за счет различия в характере их движения. При малых скоростях потока зерна оседают на дне, при больших — взвешиваются в потоке. Для гравитационного расслоения зерен по плотностям в текущем потоке воды создается такой режим движения, который исклю-

чает перенос во взвешенное состояние тяжелых зерен. Поэтому в верхних слоях потока находятся наиболее легкие частицы, а тяжелые медленно скользят по дну. Выносу легких частиц в верхние слои потока способствуют также образующиеся во время движения пульпы придонные вихри.

Скорость движения отдельных слоев жидкости по глубине потока неодинакова: она максимальная на поверхности потока и минимальная у его дна. Поэтому легкие зерна минералов, находящиеся в верхних слоях потока, сносятся потоком быстрее и легче, чем зерна тяжелых минералов.

Данный принцип обогащения используется в шлюзах, моченых и струйных желобах, струйных концентраторах, винтовых и конусных сепараторах, концентрационных столах.

**Шлюзы, моченые желоба, струйные концентраторы.** Шлюзы бывают неподвижными и подвижными. Неподвижный шлюз представляет собой слабонаклонный прямоугольный желоб, длина которого значительно больше ширины. На дно шлюза укладывается специальное покрытие (шероховатый покров и трафареты) для создания шероховатости и удержания осевших на дно тяжелых зерен. Пульпа (при Ж:Т не менее 5:1) подается в верхнюю часть шлюза. В потоке воды, стекающем по шлюзу, происходит разделение частиц. Тяжелые зерна оседают на дно, а более легкие катятся по дну или движутся с потоком воды во взвешенном состоянии. На дне шлюза образуется движущаяся «постель», в которой происходит расслаивание материала по плотности. Тяжелые частицы концентрируются и накапливаются в гнездах трафаретов, осадок уплотняется, а легкие частицы смываются потоком воды и уносятся вместе с водой из шлюза в конце его.

Трафареты представляют собой уложенные на дне шлюза поперечные брусья или панцирные сетки с крупными отверстиями или полочки лестничного типа, наклоненные по ходу потока. Исходный материал на шлюз подают до тех пор, пока не заполняется ячейки трафаретов. После этого загрузку материала прекращают, производят удаление осевшего тяжелого материала путем сполоска, и шлюз вновь включают в работу.



По этой причине шлюзы относятся к аппаратам периодического (прерывного) действия.

Операция сполоска осуществляется вручную или автоматически с применением водяных эжекторных насосов, засасывающих тяжелую фракцию из трафаретов и транспортирующую ее на дальнейшую обработку.

Шлюз является простейшим аппаратом для обогащения руд с низким содержанием тяжелых минералов (таких как оловянные, вольфрамовые, золото- и платиносодержащие руды). Для эффективного обогащения на шлюзах разность плотностей полезных минералов и пустой породы должна быть значительной. Основным условием обогащения материала на шлюзах является также полное предварительное отделение (раскрытие) полезных зерен из сростков с породой (для руд) и из глинистых агломератов (для песков). Для этой цели перед обогащением на шлюзах устанавливаются дезинтегрирующие аппараты. Обычно в результате обогащения на шлюзах получается черновой концентрат, требующий последующего дообогащения.

Для обогащения крупнозернистого материала крупностью —100 +13 мм применяются шлюзы глубокого наполнения со скоростью потока до 3 м/с. Для обогащения мелкозернистого материала крупностью —13 +0 мм применяются шлюзы малого наполнения, называемые подшлюзками, со скоростью потока до 1—1,5 м/с.

#### Техническая характеристика шлюзов и подшлюзков

Аппарат	Шлюз	Подшлюзков
Длина, м	20—30*	6—10
Ширина, м	0,7—1	0,7—1
Угол наклона, градус	3—5	2—3
Высота трафаретов, мм	50	25—30
Расстояние между планками трафаретов, мм	90—150	25—30
Высота стенок шлюза, мм	750—800	450—500
Глубина наполнения шлюза, мм	80	50

\* Длина гидравлических шлюзов для разработки россыпей достигает 100—150 м и монтируется из звеньев длиной по 3—4 м.

Интервал между съемом (сполоском) тяжелого материала (шлихов) на шлюзах с неподвижной рабочей поверхностью изменяется в пределах от нескольких часов (4—8 ч) до 10—15 сут в зависимости от характера обогащаемого материала, его крупности и содержания тяжелой фракции. Как правило, сполоск производят раздельно для головной части шлюза, где оседает основная масса извлекаемого минерала, через небольшие промежутки времени и значительно реже в остальной части шлюза.

Кроме неподвижных шлюзов, имеются подвижные механизированные шлюзы ШМС (шлюз металлический секционный) и ШПРП (шлюз подвижный с резиновым покрытием). Основной особенностью этих шлюзов является возможность сполоска

тяжелой фракции без снятия улавливающего покрытия. Сплошк производят автоматическим поворачиванием шлюза и смыва тяжелой фракции сильной струей воды.

К подвижным механизированным шлюзам относятся цилиндрический вращающийся шлюз с подвижным улавливающим покрытием, роль которого выполняет внутренняя поверхность барабана, имеющая нарифления; орбитальные шлюзы; ленточные шлюзы.

Моечный желоб сходен по конструкции со шлюзами и представляет собой неподвижный, слабонаклонный, прямоугольный металлический желоб с гладким дном. В потоке пульпы, текущей по желобу, более тяжелые частицы опускаются на дно желоба и движутся по его дну, а легкие перемещаются верхними слоями потока. Осевшая (тяжелая) фракция непрерывно удаляется через специальные разгрузочные камеры.

Струйный концентратор (желоб) представляет собой неподвижный короткий наклонный суживающийся желоб 1 с гладким днищем (рис. 43). Узкой частью желоб устанавливается вниз. Исходная пульпа подается с малой начальной скоростью на верхнюю широкую часть аппарата. Во время стекания по наклонному желобу происходит постепенное сужение потока, что приводит к увеличению его глубины и изменению характера движения от ламинарного (в начале желоба) к турбулентному (в конце его). Под влиянием потока находящиеся в нем частицы различной плотности перегруппировываются таким образом, что на выходе из желоба в нижнем придонном слое располагаются зерна большей плотности, а в верхних слоях потока — меньшей. Так как тяжелые частицы движутся с меньшей скоростью, чем легкие, на выходе из

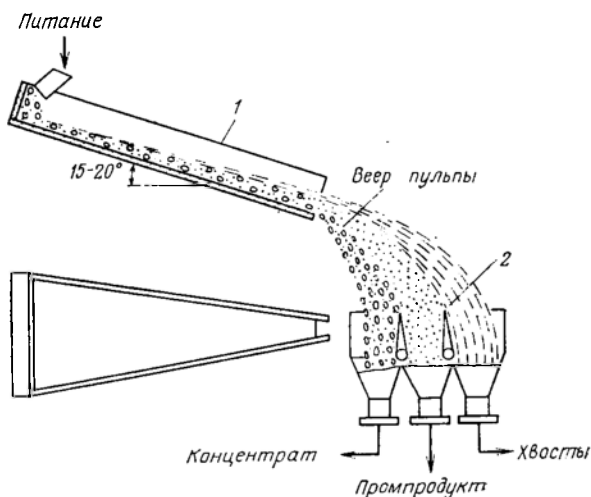


Рис. 43. Струйный концентратор

желоба образуется веер минералов различной плотности, разделяемых с помощью перегородок-отсекателей 2. Применяются эти аппараты при обогащении песков россыпных месторождений, в которых полезные минералы представлены мелкими свободными частицами, существенно отличающимися по плотности от частиц породы (например, мелкозернистых титаноциркониевых и ильменито-цирконорутитовых песков). Их применяют также на некоторых железорудных обогатительных фабриках и фабриках, перерабатывающих коренные руды олова и редких металлов.

Преимущество аппаратов данного типа заключается в их высокой производительности, низких капитальных затратах. Но на них получают, как правило, черновые концентраты, требующие дальнейшего дообогащения.

#### Техническая характеристика струйного желоба

Удельная производительность, т/(ч·м <sup>2</sup> )	0,9—5,5
Длина, мм	610—1200
Ширина, мм:	
у загрузочного конца	220—230
у разгрузочного конца	10—25
Угол наклона, градус	15—20
Содержание твердого в исходной пульпе, %	50—60

На практике струйные желоба собирают в агрегаты с параллельным (струйные концентраторы) или радиальным (конусные сепараторы) расположением желобов, состоящие из одного или нескольких (до 7) ярусов. При параллельном монтаже с целью компактности желоба направлены навстречу друг другу, а при радиальном монтаже — узкой частью к центру.

**Концентрационные столы.** Концентрационные столы бывают неподвижными и подвижными. Неподвижные концентрационные столы (вашгерды, автоматические шлюзы и др.) в настоящее время не нашли широкого применения и используются в основном для обогащения золотосодержащих песков и тонкоизмельченных руд редких металлов и минералов. Главным их недостатком является малая производительность и неэффективность извлечения мелких зерен тяжелых минералов.

Подвижные концентрационные столы имеют несколько разновидностей: ленточные, круглые и качающиеся (сотрясательные). Из всех конструкций концентрационных столов качающиеся (сотрясательные) концентрационные столы непрерывного действия нашли наиболее широкое применение для обогащения различных полезных ископаемых.

Обогащение на подвижных концентрационных столах является процессом разделения полезных ископаемых по плотности в тонком слое воды, текущем по слабонаклонной плоской поверхности стола (деке), совершающей асимметричные воз-

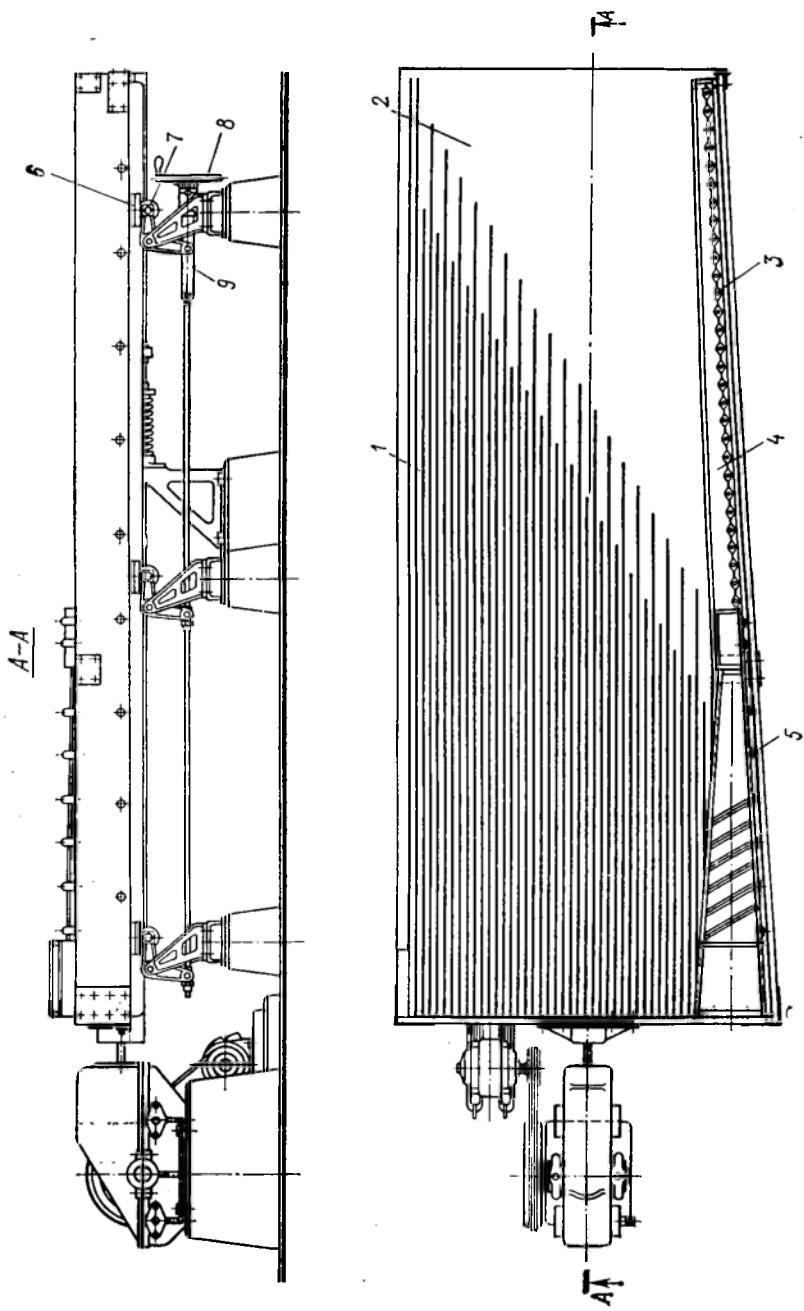


Рис. 44. Концентрационный стол СКМ-1

вратно-поступательные движения в горизонтальной плоскости перпендикулярно к направлению движения потока воды.

Качающийся (сотрясательный) концентральный стол СКМ-1 (рис. 44) состоит из деревянной деки 2 трапецидальной формы, опирающейся на шесть роликов 7 опор скользящих б, установленных на рычагах, закрепленных в кронштейнах рамы. Поверхность деки стола покрыта линолеумом, на котором крепятся деревянные планки — рифли 1, расположенные параллельно движению стола. Применяют также деки из алюминиевых сплавов без покрытия или с покрытием из резины, стеклопластика или бутакрила. Рифли в этом случае наклеивают на поверхность дек. В поперечном сечении рифли имеют в большинстве случаев прямоугольную форму. В продольном направлении рифли скашивают по высоте и у разгрузочного конца они имеют минимальную высоту (иногда сходят на нет). Скашивание рифлей способствует расхождению продуктов веером по поверхности деки. Длина рифлей также переменная — самая короткая рифля расположена в верхней части деки у загрузочного устройства, самая длинная — в нижней части деки. Высота рифлей обычно меньше в верхней части деки и наибольшая — в нижней. Нижняя рифля выше самой верхней в два раза. Каждая последующая рифля делается несколько выше предыдущей. Для регулирования поперечного наклона деки имеется специальный так называемый креновый механизм, при вращении маховика 8 которого дека за счет винта 9 поворачивается на одинаковый угол. Поперечный угол наклона деки устанавливается в зависимости от крупности и плотности обогащаемого полезного ископаемого и составляет 2—5° для мелкого материала и 5—9° — для более крупного.

Дека стола совершает возвратно-поступательные движения за счет приводного механизма (рис. 45), с которым она соединяется тягой. Приводной механизм состоит из эксцентрикового вала 3 с роликом 4 и коленчатого рычага (коромысла) 5. При вращении эксцентрикового вала ролик нажимает на горизонтальное плечо коромысла, вследствие чего вертикальное плечо последнего движется вправо и, будучи связанным с декой стола через тягу 1, заставляет ее двигаться назад. В это время пружина, укрепленная под декой стола, сжимается. В этот период дека стола имеет минимальную скорость в начале движения и максимальную в его конце. При дальнейшем вращении эксцентрикового вала вертикальное плечо коромысла отклоняется влево, а пружина, разжимаясь, толкает деку вперед. В этот период дека стола имеет максимальную скорость в начале хода и минимальную в его конце. Ход деки можно изменить с помощью винта 2, частоту качаний стола — сменой шкивов на валу электродвигателя. Такой асимметричный возвратно-поступательный характер движений деки стола (более быстрый обратный ход деки) приводит к тому, что дека

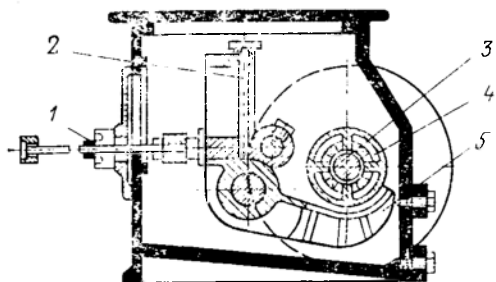


Рис. 45. Приводной механизм концентрационных столов СКМ-1 и ЯСК-1

как бы выдергивается в горизонтальном направлении из-под материала, находящегося на ее поверхности, за счет чего материал продвигается вдоль деки.

Процесс разделения материала на концентрационном столе происходит следующим образом. Исходный материал в виде пульпы подается на деку стола по лотку 5

(см. рис. 44). Вода подается в водяной желоб 4 и через регулируемые отверстия 3 распределяется по всей длине деки. В межрифельном пространстве стола за счет рифлей образуются желобки, в которых минеральные частицы, поступившие на деку стола под действием комплекса механических и гидродинамических сил (силы тяжести, гидродинамического воздействия потока воды, силы трения о поверхность деки), разделяются по плотности и крупности. В самом нижнем слое концентрируются наиболее мелкие зерна тяжелого минерала, над ними более крупные зерна той же плотности в смеси с мелкими зернами меньшей плотности. Легкие зерна распределяются в верхних слоях в той же последовательности, что и зерна тяжелых минералов, т. е. крупные зерна располагаются над мелкими. Во время пребывания материала на деке происходит его разрушение. При возвратно-поступательном движении деки частицы перемещаются вдоль оси стола (желобков) и одновременно подвергаются смывному действию воды, текущей поперек стола.

Смывное действие воды оказывается более сильным в верхних слоях материала, и частицы меньшей плотности будут сноситься водой со скоростью  $u_2$ , которая больше скорости  $u_1$  частиц большей плотности. В нижних слоях материала под действием сотрясательных движений деки, направленных перпендикулярно ее наклону, перемещение тяжелых зерен совершается со скоростью  $v_1$ , которая больше, чем скорость  $v_2$  перемещения вышележащих легких зерен. Равнодействующие скорости  $\omega_1$  и  $\omega_2$  частиц различной плотности направлены под разными углами к направлению движения стола, что и определяет различные траектории их движения по поверхности деки стола (рис. 46). Частицы большей плотности 1, находящиеся вблизи поверхности деки, наиболее интенсивно перемещаются в продольном направлении; частицы меньшей плотности 2, расположенные в верхних частях слоя, интенсивнее сносятся потоками смывной воды в поперечном направлении.

При движении материала вдоль межрифельных каналов происходит уменьшение толщины слоя и легкие частицы по-

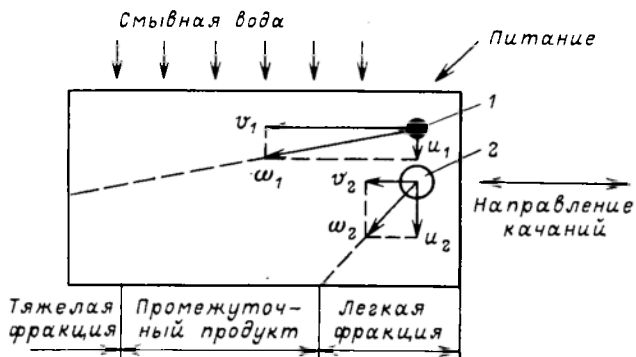


Рис. 46. Направление движения частиц различной плотности на деке концентрационного стола:

1 — зерно тяжелого минерала; 2 — зерно легкого минерала

следовательно смываются вниз. В результате материал на деке стола образует так называемый веер из частиц различной плотности (и размера). В настоящее время наибольшее распространение получили концентрационные столы СКО (стол концентрационный опорный двухъярусный с дебалансным приводом) и СК-22 (опорно-подвесной концентрационный стол трехдечный).

Концентрационный стол СКО-15 (рис. 47) состоит из двух, расположенных друг над другом, диагональных дек 2, установленных на передней 6 и задней 5 опорах, закрепленных на опорной раме 1. Стол имеет питающий 3 и водораспределительный 4 желоба.

Концентрационные столы обеспечивают одновременно и высокое извлечение тяжелых минералов, и высокую степень концентрации. Концентрационные столы применяют для обогащения оловянных и вольфрамовых руд, руд редких, благородных и черных металлов крупностью от 3 до 0,04 мм, углей крупностью менее 13 мм и некоторых других полезных ископаемых.

Перед концентрацией на столах рекомендуется производить узкую классификацию по крупности обогащаемого материала и обогащать каждый класс отдельно в своем оптимальном режиме. При обогащении неклассифицированного материала ухудшаются качественные показатели и снижается производительность столов.

Содержание твердого в питании составляет 15—40%, расход смывной воды 1—2 м<sup>3</sup>/т.

На практике применяют в основном два типа нарифлений — песковое (для материала крупностью +0,2 мм) с прямоугольным поперечным сечением рифлей и шламовое (для материала крупностью —0,2 мм), имеющее чередующиеся рифли малой высоты прямоугольного сечения и высокие рифли треугольного сечения.

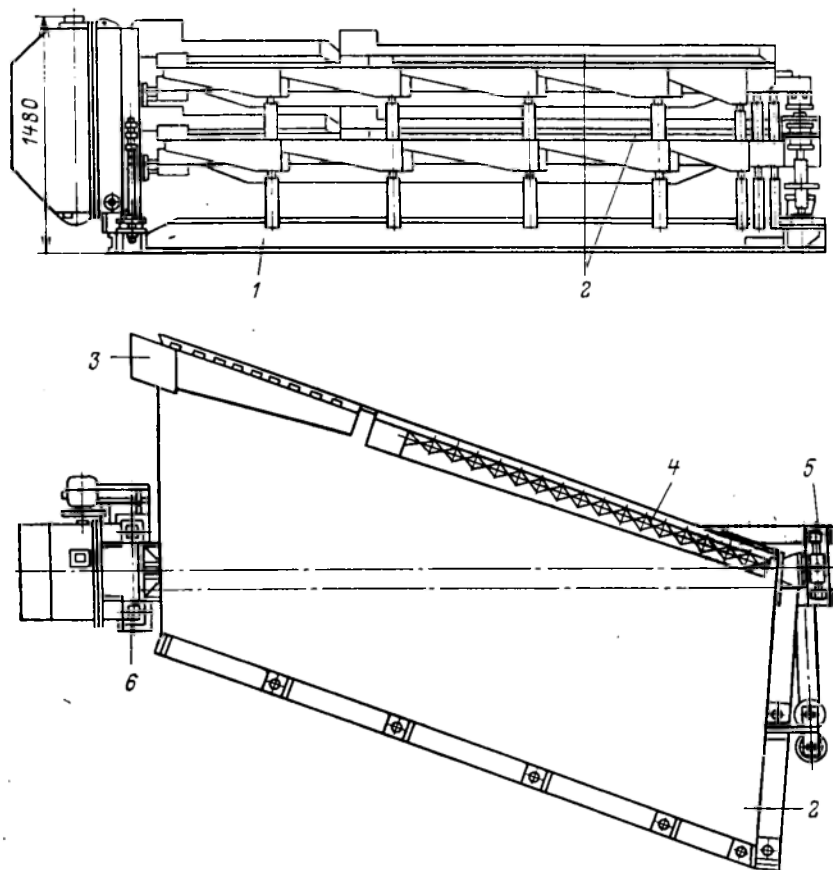


Рис. 47. Двухъярусный опорный концентрационный стол СКО-15

Производительность концентрационного стола  $Q$  (т/ч) можно определить по формуле

$$Q = qF,$$

где  $q$  — удельная производительность, т/(ч·м<sup>2</sup>);  $F$  — площадь деки (дек), м<sup>2</sup>.

Удельная производительность концентрационных столов зависит от крупности обогащаемого материала и определяется по эмпирической формуле

$$q = 0,2d_{\max},$$

где  $d_{\max}$  — максимальный размер зерен обогащаемого материала, мм.

Удельная производительность концентрационных столов из-за малых скорости и глубины потока невелика. Поэтому кон-



центрационные столы чаще всего применяют при пересортировке черновых концентратов или при обогащении мелких классов, не обогащаемых другими аппаратами. Для увеличения рабочей поверхности концентрационных столов, а следовательно, и их производительности разработаны конструкции многодечных (до 12) и многоярусных (до 6) столов, работающих параллельно с загрузкой исходного материала на каждую деку.

*Винтовые сепараторы* представляют собой аппараты, разделение материала в которых происходит в наклонном потоке воды малой толщины, текущей по неподвижному, гладкому, винтообразному с вертикальной осью желобу постоянного сечения (разновидностью винтовых сепараторов являются винтовые шлюзы).

В винтовом сепараторе СВМ-1200 (рис. 48) исходная пульпа загружается сверху в приемник 1 и по желобу 2 под действием силы тяжести стекает вниз. Разделение минеральных зерен по плотности происходит при спиральном движении потока пульпы под действием гравитационных и гидродинамических сил, центробежных сил и сил трения. Вследствие различных траекторий движения минеральные частицы перераспределяются так, что тяжелые зерна концентрируются у внутреннего борта желоба, а легкие — у внешнего.

Формирование отдельных слоев потока (концентрат, промпродукт, хвосты) в основном заканчивается после прохождения двух-трех витков. Тяжелая фракция отделяется с верхних витков спирали с помощью отсекающих 3 и удаляется из желоба через отверстие в его дне, расположенном в месте прохождения тяжелой фракции. Ниже по спирали через такое же отверстие удаляется фракция промежуточной плотности. Легкая

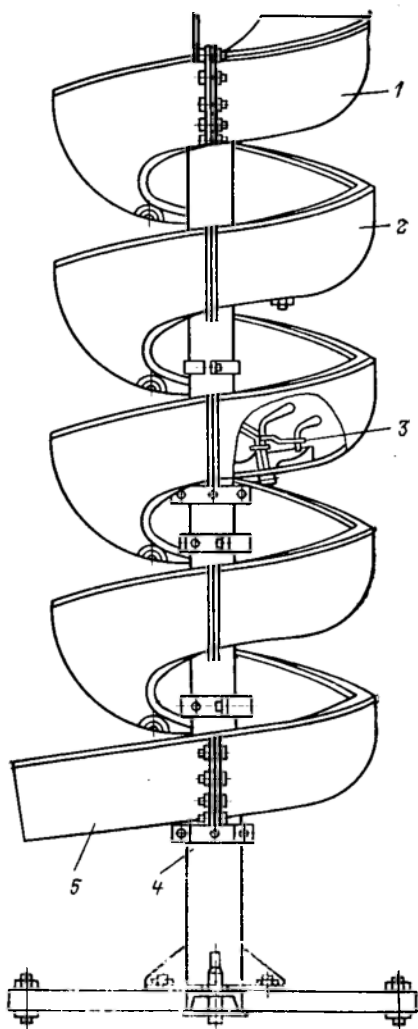


Рис. 48. Винтовой сепаратор СВМ-1200

фракция стекает вместе с потоком в конце желоба 5, который крепится на вертикальной стойке 4.

Винтовой сепаратор состоит из 3—5 витков винтового желоба, имеющего эллипсоидную или прямоугольную форму. Диаметр желоба составляет 750—2000 мм, шаг витков 500—1100 мм, высота каркаса 3700—7200 мм. Рабочую поверхность желобов футеруют элементами из резины, каменного литья и др. Содержание твердого в исходном питании составляет 15—20% при обогащении россыпных песков и 30—40% при обогащении коренных руд.

Винтовые сепараторы нашли применение главным образом для первичной обработки и получения грубых (черновых) концентратов при обогащении мелкозернистых песков, содержащих ильменит, циркон, рутил и другие полезные минералы, а также при обогащении коренных руд редких и благородных металлов, железных и хромовых руд, фосфоритов, алмазов крупностью от 0,1 до 3 (иногда до 16) мм. На винтовых шлюзах обогащается более мелкий (0,02—0,5 мм) материал.

Производительность винтовых сепараторов составляет от 2 1—5 т/ч (диаметр желоба 750 мм) до 30—75 т/ч (диаметр желоба 2000 мм) и зависит от характеристики рудного материала.

Винтовые сепараторы просты по конструкции, занимают мало места, не требуют затрат энергии и просты в обслуживании. Но в них плохо извлекаются сростки ценных минералов с пустой породой, на эффективность их работы влияют гранулометрический состав и форма зерен.

## § 27. ПРОТИВОТОЧНАЯ СЕПАРАЦИЯ

Противоточные сепараторы представляют собой аппараты, в которых гравитационное разделение материала происходит под действием системы силовых полей, направленных под углом друг к другу. Различают шнековые сепараторы СШ и СВШ и крутонаклонные сепараторы КНС.

Противоточные сепараторы применяют для обогащения энергетических углей, антрацитов, разубоженной горной массы угольных разрезов и механизированного удаления породы из угля крупностью от 6 до 100 (150) мм. Во всех противоточных сепараторах исходный уголь делится на два продукта: концентрат (легкая фракция) и отходы (тяжелая фракция).

В горизонтальном шнековом сепараторе (рис. 49, а) исходный уголь подается в центральную часть цилиндрического корпуса, снабженного шнеком. Вода поступает в сепаратор навстречу движению шнека и транспортирует легкие фракции к месту их выгрузки. Движение тяжелых частиц навстречу потоку осуществляется шнеком.

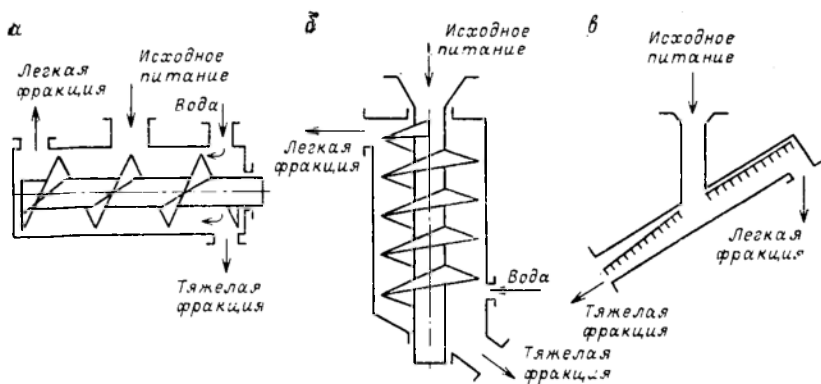


Рис. 49. Схемы противоточных гравитационных сепараторов:  
 а — горизонтальный шнековый; б — вертикальный шнековый; в — крутонаклонный

В вертикальном шнековом сепараторе (рис. 49, б) исходный уголь подается сверху в центральную часть цилиндрического корпуса через полый вал. Транспортирование легких фракций осуществляется спиральным восходящим потоком воды в пространстве между шнеком и корпусом сепаратора, а тяжелых — по наклонной спирали шнека вниз.

В крутонаклонном сепараторе (рис. 49, в) исходный уголь подается в центральную часть прямоугольного корпуса, наклоненного к горизонту под углом 46—54°. Внутри корпуса находится специальная дека, снабженная зигзагообразными перегородками, которые создают на деке переменное поле скоростей потока по длине и ширине канала, позволяющее отдельно регулировать режимы обогащения в концентратном и породном отделениях. В нижнюю часть сепаратора подается с заданной скоростью вода. Тяжелые фракции выпадают в придонный слой, движущийся навстречу потоку воды и преодолевающий его. Легкие фракции выносятся потоком воды вверх через сливной порог сепаратора. Таким образом, по всей длине рабочей зоны сепаратора осуществляется разделительный процесс противоточного типа.

Эти аппараты отличаются простотой конструкции, надежностью в работе, имеют малый абразивный износ.

#### Техническая характеристика противоточных сепараторов

Сепараторы . . . . .	Шнековые	Крутонаклонные
Длина, мм . . . . .	6700—8300	5300
Диаметр шнека, мм . . . . .	1500	—
Ширина, мм . . . . .	—	1000
Высота, мм . . . . .	—	400—800
Производительность, т/ч . . . . .	150	100

## § 28. ПРОМЫВКА И ПРОТИРКА

Часто пески россыпных месторождений и руды осадочного происхождения бывают сцементированы глиной. Зерна минералов в таких песках и рудах не связаны взаимным прорастанием. Процесс разделения материала с помощью разрыхления и удаления зернистой части с помощью механизмов, а глины — с помощью воды называется промывкой. В результате промывки получают мытый материал и глинистую суспензию (шламы).

Промывке подвергаются железные и марганцевые руды, россыпи цветных, редких и благородных металлов, неметаллическое сырье, кварцевые пески, каолиновое сырье, фосфориты, флюсовые известняки и другие полезные ископаемые с высоким содержанием глины. Промывка может быть самостоятельным процессом, в результате которого выделяется концентрат, или подготовительным (что бывает чаще), после которого мытая руда направляется на последующее обогащение.

Иногда промывку совмещают с разделением материала по крупности (избирательное грохочение). В этом случае класс крупностью более 25—50 мм, часто совсем не содержащий полезного компонента, складывается в отвалах, а более мелкий класс поступает на дальнейшую обработку.

Правильный выбор схемы и оборудования для промывки зависит от показателя промывистости исходного материала. Под промывистостью руды и песков понимается способность рыхлых отложений размываться потоками воды, а минеральных зерен — очищаться от глинистых примесей. Промывистость материала определяется физико-химическими свойствами глинистых включений и промываемой руды и зависит от содержания глины и степени сцементированности материала. Промывистость руды ориентировочно можно оценивать по удельному расходу электроэнергии, затрачиваемой на промывку, который составляет для легкопромывистых руд менее 0,25, для среднепромывистых — 0,25—0,75 и для труднопромывистых — 0,75—2 кВт·ч/т.

Для промывки легкопромывистых руд крупностью до 150—200 мм применяют промывочные грохоты. Для промывки средне- и легкопромывистых руд крупностью до 200 мм применяют бутары, скрубберы, скруббер-бутары; труднопромывистых руд крупностью до 75—100 мм — корытные мойки, бичевые промывочные машины; крупностью до 25 мм — промывочные башни. Часто промывочные машины работают в сочетании друг с другом.

Скруббер-бутара СБ-1,3 (рис. 50) представляет собой комбинацию жестко соединенных между собой скруббера 1 (барабан, снабженный внутри дезинтегрирующими и перемешивающими устройствами 2) и конической (или цилиндрической) перфорированной бутары (барабанный грохот) 3.

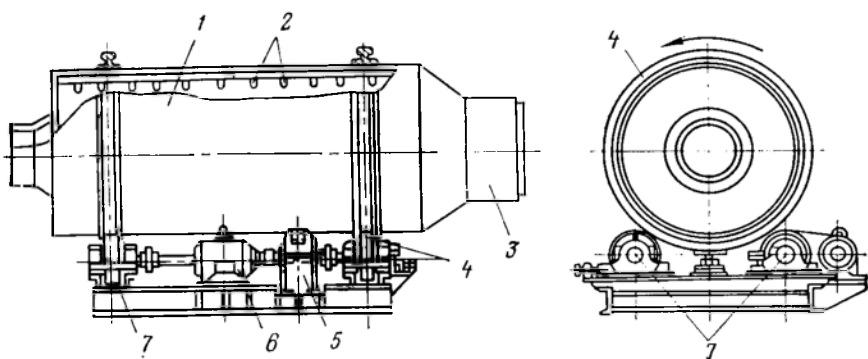


Рис. 50. Скруббер-бутара СБ-1,3

Скруббер-бутару устанавливают наклонно (до  $7^\circ$ ) или горизонтально на приводных 4 и опорных 7 роликах, вращение которых осуществляется от электродвигателя 6 через редуктор 5. Исходный материал подается в загрузочное отверстие в торцевой крышке барабана скруббера. Вследствие вращения скруббера и воздействия подаваемой в скруббер воды материал интенсивно перемешивается и разрыхляется. Поступающий в бутару материал разделяется на мытую руду (крупный продукт) и глинистую пульпу — шламы (мелкий продукт).

#### Техническая характеристика скруббер-бутары

Размеры барабана, мм:		Частота вращения, мин <sup>-1</sup> . . . . .	15—20
диаметр . . . . .	1300—3350	Расход воды, м <sup>3</sup> /т . . . . .	2—6
длина . . . . .	5200—10770	Производитель- ность, м <sup>3</sup> /ч . . . . .	30—250

Наклонная корытная мойка (рис. 51) состоит из наклонного (угол наклона  $6—12^\circ$ ) корыта 1 с полукруглым днищем. В корыте установлены два вращающихся навстречу друг другу вала 2 с насаженными на них лопастями 3. Корыто примерно на  $2/3$  заполнено водой. Исходный материал загружается в мойку на расстояние около  $1/3$  длины корыта от нижнего его конца; вода подается из брызгал (форсунок) сверху в верхнюю часть корыта (в некоторых мойках снизу из трубы с мелкими отверстиями).

Вращающиеся от привода 4 валы своими лопастями перетирают руду (производят протирку) и перемещают ее вверх к разгрузочным люкам. Глинистые частицы и мелкие зерна крупностью до 1—2 мм удаляются со сливом через отверстие в боковой стенке в нижней части корыта. Крупность слива можно регулировать расходом воды, подаваемой в мойку.

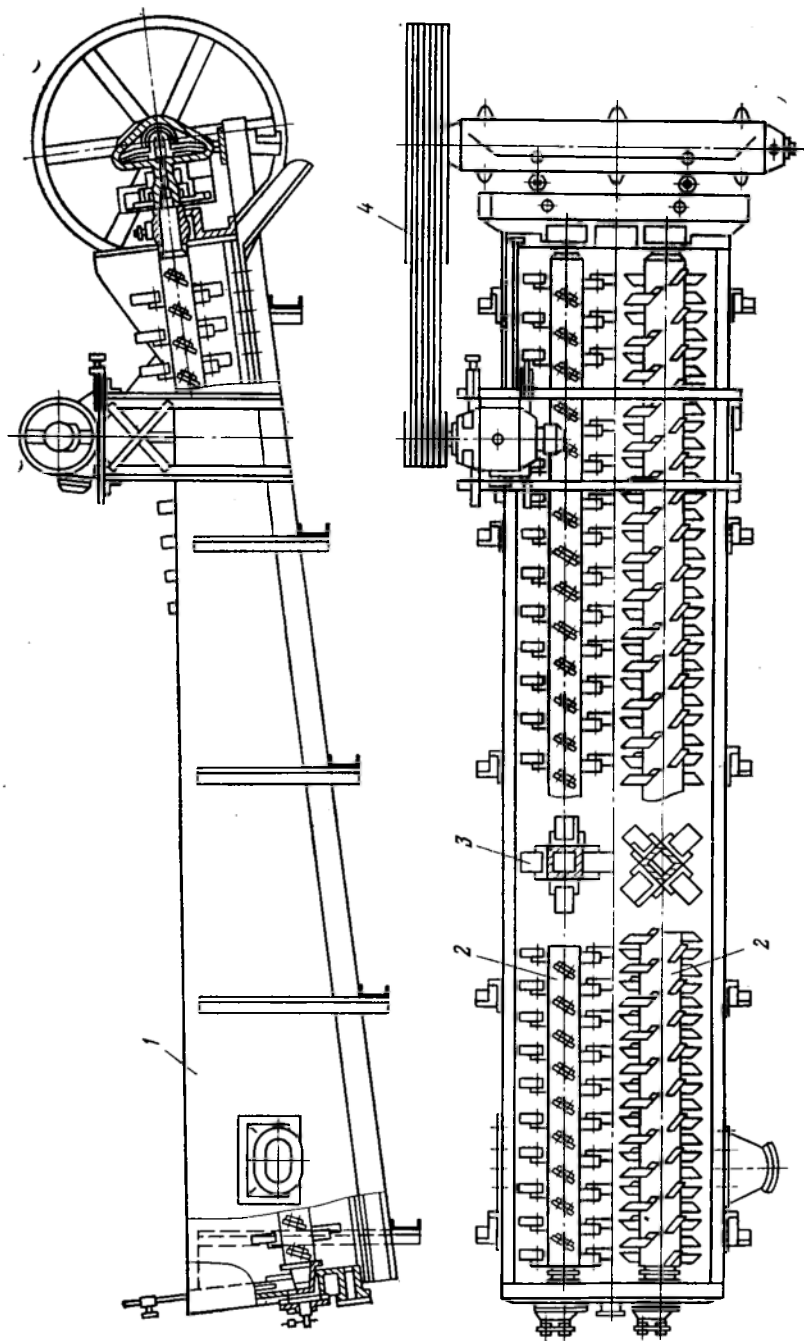


Рис. 51. Наклонная корытчатая мойка

### Техническая характеристика наклонной корытной мойки

Длина корыта, мм . . .	700—1400	Расход:	
Частота вращения рабочих валов, мин <sup>-1</sup> . . . . .	15—25	воды, м <sup>3</sup> /т . . . . .	2—4
		электроэнергии, кВт·ч/т . . . . .	0,6—0,9
		Производительность, т/ч . . . . .	40—120

Промывочная башня (рис. 52) представляет собой железобетонный цилиндрический резервуар 7 с коническим днищем. В центре башни установлена труба 4, опирающаяся на колпак 2, внутри которой расположен аэролифт 8 для транспортирования мытой руды. Воду и сжатый воздух подают в башню через сопла 3. Исходный материал загружают в заполненную водой башню сверху. Промывка происходит за счет интенсивного движения воды, производимого сжатым воздухом, подаваемым снизу через сопла. Мытая руда аэролифтом подается в сепаратор-пульподелитель 5, с помощью которого руда распределяется на потоки — циркулирующий, возвращаемый опять в башню, и поток, выводимый из цикла промывки или направляемый в другую башню. Обычно производится двух- и трехстадийная последовательная промывка руды.

Слив, состоящий в основном из глинистых минералов, удаляется в сливной желоб 6. Внизу конического днища имеется шлюз 1 для улавливания посторонних предметов, удаление которых осуществляется с помощью секторного затвора шлюза 9.

При промывке в промывочной башне истирание зерен минимальное.

### Техническая характеристика промывочной башни

Размеры башни, м:		Расход, м <sup>3</sup> /т:	
диаметр . . . . .	5,5—10	воздуха . . . . .	18—24
высота цилиндрической части . . . . .	6,1—12	воды . . . . .	2,8—3
высота башни . . . . .	До 20	Продолжительность промывки, ч . . . . .	10—14
		Производительность, т/ч . . . . .	120—600

## § 29. ПНЕВМАТИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ

Пневматическое обогащение осуществляется в соответствии с законами гравитационного разделения частиц различной плотности в вертикальном восходящем или пульсирующем потоке воздуха. Принцип действия воздушного потока на разделяемые минералы практически аналогичен действию водного потока. Поэтому, если пренебречь сжимаемостью воздуха, можно считать, что законы, действующие при падении минеральных зерен в воде, применимы и к воздушной среде, но с учетом разницы между плотностью воды и воздуха, а также коэффициента их вязкости.

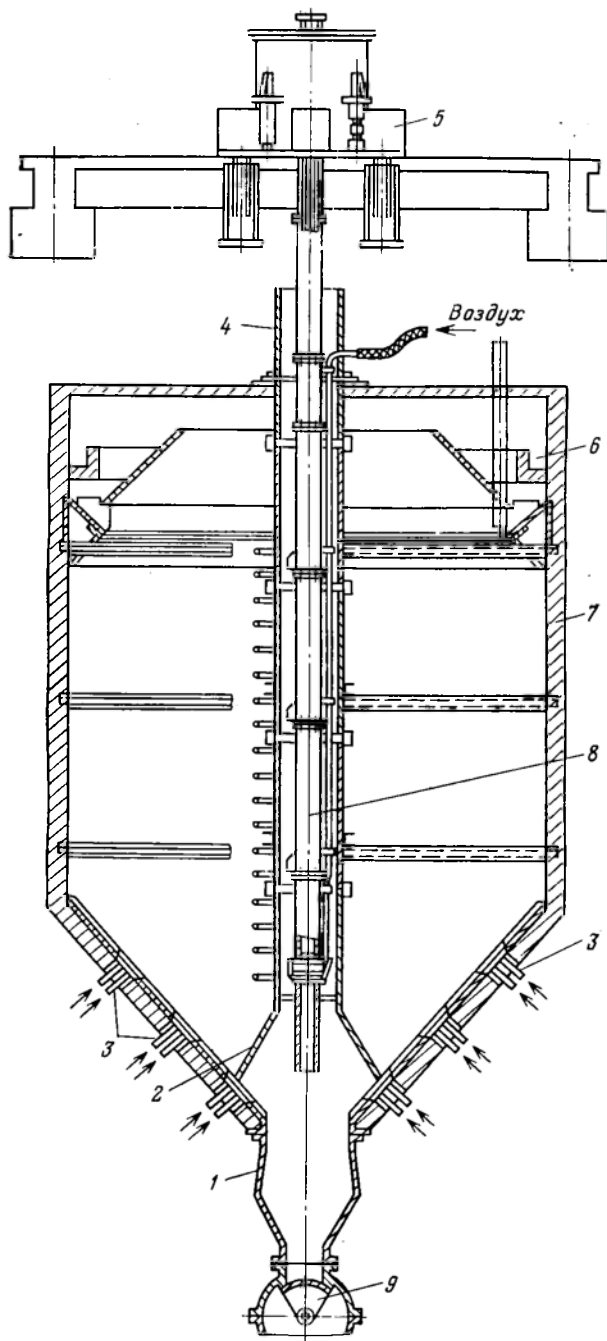


Рис. 52. Промывочная башня



Сущность пневматического обогащения заключается в следующем. На слой разделяемого материала, находящегося на наклонном решете, воздействует непрерывный или пульсирующий поток воздуха, нагнетаемый под решето вентилятором. Под действием воздушного потока происходит разрыхление всей толщи обогащаемого материала (постели) и перемещение более тяжелых частиц вниз, а более легких — вверх. При этом материал разделяется на слои различной плотности. Минералы большей плотности образуют нижний, а меньшей — верхний слой постели. Дальнейшее разделение материала на продукты осуществляется путем перемещения образующихся слоев различной плотности по рабочей поверхности аппарата в одном или нескольких направлениях. Для обеспечения подвижности слоя материала скорость воздушного потока должна быть значительной. Давление воздушного потока должно быть таким, чтобы преодолеть сопротивление воздухопровода, перфорированной рабочей поверхности (сита) и слоя обогащаемого материала.

По этим причинам пневматическое обогащение применяется для полезных ископаемых, обладающих незначительной плотностью. Так как коэффициент равнопадаемости зерен материала в воздушной среде меньше коэффициента равнопадаемости их в водной среде, для обогащения в воздушной среде требуется более узкая шкала классификации.

Пневматическое обогащение применяют для каменных и бурых углей, асбеста и некоторых других полезных ископаемых. Преимуществами пневматического метода являются более низкая себестоимость процесса, меньшая энергоемкость, отсутствие потребности в воде и получение сухих продуктов обогащения.

Недостатками пневматического метода являются снижение результатов при обогащении исходного материала повышенной влажности и более низкая технологическая эффективность обогащения по сравнению с мокрыми процессами. Применение пневматического метода обогащения целесообразно в районах с суровым климатом или в районах, где ощущается недостаток воды.

Обогащение углей крупностью 50(75)—6(13) мм производится в пневматических сепараторах, а крупностью менее 6(13) мм — в отсадочных машинах.

Пневматический сепаратор (рис. 53), по принципу работы напоминающий концентрационный стол, представляет собой короб 4 с односкатной декой 14. Короб устанавливается на раме 10 с помощью ножевых опор 8. Дека получает возвратно-поступательные движения от эксцентрико-шатунного механизма 9, установленного на раме. Дека пневматического сепаратора покрыта резиновым или металлическим ситом 3 с отверстиями размером 6—8 мм. На деке поверх сита крепятся рифли 13, расположенные под углом 10—11° к оси сепаратора.

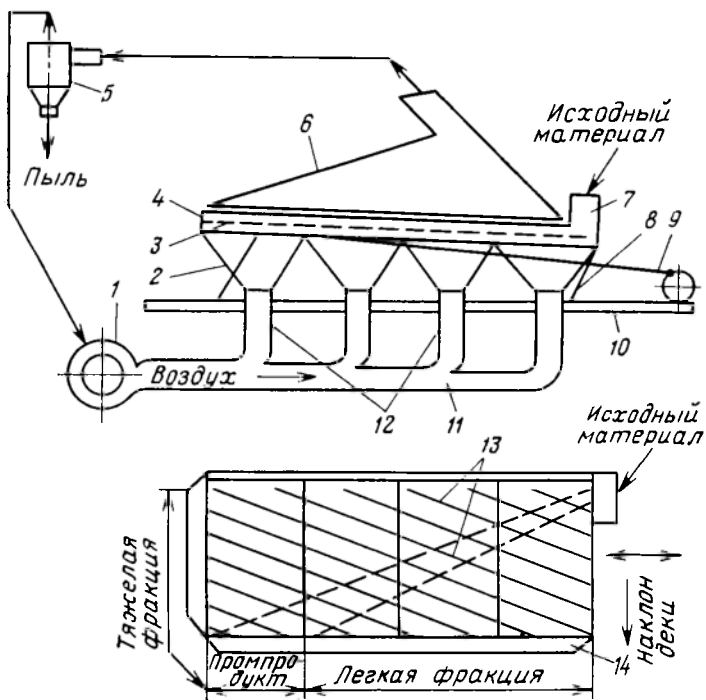


Рис. 53. Принципиальная схема работы пневматического сепаратора

ратора. Рифли имеют наибольшую высоту в нижнем углу загрузочного торца деки. Высота рифлей постепенно уменьшается к концу деки. Дека сепаратора имеет поперечный и продольный наклоны; угол наклона деки к горизонту составляет: продольный 4—11°, поперечный 4—11° и может регулироваться.

Дека сепаратора разделена на четыре поля с самостоятельным подводом воздуха снизу через воздухопроводящие резиновые рукава 12 к диффузорам 2 от общего воздуховода 11. Подача воздуха осуществляется вентилятором 1.

Исходный уголь через питающий лоток 7 подается на деку сепаратора. Под действием воздушного потока материал разрыхляется и за счет механических встряхиваний деки расслаивается по плотности (и крупности). Частицы угля, как более легкие, занимают верхние слои постели, скатываются через рифли в поперечном направлении деки и разгружаются вдоль бортов. Частицы породы, как более тяжелые, осаждаются в межрифлевом пространстве и перемещаются под действием качательных движений деки в ее конец к приемному желобу.

Пневматические сепараторы обычно работают в замкнутом воздушном режиме. Дека сепаратора сверху закрыта зонтом 6, через который производится отсос запыленного воздуха венти-

лятором, подающим этот воздух под деку сепаратора. Для очистки воздуха от основной массы пыли между зонтом и вентилятором устанавливается циклон 5. Герметизация щелей между зонтом и декой достигается применением шторок.

В настоящее время серийно выпускают сепараторы СП12; СП6; ОСП-100 и СПБ-100М.

#### Техническая характеристика пневматического сепаратора

Рабочая площадь дек, м <sup>2</sup> . . . . .	6,5—17
Частота качаний, мин <sup>-1</sup> . . . . .	200—450
Удельный расход воздуха, тыс. м <sup>3</sup> /(ч·м <sup>2</sup> ) . . . . .	6,5—15,5
Производительность, т/ч . . . . .	40—100

Пневматическая отсадочная машина ПОМ-2М (рис. 54) состоит из герметичного корпуса 16, установленного под углом 10—11° к горизонту, в котором смонтированы два неподвижных штампованных сита 14 с круглыми отверстиями размером 1,2 мм. Для обеспечения равномерности подачи воздуха по всей площади деки пространство 3 между двумя ситами заполняется фарфоровыми шариками диаметром 15 мм (искусственная постель). Шарики размещаются в специальных отсеках.

Пространство под решетками представляет собой воздушную распределительную камеру, воздух к которой поступает от вентилятора. Камера по длине разделена перегородкой на две части, в которые воздух попеременно подается то в одну, то в

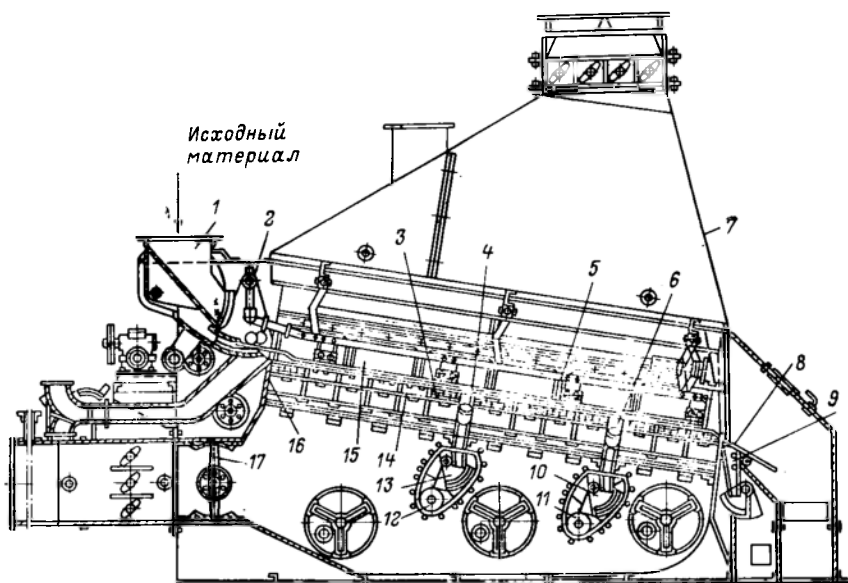


Рис. 54. Пневматическая отсадочная машина ПОМ-2М

Таблица 3. Капитальные и эксплуатационные затраты на обогащение 1 т

Метод обогащения	Капитальные затраты на 1 т в год	Эксплуатационные		
		Зарплата с начислениями	Материалы	Электроэнергия
Отсадка	0,105	0,01	0,0047	0,0078
В тяжелых суспензиях	0,313	0,0266	0,0304	0,0373
На концентрационных столах	0,103	0,027	0,0066	0,0086
В желобах	0,154	0,0332	0,0094	0,0112
Пневматическое обогащение	0,151	0,0154	0,0056	0,0352

другую половины с помощью общего вращающегося двухлопастного клапана-пульсатора 17, расположенного на входе в корпус машины.

Расслоение материала по плотности и частично по крупности в пневматической отсадочной машине происходит в пространстве 15 под действием пульсирующего потока воздуха на двух параллельно работающих полудеках. Исходный уголь подается в машину через загрузочный бункер 1 с регулированием секторным затвором. Для разравнивания слоя материала с целью равномерного его распределения по всей площади каждой из полудек на шарнирных подвесках прикреплены качающиеся зональные стальные решетки 5 с квадратными отверстиями размером 50×50 мм. Они обычно устанавливаются на высоте 45—50 мм над рабочей поверхностью машины и получают движение от привода 2.

Все вращающиеся и качающиеся механизмы в пневматических отсадочных машинах приводятся в движение от одного привода через систему цепных передач. Поля полудек разделены между собой на три секции щелями и разгрузочными породами 4 и промпродуктовыми 6 карманами между ними. Карманы заканчиваются секторными затворами 13 и 10 и винтовыми конвейерами 12 и 11 для удаления соответствующих продуктов из машины. За карманами установлены пороги, задерживающие продвижение нижнего слоя постели и обеспечивающие ее попадание в разгрузочные клапаны. В конце третьей секции имеется шибер 8, отделяющий концентрат от промпродукта, который удаляется в карман 9.

Воздушная система пневматической отсадочной машины разомкнутая. Воздух нагнетается в машину технологическим вентилятором из помещения фабрики. Отсос запыленного воздуха из-под зонта 7, которым сверху закрыта дека машины, производится другим вентилятором, превышающим производительность нагнетательного вентилятора на 20—25%. Отсасывае-

угля различными гравитационными методами, руб.

затраты			Приведенные затраты	Технологи- ческие по- тери	Суммарные из- держки на 1 т угля	
Амортиза- ционные отчисления	Прочие расходы	Итого			обогащае- мого	рядового
0,0144	0,0025	0,0389	0,0599	0,0444	0,1043	0,0506
0,0387	0,0107	0,1437	0,2063	0,0074	0,2137	0,078
0,0126	0,0068	0,0617	0,0823	0,062	0,1443	0,0506
0,0184	0,0102	0,0824	0,1132	0,092	0,2052	0,1026
0,018	0,0051	0,0793	0,1095	0,3745	0,484	0,3533

мый воздух подвергается двукратной очистке от пыли и вы-брасывается в атмосферу.

В отечественной практике обогащения углей применяют пневматические отсадочные машины ПОМ-1, ПОМ-1М, ПОМ-2М, ПОМ-2А, технические характеристики которых при-ведены ниже:

Площадь решета, м <sup>2</sup>	2,6—4,4	Давление воздуха,	
Частота пульсаций		МПа . . . . .	27—37
воздуха, мин <sup>-1</sup>	125—420	Производительность,	
Расход воздуха, тыс.		т/ч . . . . .	80—100
м <sup>3</sup> /ч	19—24		

Перспективным является аэросуспензионное обогащение — процесс разделения полезных ископаемых, осуществляемый в воздушной среде с твердым порошкообразным утяжелителем, повышающем кажущуюся плотность среды. В качестве утяже-лителей может использоваться песок, магнетит, барит, гематит, оолитовая руда и др. Но данный процесс до настоящего вре-мени не вышел из экспериментальной стадии.

### § 30. ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ГРАВИТАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Стоимость обработки полезных ископаемых гравитационными процессами обогащения в значительной мере зависит от вида полезного ископаемого, его гранулометрического, фракционного и вещественного составов, требований к продуктам обогащения. Так, если при обогащении углей минимальные затраты дости-гаются при отсадке, то при обогащении руд цветных металлов затраты на отсадку на 15—60% больше, чем при применении винтовых сепараторов.

В табл. 3 приведены капитальные и эксплуатационные за-траты на обогащение углей различными гравитационными ме-

тодами. В ней определены затраты, связанные непосредственно с процессом обогащения без учета затрат на углеподготовку, складирование, водношламовое хозяйство и др.

Видно, что наиболее экономичным гравитационным методом обогащения является отсадка. Она имеет преимущество и в энергоемкости. Наибольшие затраты — при тяжелосредней сепарации. Однако если сравнить технологические потери, то здесь они минимальны при тяжелосреднем обогащении и максимальны при пневматическом. Поэтому при сравнении экономичности того или иного гравитационного метода обогащения необходимо сопоставление не только по затратам как в целом, так и по их отдельным статьям, но и по технологической эффективности сравниваемых процессов, так как высокая эффективность обогащения также означает ее экономичность. Особенно это наглядно тогда, когда эффективность обогащения прямо влияет на качество конечных продуктов обогащения и, следовательно, на их реализационную стоимость.

## Глава 7

### ФЛОТАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

---

#### § 31. ОБЩИЕ ПРЕДСТАВЛЕНИЯ О ФЛОТАЦИОННОМ РАЗДЕЛЕНИИ МИНЕРАЛОВ

Флотацией называется процесс разделения тонкоизмельченных полезных ископаемых, осуществляемый в водной среде и основанный на различии их способности, естественной или искусственно создаваемой, смачиваться водой, что определяет избирательное прилипание частиц минералов к поверхности раздела двух фаз.

Флотационный процесс осуществляется чаще всего в трехфазной системе, включающей твердую (Т), жидкую (Ж) и газообразную (Г) фазы. Из всех разновидностей флотационного метода обогащения наиболее широкое распространение получила пенная флотация, которая основана на способности несмачиваемых (гидрофобных) минералов прилипать к пузырькам воздуха, образующимся в результате аэрации пульпы, и всплывать вместе с ними на поверхность пульпы, образуя пенный продукт, а смачиваемых (гидрофильных) минералов оставаться взвешенными в пульпе, образуя камерный продукт. Минеральные частицы, закрепившиеся на поверхности воздушных пузырьков, называются флотирующимися, незакрепившиеся — нефлотирующимися. Крупность флотируемых частиц в процессе пенной флотации обычно не превышает 0,15 мм для руд, содержащих тяжелые минералы, и 0,5 мм — для углей.

Для увеличения естественного различия в смачиваемости поверхности минералов или для искусственного создания такого

различия минеральную поверхность обрабатывают особыми веществами, называемыми флотационными реагентами. С помощью подбора флотационных реагентов можно достигнуть условий, при которых одни минералы будут флотироваться, а другие нет, т. е. создать условия для их селективного разделения.

В настоящее время флотация широко применяется для обогащения большинства руд цветных и редких металлов, апатитовых, фосфоритовых, баритовых, графитовых, флюоритовых и других руд, полевошпатового сырья и угольных шламов. Метод флотационного обогащения находит применение при обогащении железных и марганцевых руд. Широкая распространенность флотации объясняется универсальностью процесса, связанной с возможностью разделения практически любых минералов и возможностью обогащения бедных руд.

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

Обычно в пенный продукт флотации извлекают полезный минерал, а в камерный — минералы пустой породы. Такой процесс носит название прямой флотации. В отдельных случаях целесообразнее бывает извлекать в пенный продукт минералы пустой породы, а полезные минералы концентрировать в камерном продукте. Такой процесс называется обратной флотацией.

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

Кроме пенной флотации, существуют следующие, получившие значительно меньшее распространение, разновидности флотационного процесса.

Масляная флотация — процесс, при котором в пульпу вводится в большом объеме минеральное масло (нефтепродукты), плотность которого меньше плотности воды. Гидрофобные частицы прилипают к капелькам масла и всплывают на поверхность, а гидрофильные частицы остаются взвешенными в пульпе. Низкая производительность и высокий расход масла определяют ограниченное применение этого процесса (нашел ограниченное применение в ФРГ, Франции и некоторых других странах при обогащении углей).

Пленочная флотация — процесс, при котором на поверхность движущегося потока воды осторожно ссыпается слой мелких минеральных частиц. Гидрофобные частицы не смачиваются водой и удерживаются в виде пленки на поверхности воды за счет сил поверхностного натяжения. Гидрофильные минералы смачиваются водой и тонут.

Процесс пленочной флотации из-за весьма низкой производительности и нестабильности процесса широкого распространения не получил. В настоящее время он иногда используется при флотогравитационной доводке оловянных и вольфрамовых концентратов.

Флотация твердой стенкой — процесс, при котором минеральные частицы разделяются при помощи гидрофобной твердой поверхности (стенки) или твердой поверхности, покрытой слоем гидрофобного вещества (например, жировая поверхность). К таким поверхностям, помещенным к пульпу, избирательно прилипают гидрофобные частицы. Этот процесс нашел применение при обогащении алмазов.

Электрофлотация основана на использовании в качестве газовых пузырьков водорода и кислорода, образующихся при электролизе воды. Преимуществом электрофлотации является получение газовых пузырьков весьма малых размеров, что позволяет флотировать очень тонкие частицы полезного ископаемого.

Кроме перечисленных способов, известны ионная флотация (извлечение ионов и молекул полезных компонентов из их истинных растворов), флотоотсадка (обогащение в отсадочной машине с одновременной флотацией), флотогравитация (обогащение на концентрационном столе с одновременной флотацией) и др.

Для очистки сточных вод разработаны вакуумные и компрессионные (напорные) флотационные машины.

В вакуумных флотационных машинах предусмотрена подача обработанной реагентами и насыщенного воздухом пульпы в камеру, где флотация осуществляется пузырьками воздуха, выделяемыми из раствора при разрежении.

В напорных машинах пульпа подается при избыточном давлении (0,3—0,4 МПа) в камеру, где флотация осуществляется выделяющимися мельчайшими воздушными пузырьками в результате падения давления над пульпой до атмосферного.



## § 32. ФИЗИЧЕСКИЕ И ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ФЛОТАЦИОННОГО ПРОЦЕССА

Так как флотационный процесс осуществляется в гетерогенной системе, состоящей из твердой (минеральная частица), жидкой (вода) и газообразной (воздух) фаз, физико-химические свойства соприкасающихся фаз и поверхностные явления, происходящие на границах их разделов, имеют очень важное значение. Каждая из поверхностей раздела фаз резко отличается по своим свойствам от объемных свойств фаз тем, что на поверхности их раздела имеется избыток свободной поверхностной энергии, образующийся вследствие некомпенсированных сил, действующих в этом слое.

При соприкосновении двух фаз, жидкой и газообразной (рис. 55), на молекулу 1, находящуюся внутри объема жидкости, действуют силы взаимного притяжения других молекул, расположенных вокруг нее, и поэтому силы взаимного притяжения молекул уравновешены. Молекула 2, находящаяся на поверхности жидкости, испытывает значительное притяжение со стороны нижележащих молекул объема жидкости, так как силы взаимного притяжения молекул газообразной фазы из-за их значительного удаления друг от друга незначительны. В результате этого на поверхности раздела возникают неуравновешенные силы, стремящиеся втянуть молекулу внутрь жидкости. Под действием этих сил жидкая фаза стремится к сокращению свободного поверхностного слоя. Для создания новой поверхности раздела необходимо затратить работу. Затрачиваемая на образование 1 м новой поверхности раздела фаз работа называется поверхностным натяжением или удельной свободной поверхностной энергией и обозначается через  $\sigma$  (Н/м).

Поверхность минеральных частиц также имеет избыток свободной энергии. При дроблении и измельчении минералов их кристаллическая решетка разрушается и на поверхности раскола происходит разрыв связей между атомами и молекулами, которые в этом случае взаимодействуют по аналогии с предыдущим явлением, главным образом лишь с нижележащими атомами и молекулами, находящимися в объеме тела. Чем больше связей разрушено и чем они были сильнее, тем выше свободная поверхностная энергия. Так как зона действия молекулярных сил небольшая, предполагается, что свободная поверхностная энергия концентрируется в тонком поверхностном

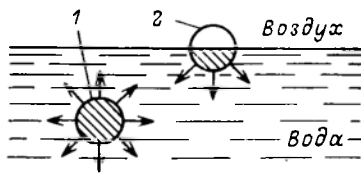


Рис. 55. Схема действия молекулярных сил:

1 — в объеме жидкости; 2 — в поверхностном слое жидкости

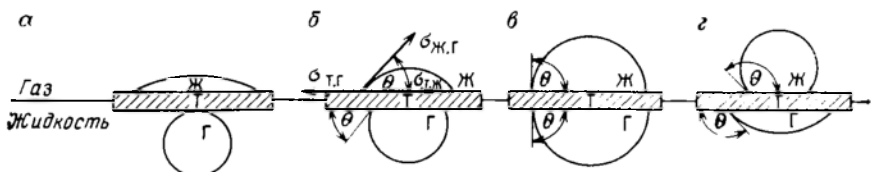


Рис. 56. Различные случаи постепенно уменьшающейся (от а к г) смачиваемости твердой (Т) поверхности жидкостью (Ж)

слое толщиной в несколько молекул. Неодинаковый характер межатомных и межмолекулярных связей, возникающий при разрушении минералов, определяет различие в характере и особенности их поверхностей, различие их взаимодействия с реагентами и молекулами воды.

Вода является полярной жидкостью и благодаря значительному дипольному моменту своих молекул вступает в связь с поверхностью минералов, образуя на ней упорядоченные пограничные слои, называемые гидратными. Толщина и структура гидратных слоев зависят от смачиваемости поверхности. Гидрофильные поверхности характеризуются преобладанием на них нескомпенсированных связей; они активно взаимодействуют с молекулами воды, благодаря чему происходит смачивание поверхности минерала водой (гидратация). Гидрофобные поверхности характеризуются незначительной поверхностной энергией; они слабо взаимодействуют с молекулами воды и не смачиваются ею.

Возможность гидратации твердой поверхности определяется по работе адгезии\*  $W_A$ , т. е. по затратам энергии на разрыв жидкой и твердой фаз

$$W_A = \sigma_{ж,г} + \sigma_{т,г} - \sigma_{ж,т},$$

где  $\sigma_{ж,г}$ ,  $\sigma_{т,г}$ ,  $\sigma_{ж,т}$  — поверхностная энергия (поверхностное натяжение) соответственно на границах раздела фаз жидкость — газ; твердое — газ; жидкость — твердое.

Так как на практике пользоваться этой формулой затруднительно из-за невозможности экспериментально определить значения  $\sigma_{т,г}$  и  $\sigma_{ж,т}$  (возможно определение  $W_A$  лишь косвенным путем), гидратированность поверхности минералов оценивается чаще всего по краевому углу смачивания. Краевой угол смачивания  $\theta$  — это угол, образованный касательными к поверхности минерала и поверхности пузырька на границе трех фаз (жидкость — газ — твердое).

Теоретически краевой угол смачивания (рис. 56) может изменяться в широких пределах от  $0^\circ$  (абсолютная смачиваемость, полная гидрофильность, капля полностью растекается

\* Адгезия — взаимное притяжение молекул двух разнородных фаз на границе их раздела.

по поверхности минерала) до  $180^\circ$  (абсолютное несмачивание, предельная гидрофобность, капля воды совершенно не растекается по поверхности минерала). Если полная смачиваемость иногда имеет место, то полная несмачиваемость никогда не наблюдается.

Краевые углы можно измерить двумя способами: при нанесении на минеральную поверхность капли воды в окружении воздуха и при подведении пузырька газа под минерал в окружении воды. Равновесное значение краевого угла смачивания  $\theta$  определяется по уравнению

$$\sigma_{ж.г} \cos \theta = \sigma_{т.г} - \sigma_{ж.т},$$

откуда

$$\cos \theta = (\sigma_{т.г} - \sigma_{ж.т}) / \sigma_{ж.г}.$$

Подставляя значение  $\theta_{т.г} - \sigma_{ж.т}$  в уравнение работы адгезии, получаем

$$W_A = \sigma_{ж.г} (1 + \cos \theta).$$

Чем больше значение краевого угла смачивания, тем хуже минерал смачивается водой, и тем легче пузырек воздуха вытесняет воду с поверхности минерала и закрепляется на минерале. Флотация наблюдается уже при краевых углах смачивания менее  $90^\circ$  (многие минералы флотируются при угле смачивания  $\theta = 10 \div 15^\circ$ ). Краевой угол смачивания может служить мерой флотируемости минералов.

Краевой угол смачивания обычно не достигает своего равновесного значения вследствие гистерезиса смачивания, т. е. явления задержки перемещения периметра смачивания по твердой поверхности. Установлено, что гистерезис смачивания возрастает при увеличении неоднородности и шероховатости поверхности и ее гидрофобности.

Основным (элементарным) актом пенной флотации является закрепление отдельной минеральной частицы на поверхности воздушного пузырька и образование комплекса минерал — воздушный пузырек. Минерализация воздушных пузырьков происходит или при столкновении их с частицами или в результате образования на минеральных поверхностях мельчайших пузырьков газа, выделяющегося из раствора. Частицы минерала, покрытые мельчайшими пузырьками, легче закрепляются на крупных пузырьках. Работа вытеснения воды воздухом с поверхности минерала может совершаться только за счет уменьшения потенциальной энергии системы. Следовательно, при вытеснении воды воздухом сумма всей поверхностной энергии системы должна стать меньше первоначальной.

При сближении частицы с пузырьком воздуха необходимо преодолеть сопротивление прослойки воды между ними (гидратные слои). Прилипание частицы к воздушному пузырьку (по Н. Н. Фрумкину) происходит следующим образом.

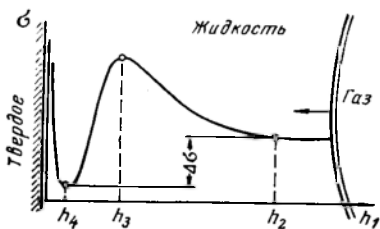
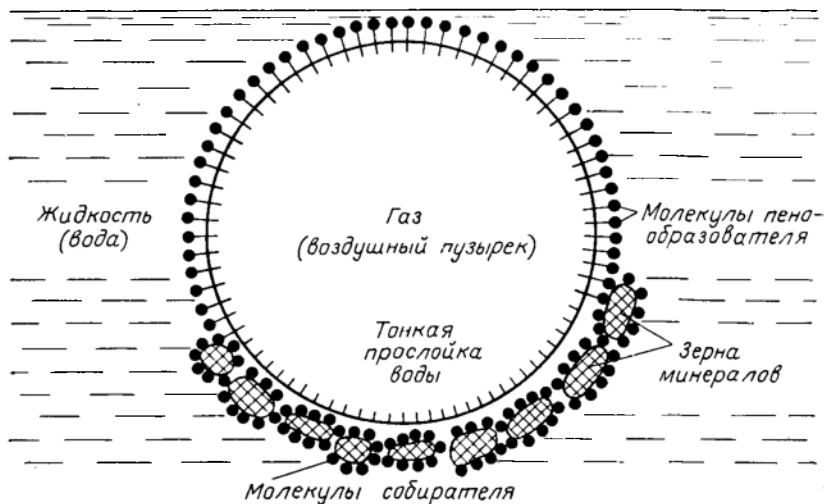


Рис. 57. Изменение свободной поверхностной энергии при прилипании частицы к воздушному пузырьку

Рис. 58. Схема закрепления флотируемых частиц на поверхности воздушного пузырька



При сближении пузырька и частицы до расстояния от  $h_1$  до  $h_2$  свободная поверхностная энергия остается неизменной (рис. 57). При утончении прослойки воды от  $h_2$  до  $h_3$  свободная энергия возрастает и для преодоления этого барьера приходится затрачивать дополнительную энергию. При достижении некоторого критического расстояния  $h_3$  прослойка воды становится тонкой и неустойчивой, свободная поверхностная энергия резко снижается, и частица на участке  $h_3-h_4$  с очень большой скоростью, скачкообразно, сближается с пузырьком и прилипает к нему. По данным М. А. Эйгельса, продолжительность прилипания лежит в пределах 0,0001—0,015 с. На твердой поверхности обычно остается тончайшая пленка воды толщиной  $h_4$ , которая меньше при большей степени гидрофобности поверхности частицы и больше — при меньшей ее гидрофобности. Удаление этой остаточной водяной пленки затруднительно, так как это связано с возрастанием свободной поверхностной энергии.

В практике флотации, в результате слипания в пульпе пузырьков и минеральных частиц, образуются разнообразные агрегаты (один пузырек и прилипшая к нему единичная частица, единичная крупная частица с группой прилипших к ней

пузырьков, пузырек с несколькими прилипшими к нему частицами и т. д.). На рис. 58 показана схема закрепления флотлируемых частиц на поверхности воздушного пузырька.

В пульпе флотационных машин минерализованные пузырьки испытывают действие различных сил (силы тяжести, механических сил струй пульпы, взаимных столкновений и др.), стремящихся оторвать частицы от пузырьков. Чтобы этого не случилось, силы прилипания должны быть больше сил отрыва. Равновесное условие действия силы прилипания (левая часть уравнения) и силы отрыва (правая часть уравнения) имеет вид

$$\pi d \sigma_{ж.г} \sin \theta = V \Delta g + 0,25 \pi d^2 [(2 \sigma_{ж.г} / R) - h g \Delta],$$

где  $d$  — диаметр окружности, по которой воздушный пузырек прикрепляется к твердой поверхности, м;  $\sigma_{ж.г}$  — поверхностная энергия на разделе фаз жидкость — газ, Н/м;  $\theta$  — краевой угол смачивания, градус;  $V$  — объем пузырька, м<sup>3</sup>;  $\Delta$  — плотность жидкости, кг/м;  $g$  — ускорение свободного падения, м/с<sup>2</sup>;  $R$  — радиус пузырька, м;  $h$  — его высота, м;

Из уравнения следует, что прочность прилипания тем выше, чем больше краевой угол смачивания и чем меньше гидратирована поверхность минеральных частиц.

### § 33. ФЛОТАЦИОННЫЕ РЕАГЕНТЫ

Химические вещества, вводимые во флотационную пульпу для управления флотационным процессом, обеспечения высокой избирательности флотации различных минералов (т. е. эффективности отделения полезных минералов от пустой породы или их отделения друг от друга), повышения прочности воздушных пузырьков и стабилизации процесса флотации, называются флотационными реагентами. Без применения флотационных реагентов флотация в промышленных условиях практически не производится.

В зависимости от назначения флотационные реагенты делятся на следующие группы: собиратели (или коллекторы), пенообразователи, активаторы, депрессоры (подавители) и регуляторы среды. Эта классификация реагентов в какой-то мере условна, так как некоторые реагенты-собиратели обладают пенообразующими свойствами (и наоборот); реагенты, в одних условиях являющиеся подавителями, в других могут обладать активирующими свойствами.

В большинстве случаев закрепление реагентов на поверхности твердого и газообразного вещества происходит за счет адсорбции (физической или химической). Адсорбция является самопроизвольным процессом, сопровождающимся уменьшением свободной энергии системы. Физическая адсорбция между кристаллической решеткой адсорбента и адсорбируемым веществом осуществляется силами межмолекулярного притяжения

(силы Ван-дер-Ваальса). При хемосорбции закрепление адсорбируемого реагента осуществляется путем образования поверхностных химических соединений мономолекулярного характера. Эти соединения существуют лишь в комплексе с твердой фазой. Хемосорбция дает более прочную связь адсорбированного вещества с адсорбентом, чем физическая адсорбция.

Адсорбцию ( $\Gamma$ ) реагента на поверхности раздела жидкой и газообразной фаз можно определить из уравнения Гиббса

$$\Gamma = -\frac{C}{RT} \left( \frac{d\sigma}{dC} \right),$$

где  $C$  — концентрация растворенного вещества;  $R$  — газовая постоянная;  $T$  — абсолютная температура;  $d\sigma/dC$  — частная производная поверхностной энергии по концентрации, называемая поверхностной активностью.

При отрицательном значении производной  $d\sigma/dC$  адсорбция положительная, концентрация растворенного вещества на разделе фаз больше, чем в объеме раствора. В этом случае растворенное вещество понижает поверхностное натяжение и называется поверхностно-активным. При положительном значении наблюдается обратный процесс, поверхностное натяжение повышается.

Скорость адсорбции зависит от концентрации реагента в растворе, его химической природы и структуры, температуры, а также от диффузии молекул. В зависимости от характера реагентов одни, адсорбируясь на поверхности флотируемых минералов, повышают силу прилипания их к воздушным пузырькам, другие, адсорбируясь на нефлотируемых минералах, наоборот, усиливают их способность к гидратации (притяжению молекул воды).

*Реагенты-собиратели* — органические вещества, избирательно концентрирующиеся на поверхности извлекаемых минеральных частиц, гидрофобизирующие их поверхность и способствующие прилипанию их к воздушным пузырькам. Большинство реагентов-собирателей — это гетерополярные и аполя-

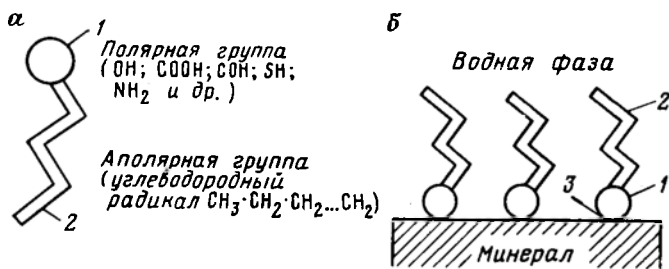


Рис. 59. Схема строения гетерополярной молекулы реагента-собира-  
теля и характер ее закрепления на поверхности минерала:

а — строение молекулы; б — схема закрепления на поверхности минерала

ные вещества. Молекулы гетерополярных собирателей имеют сложную асимметричную структуру, состоящую из двух частей: полярной 1 и аполярной 2 (рис. 59 а). Действие гетерополярных реагентов-собирателей сводится к тому, что их молекулы своей полярной частью закрепляются на поверхности минерала в точке 3, а их аполярная (гидрофобная) часть обращена в водную фазу (рис. 59, б). Такая структура слоя реагента-собирателя обуславливает несмачиваемость (гидрофобность) поверхности минерала. Большинство гетерополярных реагентов растворимы в воде. Аполярные собиратели плохо растворимы в воде.

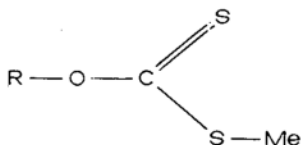
Классификация реагентов-собирателей приведена на рис. 60.

В основу классификации положена способность реагентов к диссоциации в воде и химическая природа полярной части молекул. По способности диссоциировать в воде реагенты-собиратели делятся на две большие группы: ионогенные (диссоциирующие на ионы) и неионогенные (не диссоциирующие на ионы). Первые взаимодействуют с минералами преимущественно на основе хемосорбции, вторые — на основе физической адсорбции и адгезии. В свою очередь, ионогенные собиратели делятся на анионные, при диссоциации которых гидрофобизирующий углеводородный радикал входит в состав аниона, и катионные, у которых углеводородный радикал входит в состав катиона.

Наиболее широкое применение получили ионногенные анионные собиратели, являющиеся органическими производными угольной, фосфорной, серной и соответствующих им тиокислот, а также алкилгидраксамовые кислоты и их соли. В зависимости от состава солидофильной группы анионные реагенты-собиратели подразделяются на сульфгидрильные (на основе двухвалентной серы) и оксигидрильные (на основе органических кислот и сульфокислот).

Из собирателей сульфгидрильного типа наиболее широко применяются в промышленности ксантогенаты и дитиофосфаты (аэрофлоты).

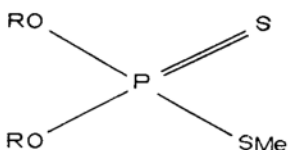
Ксантогенаты, являющиеся солями сильных ксантогеновых кислот, имеют общую формулу



Металлом (Me) обычно является натрий или калий, углеводородным радикалом (R) — какой-либо радикал гомологического углеводородного ряда (CH<sub>3</sub> — метил, C<sub>2</sub>H<sub>5</sub> — этил и т. д.). Название ксантогенатов включают наименование входящих в

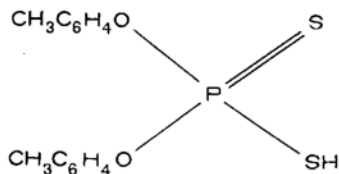
их состав радикала и металла. Ксантогенаты представляют собой твердые вещества кристаллического строения, растворимые в воде. Наибольшее применение в промышленности получили этиловый ксантогенат калия ( $C_2H_5OCSSK$ ), пропиловый ксантогенат калия ( $C_3H_7OCSSK$ ), бутиловый ксантогенат калия ( $C_4H_9OCSSK$ ) и др. Применяются они при флотации сульфидных минералов и самородных металлов.

Дитиофосфаты, являющиеся солями дитиофосфатных кислот, имеют общую формулу

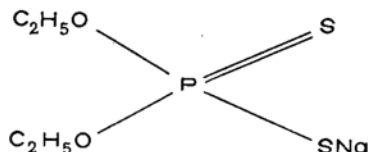


По структуре и механизму действия они аналогичны ксантогенатам. Дитиофосфаты бывают жидкими (на основе ароматических спиртов) и твердыми (на основе алифатических спиртов). Они хорошо растворимы в воде.

Из жидких дитиофосфатов наибольшее распространение получил крезильевый аэрофлот со структурной формулой



обладающий не только собирательным, но и некоторым пенообразующим действием. Из твердых — содовый дитиофосфат, со структурной формулой



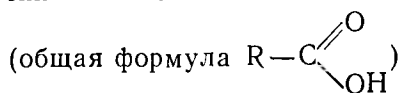
обладающий только собирательным действием.

Дитиофосфаты успешно применяют при флотации сульфидных, свинцово-цинковых и медных руд.

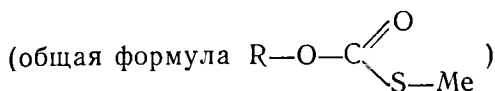
Оксигидрильные собиратели нашли применение при флотации несulfидных минералов, способны флотировать активированный кварц, силикаты и окислы. Они разделяются на две группы: карбоксильные и сульфоксильные.



Карбоксильные собиратели являются органическими кислотами

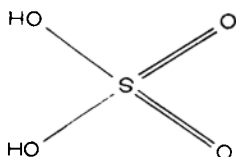


и мылами



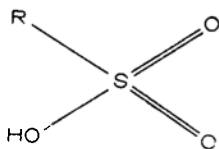
Характерным собирателем этого типа являются олеиновая кислота ( $C_{17}H_{33}COOH$ ) и олеат натрия ( $C_{17}H_{33}COONa$ ). Используются также нафтеновые кислоты, мылонафты, таловое масло, синтетические жирные кислоты. Собиратели этого типа обладают сильными пенообразующими свойствами.

Сульфоксильные собиратели являются органическими производными серной кислоты



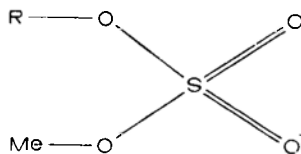
В случае замещения в молекуле серной кислоты одной из групп OH на углеводородный радикал R получаются соединения называемые сульфокислотами. Если в молекуле серной кислоты

с общей формулой



заменить один атом водорода органическим радикалом R, а второй атом металла Me (чаще всего Na), получаются соединения

с общей формулой



называемые алкилсульфатами.

Катионные собиратели являются реагентами, у которых гидрофобизирующим ионом является катион. Наибольшее распространение получили амины и их соли. Различают первичные алифатические амины ( $\text{RNH}_2$ ), вторичные ( $\text{R}_2\text{NH}$ ) и третичные ( $\text{R}_3\text{N}$ ). Из первичных аминов известны лауриламмин ( $\text{C}_{12}\text{H}_{25}\text{NH}_2$ ) и его солянокислая соль ( $\text{C}_{12}\text{H}_{25}\text{NH}_3\text{Cl}$ ) — лауриламмингидрохлорид.

Катионные собиратели нашли применение при флотации кварца, окисленных цинковых минералов, силикатов, растворимых солей (калийных) и др. Наиболее широко применяют два катионных собирателя ИМ-11 (смесь алифатических первичных амингидрохлоридов) и АНП (амины из нитропарафинов).

Аполярные собиратели являются неионогенными соединениями. В большинстве своем они представляют органические жидкости (масла), являющиеся продуктами нефтепереработки. Аполярные реагенты в воде не растворяются и распределяются в объеме пульпы в виде мелких капель с помощью эмульгаторов или при перемешивании. Применяют аполярные реагенты при флотации углей, графита, серы, молибденита и некоторых других минералов. В практике флотации углей наиболее широкое применение нашли осветительный, тракторный, отсульфированный керосины, ААР-1, ААР-2 (аполярные ароматизированные реагенты).

*Реагенты-пенообразователи* — поверхностно-активные вещества, самопроизвольно концентрирующиеся на поверхности раздела вода — воздух и понижающие на этой границе поверхностное натяжение.

Строение молекул пенообразователей аналогично строению молекул собирателей, т. е. они состоят из аполярной и полярной частей. Молекулы пенообразователя адсорбируются на границе раздела вода — воздух таким образом, что полярная часть молекулы пенообразователя, вступая во взаимодействие с диполями воды, обращена в водную фазу, а аполярная — в воздушную (см. рис. 58). Они увеличивают дисперсность и стабильность воздушных пузырьков, повышают устойчивость минерализованной пены. Пенообразующим действием обладают органические вещества и неорганические электролиты. При флотации применяют в основном органические соединения, как наиболее эффективные.

В настоящее время в практике флотации в качестве пенообразователей используют побочные продукты химической и нефтехимической промышленности. Ниже приводится перечень реагентов-пенообразователей, применяемых отечественной промышленностью.

Реагенты Э-1 и Э-1А представляют смесь монобутиловых эфиров низших полиэтиленгликолей с общей формулой  $\text{C}_4\text{H}_9\text{—O—(C}_2\text{H}_4\text{O)}_n\text{—H}$ , где  $n=2; 3; 4\dots$  Применяются при коллективной флотации полиметаллических руд как эффектив-

ные пенообразователи, не обладающие собирательным действием.

Пенообразователь ИМ-68 представляет смесь алифатических высокомолекулярных спиртов, содержащих 6—8 атомов углерода в радикале. В состав ИМ-68 входят гексилловый спирт ( $C_6H_{13}OH$ ), гептиловый спирт ( $C_7H_{15}OH$ ) и октиловый спирт ( $C_8H_{17}OH$ ). Применяется при флотации железных руд и углей, не обладает собирательным действием.

Кубовые остатки производства бутиловых спиртов представляют смесь октиловых спиртов и спиртов, содержащих более восьми атомов углерода в радикале, ацеталей, альдегидов и небольшого количества бутилового спирта. Применяется при флотации углей.

Пенореагент представляет смесь предельных и непредельных спиртов с 4—8 атомами углерода в радикале. Применяется при флотации углей.

Пенообразователь Т-80 и его разновидность Т-66 являются смесью многих веществ, 60—80% которых составляют диоксановые и пирановые спирты. Применяются при флотации руд и углей.

Пенообразователь ОП СБ представляет смесь монобутиловых эфиров полипропиленгликолей с общей формулой  $R-O-(C_3H_6O)_n-H$ , где  $n=2, 3, 4...$  Применяется при флотации медно-молибденовых и некоторых других руд.

Пенообразователи ОП-7 и ОП-10 представляют смесь полиэтиленгликолевых эфиров моно- и диоктилфенолов с общей формулой  $R-O(CH_2CH_2O)_nH$ , где  $R$  — алкильный радикал с  $C_8-C_{10}$ , а  $n=7$  и  $10$ . Применяется при флотации несulfидных руд.

Сосновое масло представляет смесь ароматических спиртов терпенового ряда с ароматическими углеводородами. В настоящее время из-за дефицитности и высокой стоимости используется редко. Основной компонент реагента — терпинеол — применяется при обогащении различных руд и углей.

*Реагенты-регуляторы.* Первой стадией флотационного процесса является подготовка поверхности минеральных частиц к избирательному взаимодействию с реагентами-собирателями. Большая роль в этом принадлежит флотационным реагентам-регуляторам, значение которых в практике флотации исключительно велико и многообразно. Без их применения невозможно было бы осуществлять селективную флотацию полиметаллических руд, обеспечить получение из них кондиционных концентратов.

Регуляторы делятся на активаторы, подавители (депрессоры) и регуляторы концентрации водородных ионов в пульпе (рН среды). В качестве реагентов-регуляторов используют неорганические и органические соединения.

*Реагенты-активаторы.* Основное их назначение — улучшение закрепления реагентов-собирателей на поверхности извлекае-

мого минерала с целью интенсификации его флотации. Активаторы или образуют на минеральной поверхности пленки, на которых активно закрепляется собиратель, или удаляют (чаще всего путем растворения) с минеральной поверхности гидрофильные пленки, благодаря чему очищенная поверхность становится способной к взаимодействию с собирателем. Первое наблюдается тогда, когда, например, на поверхности окисленного минерала, неспособного самостоятельно взаимодействовать с реагентом (собирателем), после активации образуется пленка сульфида металла, на которой закрепляется собиратель; второе — когда, например, с поверхности пирита активатор убирает пленку гидроокислов железа и на свежее обнаженной поверхности закрепляется ксантогенат.

В качестве реагентов-активаторов применяют в основном неорганические соединения: кислоты, щелочи, соли щелочно-земельных и тяжелых металлов и т. д. В практике флотации в качестве активаторов наиболее часто применяют:

сернистый натрий ( $\text{Na}_2\text{S}$ ) — для сульфидизации поверхности окисленных минералов цветных металлов с кислородсодержащими анионами (например, азурит, малахит, куприт, церуссит), после чего она может взаимодействовать с собирателем;

медный купорос ( $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ ) и другие растворимые соли тяжелых (свинец, железо и др.) металлов — для образования на минеральной поверхности активирующих соединений, взаимодействующих с собирателями при флотации кварца, селективной флотации несulfидных минералов, сфалерита при флотации свинцово-цинковых руд;

серную кислоту ( $\text{H}_2\text{SO}_4$ ) — для растворения поверхностных гидрофильных окисленных соединений и обнажения сульфидной поверхности, взаимодействующей с собирателем при флотации сильно окисленных пиритных руд.

*Реагенты-подавители (депрессоры).* К ним относятся реагенты, понижающие флотируемость тех минералов, извлечение которых в пенный продукт в данный момент нежелательно. Большинство реагентов-подавителей являются неорганическими соединениями-электролитами и применяются для повышения избирательности (селективности) флотации при разделении минералов, близких по своим флотационным свойствам. Основной механизм их действия сводится к следующему:

растворение ранее образованных на минерале поверхностных соединений собирателя и препятствие закреплению на нем собирателя (подавление с помощью цианистых солей флотации сульфидов меди, халькопирита, ковеллина, активированного медным купоросом сфалерита и др.);

вытеснение ионов собирателя ионами подавителя, образующими с ионами минерала труднорастворимое гидрофильное соединение (подавление содой или щелочами флотации галенита);

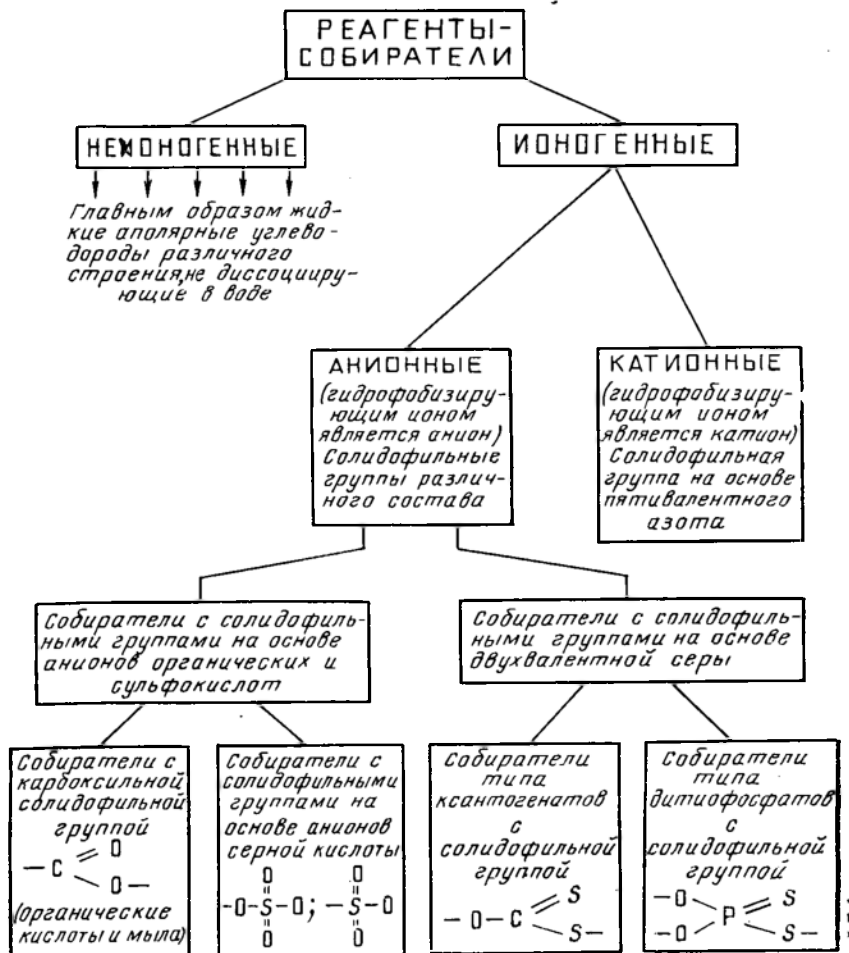


Рис. 60. Классификация реагентов-собирателей

увеличение степени гидрофильности минеральной поверхности вследствие закрепления подавителя на свободных от собирателя участках, без его вытеснения, с образованием на них гидрофильных соединений, повышающих среднюю гидрофильность (подавление хроматами и фосфатами флотации галенита);

закрепление на поверхности депрессируемого минерала неорганических или органических гидрофильных тонкодисперсных коллоидных частиц, перекрывающих гидрофобизирующее

действие собирателя (подавление жидким стеклом флотации силикатных шламов при сульфидной флотации и др.).

В качестве подавителей применяют щелочные реагенты (известь, едкий натр) для подавления сульфидов железа при флотации сульфидов меди, активированного медным купоросом сфалерита; сернистый натрий ( $\text{Na}_2\text{S}$ ), для подавления сульфидов цветных металлов, например, при разделении медно-молибденовых концентратов и др.; цианиды ( $\text{NaCN}$ ,  $\text{KCN}$ ,  $\text{Ca}(\text{CN})_2$ ) и соли цинка (цинковый купорос  $\text{ZnSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$  и др.) для подавления сульфидов железа, активированного сфалерита и др. при селективной флотации минералов меди, свинцово-цинковых полиметаллических руд и др.; хроматы ( $\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ ) и бихроматы ( $\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ ,  $\text{Na}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ ) для подавления галенита при разделении свинцово-медных концентратов; жидкое стекло ( $\text{Na}_6\text{SiO}_3$ ) водные растворы которого подавляют кварц, силикаты, окислы при флотации апатитовых, флюоритовых, шеелитовых руд; фосфаты (триполифосфат натрия  $\text{Na}_5\text{P}_3\text{O}_{10}$ , тринатрийфосфат  $\text{Na}_3\text{PO}_4$  и др.) для подавления флотации многих минералов, содержащих на своей поверхности катионы щелочно-земельных минералов; высокомолекулярные органические вещества (растворимый крахмал, декстрин, карбоксиметилцеллюлоза и др.) применяются для подавления тех же минералов, что и жидкое стекло.

*Реагенты-регуляторы среды.* Эти реагенты, изменяющие концентрацию гидроксильных и водородных ионов (рН среды) флотационной пульпы (регулирующие ее кислотность и щелочность), применяют для создания оптимальных условий действия других реагентов при флотации. При этом регулируется значение окислительно-восстановительного потенциала пульпы и процессов диспергации и коагуляции шламов, удаление из пульпы так называемых «нежелательных» ионов, уменьшающих концентрацию собирателя в жидкой фазе. Для каждого минерала существует свое оптимальное значение рН среды.

В качестве реагентов-регуляторов среды применяют известь —  $\text{Ca}(\text{OH})_2$ , кальцинированную соду, серную кислоту.

Кроме перечисленных реагентов, существуют вспомогательные реагенты, предназначенные для стабилизации флотационных пен, стабилизации эмульсий реагентов, диспергации флотируемых частиц и др.

*Расход реагентов.* При флотации полиметаллических и других руд сложного строения обычно применяют все группы реагентов (собиратели, пенообразователи, активаторы, депрессоры, регуляторы среды), общее число которых может достигать 8—10. При флотации руд более простого строения общее число используемых реагентов значительно меньше. При флотации углей реагенты-активаторы, депрессоры, регуляторы среды практически не применяют.

Расход реагентов в процессе флотации зависит от свойств полезного ископаемого и колеблется в значительных пределах.

Расход (г) некоторых реагентов на 1 т руды приведен ниже:

Реагенты-собиратели:		Реагенты-активаторы:	
ксантогенаты и дитиофосфаты . . . . .	20—60	соли тяжелых металлов . . . . .	50—400
карбоксильные соби- ратели . . . . .	20—80	сернистый натрий . . . . .	200—1000
катионные собира- тели . . . . .	50—250	Реагенты-подавители:	
аполярные собира- тели (керосин) . . . . .	800—2500 (200—2500)	щелочные . . . . .	150—1000
Реагенты-пенообра- зователи:		цинковый купорос . . . . .	500—2000
при обогащении руд . . . . .	30—70	хроматы и бихро- маты . . . . .	200—1000
при обогащении уг- лей . . . . .	40—250	фосфаты . . . . .	250—2000
		цианиды . . . . .	25—150
		жидкое стекло . . . . .	100—500
		Реагенты-регулято- ры среды:	
		известь . . . . .	1500—2000
		кислота . . . . .	400—1000

Примечание. Расход аполярных собирателей в скобках приведен при флотации графита, без скобок — при флотации углей.

## § 34. ФЛОТАЦИОННЫЕ МАШИНЫ

Флотационные машины — аппараты для флотационного обогащения полезных ископаемых, в камерах которых исходный материал разделяется в аэрированной пульпе на пенный и камерный продукты. Эти машины должны обеспечивать:

непрерывную равномерную подачу исходной пульпы и разгрузку пенного и камерного продуктов;

достаточно интенсивное перемешивание пульпы для поддержания минеральных частиц во взвешенном состоянии и их контактирования с воздушными пузырьками;

оптимальную аэрированность пульпы и диспергирование воздуха на мелкие пузырьки с равномерным их распределением по всему объему камеры;

создание спокойной зоны пенообразования на поверхности пульпы.

Флотационные машины должны быть высокопроизводительными, по возможности, быть простыми в устройстве, иметь малоизнашивающиеся части и детали, занимать небольшую площадь, иметь небольшой расход энергии.

Классификацию флотационных машин чаще всего производят в зависимости от способа аэрации пульпы. По этому признаку машины разделяются на механические, в которых перемешивание пульпы, засасывание и диспергирование воздуха осуществляется импеллером (мешалкой) различной конструкции; пневматические, в которых перемешивание и аэрация пульпы осуществляется подачей через патрубки или пористые перегородки сжатого воздуха; пневмомеханические, в которых воздух подается от воздуходувки, а перемешивание пульпы и диспергирование воздуха осуществляется импеллером; пневмогидравлические с самоаэра-

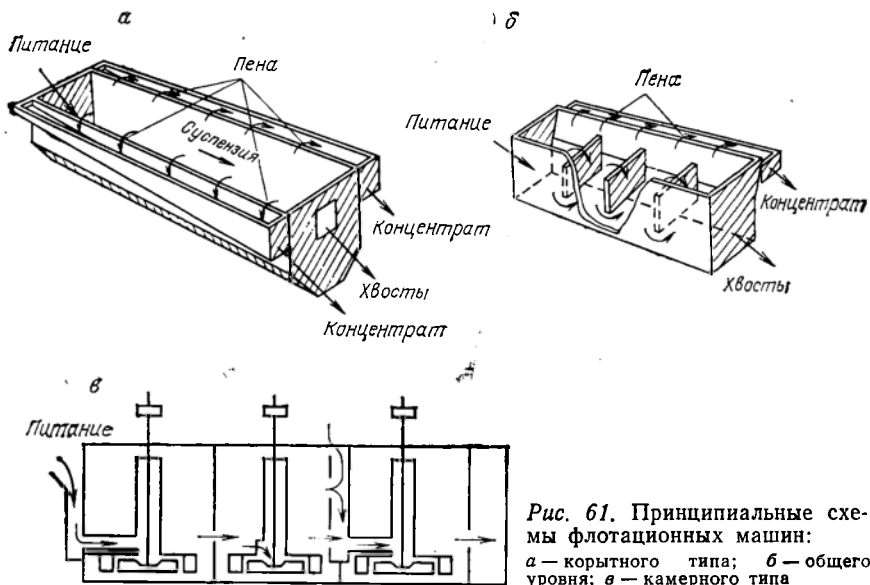


Рис. 61. Принципиальные схемы флотационных машин:  
 а — корытного типа; б — общего уровня; в — камерного типа

цией или использованием для диспергирования принудительно подаваемого воздуха, различных гидравлических устройств; электрофлотационные, в которых аэрация пульпы производится пузырьками, выделяющимися при электролизе; машины с изменяемым давлением, аэрация в которых обеспечивается выделением растворенных газов из пульпы; комбинированные, в которых пульпа аэрируется несколькими способами. Наибольшее распространение получили механические, пневмомеханические и пневматические флотационные машины.

По форме камеры разделяют флотационные машины корытного типа, имеющие одну вытянутую в длину камеру (рис. 61, а); общего уровня, имеющие вытянутую в длину камеру, разделенную на отсеки несколькими перегородками, не достигающими до днища (рис. 61, б), и камерного типа, состоящие из нескольких соединенных между собой камер (рис. 61, в).

Съем минерализованной пены с поверхности пульпы флотационной машины может осуществляться самотеком, с помощью гребковых устройств (вертушечных, цепных) и адгезионного барабана. В зависимости от характера движения пульпы машины камерного типа делятся на собственно камерные, прямочные и противочные.

Механические флотационные машины представляют собой аппараты, у которых аэрация и перемешивание пульпы в камере осуществляет аэратор с вращающимся импеллером, всасывая необходимый для флотации воздух непосредственно из атмосферы. Основная масса воздушных пузырьков, образу-



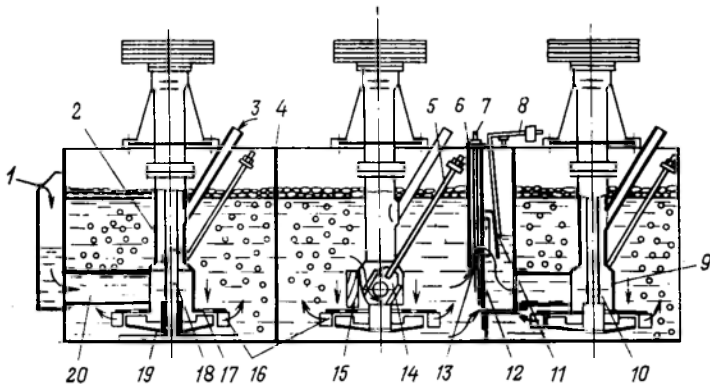


Рис. 62. Механическая флотационная машина ФМ

щихся при этом, имеет диаметр 0,6—1 мм. Наибольшее распространение для флотации руд получили механические флотационные машины ФМ с объемом камеры от 0,14 до 6,25 м<sup>3</sup>.

Флотационная машина ФМ (рис. 62) состоит из ряда сдвоенных камер квадратного сечения, первая из которых всасывающая, а вторая—прямоточная. В каждой камере установлен блок азратора, состоящий из вертикального вала 10, на котором жестко закреплен импеллер, представляющий собой вогнутый диск 19 с шестью радиальными лопатками. Вал вращается внутри вертикальной трубы 2, верхний конец которой герметически соединяется с корпусом подшипника, а нижняя часть расширяется в виде надымпеллерного стакана 9, к которому крепится надымпеллерный диск 17 с направляющими пластинами (лопатками) 16, расположенными под углом 60° к радиусу. В боковых стенках надымпеллерного стакана имеются три отверстия, одно из которых предназначено для присоединения патрубка 20 (в прямоточной камере это отверстие закрыто пробкой 15), а два других, расположенных друг против друга,—для подвода (при необходимости) промпродуктов. Если промпродукты не подводятся, одно отверстие закрывается пробкой, а другое 18 перекрывается шибером 14. Степень открытия этого отверстия изменяется тягой 5. Исходная пульпа поступает в камеру через приемный карман 1, откуда по трубе 20 направляется в азратор, расположенный в центре камеры. Для внутрикамерной рециркуляции пульпы в надымпеллерном диске имеется несколько круглых отверстий. При вращении импеллера пульпа лопатками отбрасывается от центра к периферии, в результате чего в центральной зоне импеллера создается небольшое разрежение. За счет создаваемого разрежения воздух из атмосферы по трубе 3 и центральной трубе 2 засасывается в машину, диспергируется импеллером и смешивается с пульпой. Объем засасываемого воздуха можно регулировать.

Всасывающая и прямоточная камеры разделены между собой перегородкой 4, имеющей в нижней части нерегулируемое отверстие, через которое нефлотированная пульпа (камерный продукт) из левой камеры попадает в правую. Уровень пульпы в двоянных камерах одинаков и регулируется специальным устройством, расположенным в конце прямоточной камеры. Это устройство состоит из металлического короба 6, внутри стенки которого имеется отверстие 12, регулируемое заслонкой со стержнем 7. Выше располагается отверстие 13, прикрываемое заслонкой 11. Положение заслонки регулируется рычагом 8 с контргрузом на конце. Через отверстие 12 из прямоточной камеры удаляются пески, а основная часть пульпы уходит через отверстие 13. Уровень пульпы в камерах регулируется полуавтоматически положением контргруза на рычаге 8. Контргруз устанавливается в такое положение, чтобы открытие заслонки обеспечивало заданный уровень пульпы.

Всплывший пенный продукт из машины удаляется в желоб гребками через продольный борт машины. Спокойная зона в верхней части пульпы достигается установкой успокоителя, состоящего из радиальных Г-образных пластин, расположенных вокруг статора и крепящихся ко дну камеры. Надымпеллерный диск и импеллер гуммируются износостойкой резиной.

Флотационная машина ФМ монтируется из двухкамерных секций и может состоять из одних всасывающих камер или звеньев, включающих всасывающую и одну или несколько прямоточных камер. Общее число камер во флотационной машине обычно не превышает 22—24.

Другие типы механических флотационных машин отличаются различным устройством импеллера, пеносъемного устройства, формой и объемом камеры, наличием успокоительной решетки и т. д. В СССР и за рубежом разработаны и разрабатываются конструкции флотационных машин с большим объемом камер (до 36 м<sup>3</sup> и выше).

Имеются флотационные машины с кипящим слоем, в которых над аэратором по всему сечению камеры установлено решето для создания кипящего слоя из крупнозернистой фракции пульпы. В этих машинах флотируются частицы повышенной крупности при большой скорости флотации.

Флотационные машины механического типа нашли широкое применение при обогащении большинства полезных ископаемых (руд цветных и редких металлов, неметаллических полезных ископаемых, углей и др.).

*Пневматические флотационные машины.* В машинах этого типа аэрирование и перемешивание пульпы осуществляются подачей в нее сжатого воздуха от воздуходувок (давление до 25—35 кПа). Диспергирование воздуха производится через пористые перегородки (ткань, пористая керамика, пористый бетон и т. п.) или через трубки с мелкими отверстиями (металлические, резиновые и т. п.). Средний диаметр воздушных

пузырьков в пневматических флотационных машинах составляет 2—3 мм. Пневматические флотационные машины проще механических по конструкции, затрачивают меньше энергии, занимают меньшую площадь. Однако интенсивность перемешивания пульпы у них ниже, а размер воздушных пузырьков почти в три раза больше. Машины этого типа применяют в основном для флотации полезных ископаемых простого состава.

Из флотационных машин пневматического типа наибольшее распространение получили аэролифтные патрубочные машины, колонные флотационные машины и машины пенной сепарации.

Аэролифтные патрубочные машины (рис. 63) изготовляют с мелкой (глубина 0,9 м) и глубокой (до 2—3 м) камерами. По всей длине камера машины разделяется на аэрационное 1 и флотационное 2 отделения, ограниченные перегородками 4. Воздух в машину подается от воздуходувки по вертикальным патрубкам 5, снабженным на концах резиновыми наконечниками 6, предотвращающими попадание в патрубки пульпы после прекращения подачи сжатого воздуха в машину. Диспергирование воздуха происходит за счет воздействия вихревого движения пульпы, создаваемого перегородками 3.

Для взаимодействия воздуха с пульпой используется принцип аэролифта, когда один из сообщающихся сосудов 1 насыщается пузырьками воздуха, а другой 2 — малоаэрирован. Поэтому между двумя столбами жидкости создается значительная разность гидростатического давления, за счет чего пульпа движется в вертикальном направлении с большой скоростью.

Циркулирующая в вертикальной плоскости пульпа постепенно перемещается вдоль ванны машины и разгружается в конце ее через разгрузочное устройство. Пена стекает с двух сторон ванны машины в специальные желоба.

Аэролифтные флотационные машины применяют при обогащении монометаллических руд крупностью до 0,3 мм и углей.

Пневматическая флотационная машина колонного типа представляет собой вытянутую в вертикальном направлении камеру 4 квадратного или круглого сечения (рис. 64). Ширина камеры составляет 1—1,8 м, а высота от 7 до 12 м.

Исходная пульпа после контактирования с реагентами поступает в камеру флотационной машины по трубе 5, располо-

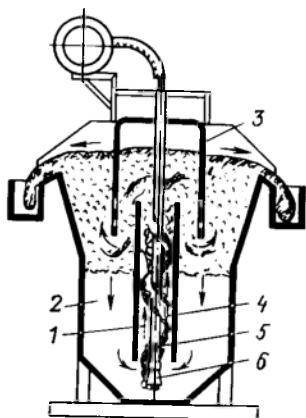


Рис. 63. Аэролифтная патрубочная машина с глубокой камерой

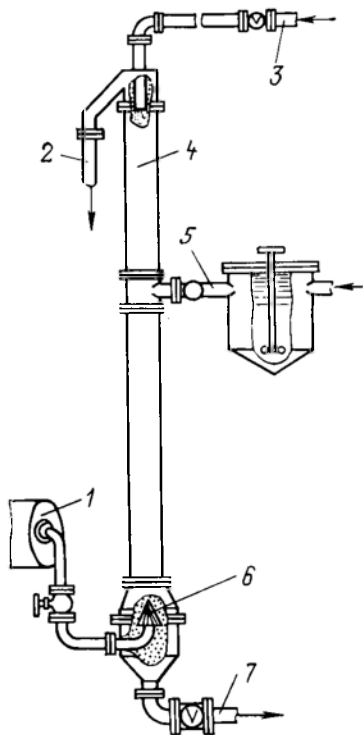


Рис. 64. Пневматическая флотационная машина колонного типа

женной несколько выше ее середины, и движется сверху вниз.

Воздух под давлением до 35 кПа из ресивера 1 поступает в машину снизу через пористый диффузор 6. В колонне флотационной машины осуществляется противоточное движение падающих частиц и всплывающих воздушных пузырьков, во время которого происходит их взаимное столкновение. Скорость нисходящего потока пульпы не должна превышать скорости всплывания воздушных пузырьков.

Пенный продукт сливается через борта колонны и удаляется через патрубок 2, а камерный продукт (хвосты) — через нижнее отверстие 7. Для повышения избирательности флотации производится орошение пены промывной водой 3.

Флотационные машины колонного типа имеют низкую энергоемкость, небольшие капитальные затраты, незначительную площадь для установки.

Флотационные машины пенной сепарации принципиально отличаются от всех других тем, что в них исходная пульпа подается на пенный слой сверху. Это позволяет увеличить в 5—8 раз крупность извлекаемых частиц и повысить скорость флотации по сравнению с обычными флотационными машинами. При подаче исходной пульпы сверху на пенный слой гидрофобные частицы закрепляются на воздушных пузырьках и остаются в пене, а гидрофильные (или менее гидрофобные) проходят между воздушными пузырьками и выпадают в подпенном пространстве, оседая на дно камеры.

Флотационная машина пенной сепарации конструкции Госгорхимпроекта (рис. 65) состоит из пирамидальной ванны 1 с загрузочным устройством для распределения исходной пульпы 4. Скошенные полки загрузочного устройства снижают до минимума скорость поступающей в машину пульпы.

Аэрация пульпы осуществляется подачей сжатого воздуха (давление до 120 кПа) через аэраторы 3, расположенные на глубине 150—200 мм ниже уровня пульпы. Аэраторы выполнены в виде двух рядов резиновых трубок с мельчайшими отверстиями (50—70 отверстий на 1 см<sup>2</sup>).

Пенный продукт 2 разгружается самотеком (или с помощью пеногона) через сливной порог 6, 7; хвосты разгружаются снизу через разгрузочное устройство 8. На пену сверху через брызгала 5 подается вода для вымывания из пены гидрофильных частиц.

Рис. 65. Флотационная машина пенной сепарации

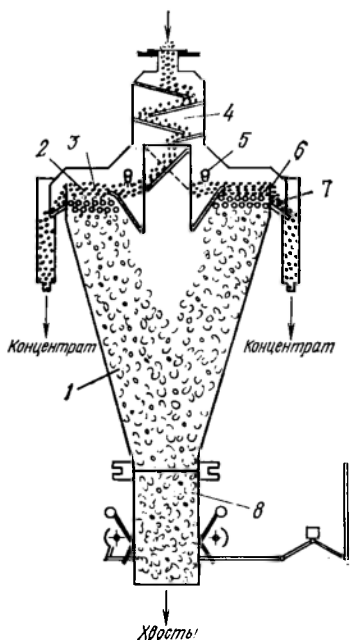
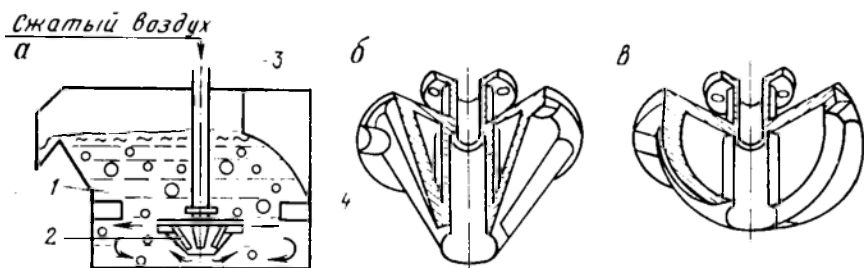


Рис. 66. Пневмомеханическая флотационная машина ФПМ-6,3 с коническим аэратором:

а — поперечный разрез; б — конический аэратор; в — полусферический аэратор



Машины пенной сепарации применяют при обогащении фосфоритовых, сильвинитовых, марганцевых, оловянных, золотосодержащих руд и других полезных ископаемых.

Пневмомеханические флотационные машины. В машинах этого типа аэрирование пульпы осуществляется подачей сжатого воздуха (давление 15—20 кПа) во вращающийся импеллер. Последний диспергирует поступающий воздух и энергично перемешивает его с пульпой.

Наибольшее распространение на обогатительных фабриках в последнее время получили флотационные машины ФПМ-6,3, выпускаемые с 1980 г. с коническими аэраторами.

Пневмомеханическая машина ФПМ-6,3 (рис. 66, а) состоит из камеры 1 с успокоительными пластинами 4. Конструкция камеры пневмомеханических флотационных машин аналогична устройству машин механического типа.

В центре камеры на полом валу закреплен конический импеллер 2, представляющий собой вращающийся усеченный конус, обращенный вверх основанием, закрытый диском. На внешней поверхности конуса (рис. 66, б) или полусферы (рис. 66, в) имеются выступы (рифли). Сжатый воздух через полый вал 3 подается внутрь конического (или полусферического) импеллера, перемещается вдоль его поверхности вверх, диспергируется и перемешивается с пульпой. Оптимальный угол конусности импеллера лежит в пределах 45°.

Пневмомеханические машины потребляют электроэнергию на 15—20% меньше по сравнению с механическими; расход воздуха в них постоянен, независимо от износа импеллера; конические импеллеры во время остановки не заливаются. Эти преимущества способствуют широкому их распространению на обогатительных фабриках, перерабатывающих различные полезные ископаемые. Проводятся работы по созданию машин с камерами большого объема (до 25 м<sup>3</sup> и более).

*Производительность флотационных машин* зависит от объема камер и времени флотации. Время флотации (для каждой ее операции) определяется экспериментальным путем в лабораторных или полупромышленных условиях и составляет от нескольких минут до десятков.

Необходимое число флотационных камер механических и пневмомеханических машин определяется по формуле

$$n = \frac{Vt}{1440V_k K} = \frac{Q(R + 1/\delta)t}{1440V_k K},$$

где  $n$  — необходимое число камер;  $V$  — объем флотируемой пульпы, м<sup>3</sup>/сут;  $t$  — продолжительность флотации, мин;  $V_k$  — объем флотационной камеры, м<sup>3</sup>;  $K$  — коэффициент использования камеры (отношение объема пульпы, находящейся в камере, к ее геометрическому объему,  $K=0,65 \div 0,8$ );  $Q$  — производительность по твердому, т/сут;  $R$  — отношение Ж : Т (весовое) в исходной пульпе;  $\delta$  — плотность твердой фазы пульпы, т/м<sup>3</sup>.

Необходимая длина  $L$  (м) пневматических флотационных машин корытного типа определяется по формуле

$$L = \frac{Vt}{1440SK} = \frac{Q(R + 1/\delta)t}{1440SK},$$

где  $S$  — площадь поперечного сечения ванны, занятой пульпой, м<sup>2</sup>; значения  $V$ ,  $t$ ,  $R$ ,  $\delta$  и  $K$  — прежние.

Максимальная длина одной камеры не более 10 м.

**Каскадно-адгезионная сепарация.** Процесс каскадно-адгезионной сепарации является разновидностью процесса флотации. В каскадно-адгезионном сепараторе, который относится к пневмогидравлическим флотомашинам (рис. 67), исходная пульпа 1, обработанная соответствующими реагентами, свободно, в виде потока, под действием силы тяжести падает с определенной высоты (3 м и более) по вертикальной шахте 2 в горизонтальную ванну 5. В месте падения пульпы в ванну располагается отбойная плоскость 3, находящаяся несколько ниже уровня пульпы, обозначенного пунктиром. Воздух, увлеченный падающим потоком пульпы, ударяясь вместе с пульпой об отбойную плоскость, диспергируется на мелкие пузырьки, крупность которых тем ниже, чем больше высота падения потока. Так как падающий поток пульпы подается на пену сверху, в этом месте создаются условия встречного движения воздушных пузырьков и частиц, что повышает вероятность их взаимного столкновения. Крупность воздушных пузырьков при высоте падения потока пульпы 3,5 м составляет 0,7—0,78 мм, а содержание воздуха в пульпе в зоне ее падения достигает 70%. От места падения аэрированная пульпа перемещается в прямоугольной ванне сепаратора 5 в горизонтальном направлении. При этом массе всплывающих воздушных пузырьков придается горизонтально-восходящее движение. Направляющая плоскость 4 способствует подведению всплывающих минерализованных пузырьков в верхнюю зону.

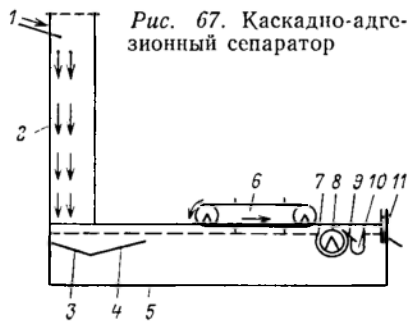


Рис. 67. Каскадно-адгезионный сепаратор

В этой зоне высотой 100—150 мм происходит всплывание минерализованных пузырьков и образование на поверхности пульпы слоя минерализованной пены, движущейся вместе с потоком к адгезионному устройству, предназначенному для съема пены, которое состоит из пустотелого металлического вращающегося барабана 8, расположенного перпендикулярно к потоку пульпы по всей ее ширине и на который попадает пена; ножевого устройства 9, для удаления пены с барабана в желоб 10 и металлического сектора 7, препятствующего попаданию пенного продукта с барабана обратно в пульпу. Пеногонное устройство 6 приближает и набрасывает пену на адгезионный барабан. Несфлотированный поток пульпы проходит под барабаном и удаляется через регулируемый сливной порог 11.

Каскадно-адгезионная сепарация может состоять из одного или нескольких каскадов, когда слив предыдущего сепаратора является питанием последующего.

Эта сепарация может успешно применяться для обогащения

ния руд, тонких угольных шламов, для очистки различных вод. Ее основное преимущество — незначительное потребление энергии.

### § 35. ВСПОМОГАТЕЛЬНОЕ ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОРУДОВАНИЕ

К вспомогательному оборудованию во флотационном цехе фабрики относятся контактные чаны, реагентные питатели, аппараты подготовки пульпы, пеногасители.

Операция подготовки пульпы перед флотацией называется кондиционированием. Задачи кондиционирования состоят в том, чтобы придать пульпе такие свойства, при которых процесс флотации происходит наиболее эффективно. Основные из них:

физико-химическая подготовка и введение в пульпу реагентов в наиболее флотационно-активной и экономичной форме (в виде раствора, эмульсии или аэрозоля);

обработка пульпы такими методами, при которых получается наиболее благоприятный физико-химический состав водной фазы и формируются необходимые свойства поверхности твердой фазы.

Каждому виду флотации соответствует свое кондиционирование. Основным видом оборудования для кондиционирования пульпы перед пенной флотацией являются контактные чаны (КЧ) и аппараты для подготовки пульпы (АПП).

Контактные чаны предназначены для осуществления контактирования поверхности минеральных частиц с флотационными реагентами во время длительного перемешивания пульпы.

Контактный чан (рис. 68) представляет собой цилиндрический бак 7, в центре которого расположен вал 2, с закрепленной мешалкой осевого типа 8 на нижнем конце. Вращение вала мешалки осуществляется от электродвигателя 3 с помощью клиноременной передачи. Вал помещен в трубу 6, имеющую отверстия 5, предназначенные для рециркуляции пульпы. Исходная пульпа поступает в контактный чан по трубе 1, а подготовленная удаляется переливом в сливную трубу 4. Время перемешивания пульпы в контактном чане составляет от 3 до 10 мин.

Расчет необходимого объема контактного чана производится по формуле для определения объема механических флотационных машин, с заменой в ней времени флотации на необходимое время контактирования пульпы. Контактные чаны выпускают объемом от 0,8 (КЧ-0,8) до 100 м<sup>3</sup> (КЧ-100).

При обогащении углей для кондиционирования пульпы перед флотацией часто используют аппараты для подготовки пульпы (АПП) «Каскад». АПП совмещает в себе операции смешивания (усреднения) пульпы, дозирования реагентов и их контактирование с пульпой, предварительное аэри-



рование пульпы и (при необходимости) равномерное ее распределение на отдельные потоки.

Питатели реагентов предназначены для равномерной и точно дозированной подачи реагентов в процессе флотации.

Вещества, используемые в качестве реагентов, вначале поступают на склад реагентов. Затем со склада реагенты подают в реагентное отделение фабрики, где имеются специальные емкости, обеспечивающие одно-, двух- и трех-сменный их запас. В цехах флотации должны соблюдаться специальные дополнительные правила техники безопасности, связанные с хранением и применением флотореагентов. Особой осторожности требует работа с горючими и токсичными реагентами.

В зависимости от свойств флотационных реагентов различают питатели для сухих сыпучих реагентов, жидких невязких и вязких реагентов. Для сухих сыпучих реагентов наибольшее распространение получили ленточные и тарельчатые питатели.

Для жидких невязких реагентов применяют скиповые и другие питатели, а для жидких вязких — шкивные.

Скиповый реагентный питатель (рис. 69, а) представляет собой стакан-скип 2, который попеременно опускается и поднимается по направляющим 1 с помощью рамки 3, шатуна 5 и кривошипа 4. Опускаясь вниз, стакан-скип полностью погружается в бачок 7, содержащий реагент, и заполняется им. При подъеме за счет изгиба направляющих в верхней их части стакан-скип наклоняется, и реагент частично или полностью выливается в приемную воронку 6 и направляется по трубе на флотацию. Расход реагентов регулируется изменением длины шатуна с помощью гаек и втулок. Скиповые питатели бывают одно-, двух- и четырехкамерные с независимой работой каждой камеры.

В настоящее время на обогатительных фабриках для дозирования жидких невязких реагентов применяют автоматические питатели (дозаторы) различной конструкции. В ковшовом автоматическом питателе АДР-6 (рис. 69, б) ковш 6 одним концом прикрепляется к тяге 5 кулачкового механизма 4. Центром качания является шарнир 2, установленный на сливном конце трубки 1 и соединенный с мембранным пневмоприводом 3. С изменением давления сжатого воздуха, посту-

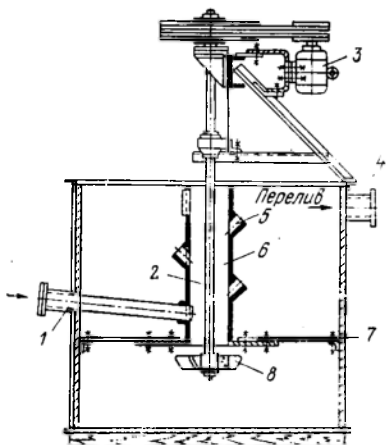


Рис. 68. Контактный чан

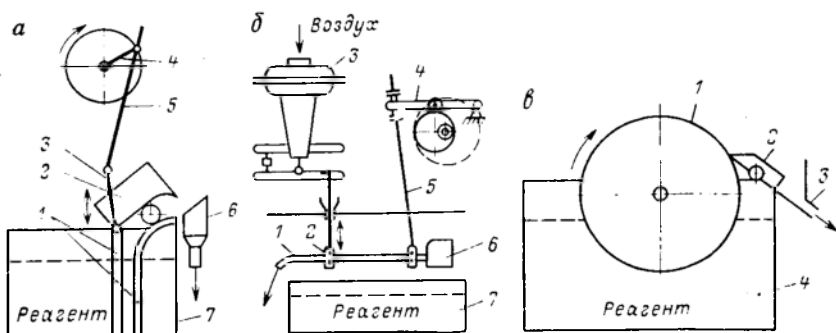


Рис. 69. Реагентные питатели:

а — скиповый; б — автоматический ковшовый АДР-6; в — шкивной

пающего от прибора управления на входе пневмопривода, автоматически перемещается в вертикальной плоскости конец трубки и устанавливается угол опрокидывания ковша, в результате чего изменяется производительность питателя. Управляется питатель дистанционно, а уровень заполнения бака 7 реагентом поддерживается поплавковым устройством.

Для дозирования жидких вязких реагентов применяют шкивные питатели (рис. 69, в). Они представляют собой шкив 1, погруженный на 2/3 в реагент, заполняющий бачок 4. Медленно вращаясь, шкив захватывает своей поверхностью вязкий жидкий реагент, который затем скребком 2 снимается в желоб 3. Расход реагентов регулируется или изменением ширины скребка, или числом скребков, прижатых к шкиву.

Для повышения эффективности действия малорастворимых аполярных реагентов и снижения их расхода при флотации применяется эмульгирование таких реагентов в эмульгаторах, из которых наибольшее распространение получили эмульгаторы ультразвукового и струйного типов.

Пеногасительные устройства предназначены для разрушения флотационной пены, необходимость которой связана с улучшением транспортирования и последующей обработки пенного продукта, улучшением его обезвоживания и др. Для этой цели применяют механические, физико-химические, вакуумные, звуковые и ультразвуковые, комбинированные и другие способы пеногашения.

## § 36. ТЕХНОЛОГИЯ ФЛОТАЦИИ И ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ

На процесс пенной флотации, определяющим его течение и технологические результаты, оказывают влияние минералогический состав полезного ископаемого, характер и размер вкрапленности полезных минералов, их содержание в исходном сырье, реагентный режим, плотность и температура пульпы,

конструкция флотационной машины, состав исходной воды и др. Значение указанных факторов должно поддерживаться в оптимальных пределах, так как нарушение хотя бы одного из них может привести к нарушению всего процесса.

Свойства полезного ископаемого в значительной мере определяют его флотлируемость. Необходимо знать минеральный и химический составы, учитывать особенности образования минералов, их изменения в процессе добычи, транспортирования, хранения и обогащения, сочетание различных минералов и их взаимное прорастание.

Крупность поступающего на флотацию полезного ископаемого должна соответствовать оптимальной granulометрической характеристике, обеспечивающей наиболее полное раскрытие зерен полезного минерала. Наличие в пульпе тонких шламов (менее 0,01—0,005 мм) ухудшает процесс флотации, а тонкие частицы породы загрязняют концентрат; слишком крупные частицы в обычных условиях флотироваться плохо и теряются с хвостами. Флотация осуществляется лучше всего при некоторой средней крупности частиц, обеспечивающей достаточно полное раскрытие минералов. Оптимальная крупность определяется опытным путем, исходя не только из технологических соображений, но и из учета содержания полезного минерала в руде и производительности фабрики.

Реагентный режим определяется ассортиментом применяемых реагентов, их расходом, порядком подачи в процесс и продолжительностью контакта реагентов с пульпой.

Реагентный режим устанавливается на основании лабораторных и полупромышленных исследований. Подача реагентов обычно происходит в следующей последовательности: вначале в пульпу добавляются реагенты-регуляторы рН среды, затем подавители или активаторы (в зависимости от характера флотлируемых минералов), затем собиратели и, в последнюю очередь, пенообразователи.

Реагенты-регуляторы, активаторы, подавители обычно вводят в пульпу в цикле измельчения (в мельницу или в слив классификатора), собиратели — в контактные чаны, аппараты для подготовки пульпы, насосы, направляющие пульпу на флотацию, или камеры флотационных машин; пенообразователи вводят, как правило, непосредственно в начальные камеры флотационных машин. Реагенты могут дозироваться сосредоточенно, т. е. полностью в одно место, или дробно, т. е. частями в различные точки процесса.

Дробная дозировка применяется в тех случаях, когда реагент быстро исчезает из пульпы в силу тех или иных химических взаимодействий.

Плотность и температура пульпы имеют разностороннее влияние на флотацию. С увеличением плотности пульпы, при постоянном объеме флотационных машин, производительность их несколько увеличивается, возрастает объем-

ная концентрация реагентов, в ряде случаев увеличивается извлечение. Однако чрезмерное повышение плотности пульпы приводит к ухудшению аэрированности пульпы и флотации крупных частиц, снижению качества концентрата. Флотация разбавленных пульп позволяет получать более чистые концентраты, но несколько уменьшает производительность флотационных машин. Поэтому основную и контрольную флотацию обычно ведут в более плотных пульпах, а перечистку концентратов — в менее плотных.

В практике флотации плотность пульпы составляет 15—40% твердого. Так как содержание твердого в пенном продукте флотации выше, чем в исходной пульпе, наблюдается значительное разбавление пульпы от камеры к камере по фронту флотации.

Повышение температуры пульпы (до определенного предела) интенсифицирует процесс флотации. Расход реагентов при этом снижается, что особенно заметно при использовании в качестве собирателей жирных кислот. Однако повышение температуры одновременно интенсифицирует процесс растворения минералов и приводит к образованию в пульпе ионов, способных нарушить процесс флотации.

Конструкция и размеры флотационной машины должны обеспечивать оптимальную продолжительность флотации. Аэрированность пульпы и дисперсность воздушных пузырьков во флотационной машине должны быть оптимальными при равномерном распределении пузырьков воздуха по всему объему. Уменьшение аэрированности пульпы приводит к снижению производительности флотационной машины, а чрезмерная ее аэрированность ухудшает результаты флотации за счет усиления коалесценции (слияния и укрупнения) воздушных пузырьков. Перемешивание пульпы во флотационной машине должно быть достаточно эффективным и более интенсивным в нижней зоне машины и более спокойным в верхней — зоне пенообразования.

Состав исходной воды (жидкой фазы пульпы) существенно влияет на процесс флотации за счет находящихся в ней различных ионов, растворенных газов, коллоидных и органических примесей и т. п. Взаимодействуя в процессах измельчения, классификации, флотации с измельченным полезным ископаемым, вода дополнительно насыщается содержащимися в них ионами.

Нежелательное влияние на флотацию неизбежных ионов предотвращают и регулируют подбором соответствующих реагентов, а изменением рН среды регулируют растворимость самих минералов и, следовательно, концентрацию неизбежных ионов в пульпе.

Уровень техники флотационного обогащения полезных ископаемых оценивается степенью извлечения ценных компонен-

тов в концентрат (концентраты) и качеством получаемых концентратов.

Себестоимость обогащения полезных ископаемых флотацией включает амортизационные отчисления от стоимости оборудования и зданий, эксплуатационные затраты, связанные с работой флотационных машин, насосов и другого оборудования, стоимостью расходов в процессе флотации реагентов, затратами на их приготовление и транспортирование и др.

По данным Механобра эксплуатационные расходы при флотационном обогащении руд (без учета стоимости реагентов) составляют на 1 т руды 0,05 руб., а капитальные — около 0,165 руб. при производительности фабрики более 4 млн. т. руды.

Расход флотационных реагентов на 1 т обогащаемого материала меняется в широких пределах; затраты от их стоимости составляют на медных фабриках 0,2—0,6 руб., полиметаллических 0,5—0,9 руб.; апатитовых 0,07 руб.; угольных 0,05—0,08 руб.

Расход электроэнергии на 1 т руды составляет в среднем 2,6 кВт·ч, технологической воды 2—4 м<sup>3</sup>.

## Глава 8

### МАГНИТНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

---

#### § 37. ФИЗИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ

Магнитные методы обогащения полезных ископаемых основаны на различии магнитных свойств разделяемых минералов. Разделение по магнитным свойствам осуществляется в магнитных полях.

Магнитное поле представляет собой пространство вокруг магнитов или проводников с электрическим током, в котором проявляется действие магнитных сил. Земной магнетизм также создает слабое магнитное поле.

Основной характеристикой магнитного поля является магнитная индукция ( $B$ ), значение которой можно определять числом силовых линий, проходящих через единицу площади, перпендикулярной к ним.

Индукция определяется по формуле

$$B = \Phi/S,$$

где  $\Phi$  — магнитный поток, Вб;  $S$  — площадь сечения, м<sup>2</sup>.

Единицей магнитной индукции является тесла. Тесла — индукция такого поля, в котором на каждый метр расположенного перпендикулярно к полю проводника с электрическим током в 1 А действует сила в 1 Н.

Для характеристики намагниченности вещества в магнитном поле используется магнитный момент ( $M$ ), равный механическому моменту вещества, возникающему при помещении его в магнитное поле.

Намагниченностью  $I$  (или интенсивностью намагничивания) вещества называется магнитный момент, отнесенный к единице его объема  $V$

$$I = M/V.$$

Магнитное поле характеризуется напряженностью  $H$ , т. е. силой  $F$ , с которой оно воздействует в данной точке поля на единицу положительной магнитной массы  $m$  и измеряется в амперах на метр (А/м):

$$H = F/m.$$

Магнитная индукция  $B$  связана с напряженностью магнитного поля соотношением

$$B = \mu\mu_0 H,$$

где  $\mu$  — относительная магнитная проницаемость среды;  $\mu_0$  — магнитная постоянная ( $\mu_0 = 1,256 \cdot 10^{-6}$  Гн/м).

Магнитные поля могут быть однородными, когда напряженность в любой точке поля одинакова по величине и направлению, и неоднородными, когда это условие не соблюдается.

Неоднородность магнитного поля в данной его точке характеризуется градиентом его напряженности  $\text{grad } H$  (А/м<sup>2</sup>) и определяется по формуле

$$\text{grad } H = dH/dx,$$

где  $dx$  — расстояние, на котором произошло изменение напряженности магнитного поля на величину  $dH$ .

Для однородных полей  $dH/dx = 0$ , для неоднородных  $dH/dx > 0$ . При магнитном обогащении используются неоднородные поля.

Силой магнитного поля  $F_{\text{п}}$  (А<sup>2</sup>/м<sup>3</sup>) в данной его точке называют произведение градиента его напряженности на напряженность поля в данной точке

$$F_{\text{п}} = H \text{ grad } H.$$

Магнитные свойства вещества характеризуются магнитной восприимчивостью  $\chi$ , которая определяется отношением интенсивности намагничивания к напряженности поля и называется объемной магнитной восприимчивостью вещества (величина безразмерная).

$$\chi = I/H.$$

Объемная магнитная восприимчивость, отнесенная к единице массы вещества, называется удельной магнитной восприим-

чивостью  $\chi$  ( $\text{м}^3/\text{кг}$ )

$$\chi = \kappa/\delta,$$

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

Сила, с которой магнитное поле действует на частицу вещества, помещенную в поле, называется магнитной силой  $F_m$ . Она зависит от величины удельной магнитной восприимчивости вещества и силы магнитного поля или его напряженности.

Магнитная сила  $F_m(H)$ , действующая на минеральное зерно с массой  $m$ , помещенное в магнитное поле, определяется по формуле

$$F_m = \mu_0 \chi H \text{ grad } Hm.$$

Удельная магнитная сила  $f_m$  ( $\text{м}/\text{с}^2$ ), действующая на единицу массы

$$f_m = \mu_0 \chi H \text{ grad } H.$$

Явление магнетизма можно рассматривать как результат вращательного движения частиц с электрической энергией (заряженного ядра и электронов).

Магнитный момент отдельного атома образуется от взаимодействия магнитных моментов атомного ядра и магнитных моментов электронов — орбитального и спинового. При этом основное значение имеют магнитные моменты, создаваемые электронами, которые значительно превышают моменты, создаваемые ядром.

При четном числе электронов данного уровня орбиты их вращения заполнены, наблюдается полная компенсация их отдельных орбитальных и спиновых моментов. Результирующий магнитный момент их атомов равен нулю, и элемент диамагнетик. Вещества, состоящие из таких элементов, называются диамагнетиками. У элементов с нечетным числом электронов внутренние оболочки заполнены электронами не полностью. У таких элементов отсутствует полная взаимная компенсация электронных моментов, вследствие чего появляется некоторый результирующий магнитный момент их атомов. Благодаря действию теплового движения и при отсутствии внешнего магнитного поля элементарные магнетики в веществе ориентированы беспорядочно, и такие вещества ведут себя как диамагнетики. Но с помощью наложения сильного внешнего магнитного поля элементарные магнетики преодолевают действие теплового движения, ориентируются вдоль поля, и тело намагничивается. Такие вещества называются парамагнетиками, и их магнитная восприимчивость в значительной степени зависит от температуры.

У ферромагнитных веществ структура элементов аналогична структуре парамагнетиков. Но в отличие от парамагнетиков у них между отдельными атомами существуют силы, противодействующие их дезориентации от теплового движения. Благодаря

этим силам элементарные магнетики ориентируются параллельно друг другу, и их магнитный момент в  $10^{15}$  раз больше магнитного момента отдельного атома. Такие вещества называются ферромагнетиками. Под воздействием внешнего магнитного поля происходит их сильное намагничивание. В отличие от парамагнетиков они сохраняют остаточное намагничивание и после снятия внешнего магнитного поля.

В зависимости от удельной магнитной восприимчивости минералы условно делятся на три основные группы:

**сильномагнитные** или ферромагнитные минералы с удельной магнитной восприимчивостью  $\chi > 4 \cdot 10^{-5}$  м<sup>3</sup>/кг. К ним относятся искусственный и естественный магнетит, маггомит, титаномагнетит, франклинит и пирротин;

**слабомагнитные** или парамагнитные минералы с удельной магнитной восприимчивостью  $1,26 \cdot 10^{-7} < \chi < 0,75 \cdot 10^{-5}$  м<sup>3</sup>/кг. К ним относятся ряд окислов, гидроокислов и карбонатов железа, марганца, хрома, ильменит, вольфрам, гранат, биотит и др.;

**немагнитные** или диамагнитные минералы с удельной магнитной восприимчивостью  $\chi < 1,26 \cdot 10^{-7}$  м<sup>3</sup>/кг. К ним относятся кварц, кальцит, полевой шпат, касситерит, апатит, мусковит и др.

Как было сказано выше, магнитная сила, с которой магнитное поле действует на частицу, помещенную в него, зависит от ее магнитной восприимчивости, напряженности поля, массы и формы зерен.

Кроме магнитных сил, на частицы действуют сила тяжести и силы выталкивания и сопротивления среды, в которую помещаются зерна (ее плотность, вязкость, смачиваемость, степень турбулизации потока и др.). Результат взаимодействия указанных сил предопределяет различный характер движения частиц, что позволяет произвести их разделение.

Возникающие силы подразделяются на активные, пассивные и диссипативные. Для сильномагнитных зерен активной является магнитная сила, а пассивной — сила тяжести и силы выталкивания и сопротивления среды; для немагнитных зерен активной силой является сила тяжести, другие силы являются пассивными. Диссипативные силы, связанные с потерями энергии, уменьшают активные и пассивные силы. Минеральные зерна, у которых магнитная сила  $F_m$  больше суммы механических отрывных сил  $F_{мех}$ , при прохождении через магнитное поле будут притягиваться к полюсам магнитной системы и попадут в магнитный продукт. Немагнитные зерна или зерна с низкой магнитной восприимчивостью без взаимодействия с магнитным полем пройдут через него и попадут в немагнитный продукт.

Непременным условием применения магнитного обогащения является достаточная контрастность магнитных свойств разделяемых минералов, т. е. если удельные магнитные восприимчивости будут соответственно  $\chi_1$  и  $\chi_2$ , отношение  $\chi_1/\chi_2$  должно



быть больше единицы (на практике не менее 3—5). Это отношение называется коэффициентом селективности магнитного обогащения.

Для извлечения сильномагнитных минералов на магнитных сепараторах применяются относительно слабые магнитные поля напряженностью до 120—150 кА/м. Для извлечения слабомагнитных минералов применяются сильные магнитные поля напряженностью 800—1500 кА/м и выше. Немагнитные минералы не извлекаются даже в полях высокой напряженности.

Магнитные методы нашли широкое применение для обогащения руд черных металлов, при доводке концентратов редких и цветных металлов, для регенерации сильномагнитных утяжелителей при тяжелосреднем обогащении, для удаления железных примесей из фосфоритовых руд, кварцевых песков и других материалов.

Промышленностью выпускаются сепараторы со слабым и сильным магнитными полями для сухого и мокрого обогащения. Сухая магнитная сепарация обычно применяется для материала крупностью более 6(3) мм, мокрая — для материала крупностью менее 6(3) мм.

## § 38. МАГНИТНЫЕ ПОЛЯ СЕПАРАТОРОВ

При магнитном обогащении используются только неоднородные магнитные поля. Такие поля создаются соответствующей формой и расположением полюсов магнитной системы сепаратора. Магнитные системы разделяют на открытые и замкнутые.

В сепараторах с сильным магнитным полем, применяемых для обогащения слабомагнитных руд, обычно используют замкнутые магнитные системы, а в сепараторах со слабым магнитным полем, применяемых для обогащения сильномагнитных руд, — открытые многополюсные магнитные системы. Системы могут состоять или из электромагнитов и тогда сепараторы называются электромагнитными, или из постоянных магнитов — сепараторы называются магнитными.

В замкнутых магнитных системах магнитное поле создается в зоне между двумя расположенными друг против друга разноименными полюсами. Форма полюсов может быть плоской, округлой (вогнутой или выпуклой), зубчатой и т. д.

На рис. 70, а показана замкнутая магнитная система, представленная двумя полюсами, у которой один полюс  $S$  — вращающийся барабан, а второй полюс  $N$  — неподвижная плоскость. Пространство между полюсами с расстоянием  $h$  образует рабочую зону сепаратора. Это расстояние между полюсами в зоне у сепараторов с замкнутой магнитной системой невелико (обычно не более 6 мм), что объясняется трудностью создания интенсивного поля при большем расстоянии. Поэтому круп-

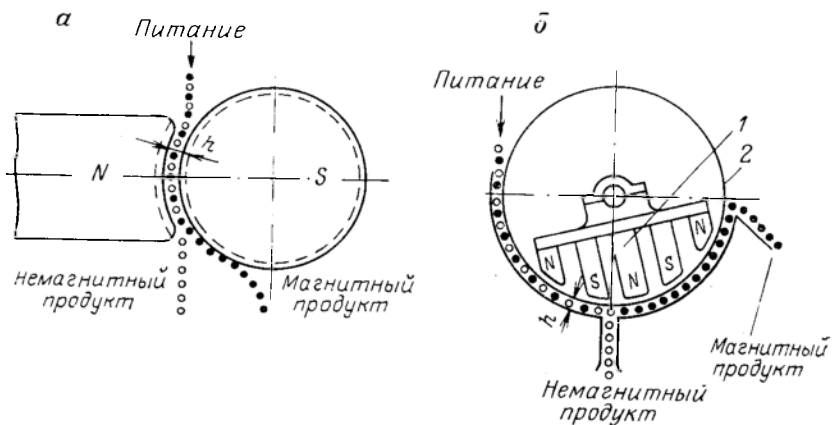


Рис. 70. Магнитные системы сепараторов:  
 а — замкнутая; б — открытая

ность обогащаемого материала на сепараторах такого типа не превышает 3—5 мм.

Открытые магнитные системы состоят из ряда полюсов с постоянной или чередующейся полярностью, края которых расположены в плоской или цилиндрической поверхности. Открытая, многополюсная магнитная система с чередующейся полярностью 1, края которой расположены по цилиндрической поверхности 2 показана на рис. 70, б. Сепараторы с открытой магнитной системой имеют большое расстояние  $h$  между рабочим органом (барабан, валок) и дном ванны, и поэтому в них может обогащаться материал крупностью до 100 мм (при сухой сепарации).

Процесс магнитной сепарации тонкоизмельченных сильно-магнитных минералов сопровождается образованием флокул (агрегатов), состоящих из магнитных и механически захваченных немагнитных частиц и сростков. Явление магнитной флокуляции влияет на эффективность обогащения, снижая качество магнитного концентрата. Для получения более чистого магнитного продукта, при вращении барабана вокруг магнитной системы с чередующейся полярностью, зерна магнитного материала переориентируются при переходе от одного полюса к другому, в результате чего происходит перемешивание магнитных частиц с разрушением флокул и выпадением из них немагнитных частиц. Но частота смены полярности бегущего поля зависит от скорости вращения барабана и не всегда бывает достаточной для эффективного разрыва флокул. Поэтому для создания бегущего поля большой частоты используются электромагнитные системы трехфазного тока, качающиеся системы и др. У сепараторов с такими системами — более высокая удельная производительность и эффективность обогащения.

Магнитные системы из постоянных магнитов изготавливают из сплава ЮНДК-24, состоящего из алюминия, никеля, кобальта и железа, или из анизотропного феррита бария (МБА). Магнитные системы из постоянных магнитов просты, безопасны, экономичны, но через определенный период времени требуют замены из-за постепенного размагничивания системы.

Магнитные системы из электромагнитов состоят из катушек с обмотками, сердечников, помещенных внутрь катушек, и полюсных наконечников. Обмотки катушек питаются постоянным током. Эти магнитные системы не обладают преимуществами предыдущих, но в них можно менять (в определенных пределах) напряженность поля за счет изменения силы тока в обмотках катушек.

Полиградиентные магнитные поля образуются в пространстве между двумя полюсами магнита, заполненном мелкими ферромагнитными телами (шары, пластинки, цилиндрики, стержни и т. д.), расположение которых, как правило, не упорядочено. Намагничиваясь в магнитном поле, эти тела становятся магнитами-носителями, выносящими на своей поверхности притянутые к ним магнитные частицы в зону, где поле отсутствует. В этой зоне магнитная фракция смывается или сдувается, а ферромагнитные тела вновь возвращаются в рабочее пространство сепаратора. Немагнитные частицы проходят между ферромагнитными телами и разгружаются в отдельный приемник.

## § 39. ОБОРУДОВАНИЕ ДЛЯ МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ

Аппараты, в которых производится магнитное обогащение полезных ископаемых, называются магнитными сепараторами. На рис. 71 приведены принципиальные схемы наиболее распространенных из них.

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

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

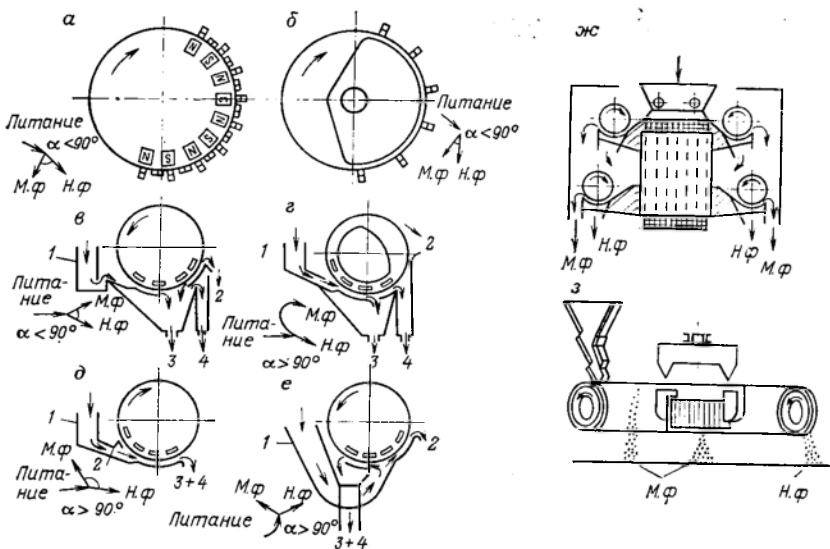


Рис. 71. Магнитные сепараторы:

а — барабанный с чередующейся полярностью для сухого обогащения; б — то же, с постоянной полярностью; в — барабанный прямоточный для мокрого обогащения; г и д — то же, противоточный; е — то же, полупротивоточный; ж — четырехвалковый; з — дисковый для сухого обогащения ( $\alpha$  — угол между направлением движения магнитной и немагнитной фракций)

бочего органа сепаратора (например, ПБМ-ПП-90/250 — барабанный сепаратор с постоянным магнитом с полупротивоточной подачей питания для мокрого обогащения с барабаном диаметром 900 и длиной 2500 мм; или 2ЭВС-15/80 — двухвалковый электромагнитный сепаратор для сухого обогащения с валками диаметром 150 и длиной 800 мм). Иногда в сепараторах предусматривается циркуляция (Ц) магнитной фракции.

Сепараторы для сухого обогащения сильномагнитных руд состоят из одного или нескольких барабанов (шківов), выполненных из немагнитного материала, внутри которых помещается открытая магнитная система, состоящая из постоянных магнитов или электромагнитов. В результате жесткого крепления системы внутри вращающегося барабана она остается неподвижной в процессе работы сепаратора.

Суть работы сепараторов сводится к следующему (см. рис. 71, а, б). Исходная руда питателем подается под барабан (нижняя подача) или на барабан (верхняя подача) сепаратора. Магнитные частицы притягиваются к вращающемуся барабану и разгружаются при выходе участка барабана из зоны действия магнитной системы. Немагнитная фракция не притягивается к барабану и разгружается в приемник для немагнитного продукта. Сепараторы имеют высокую производительность и

применяются для обогащения магнетитовых руд крупностью не более 50 мм.

Производительность сепараторов для сухого обогащения сильномагнитных руд определяется по формуле

$$Q = 0,82n(L - 0,1) v \delta \frac{d_2 - d_1}{\lg d_2/d_1} ab,$$

где  $Q$  — производительность по исходному питанию, т/ч;  $n$  — число барабанов для основной серапации;  $L$  — длина барабана, м;  $v$  — скорость перемещения слоя материала на головных барабанах ( $v$  принимается равной 1 м/с);  $\delta$  — плотность руды, т/м<sup>3</sup>;  $d_1$  и  $d_2$  — соответственно наименьший и наибольший диаметры зерен руды в питании, мм;  $a$  и  $b$  — коэффициенты, зависящие от крупности питания и соотношения между числом основных и перечистных барабанов.

*Сепараторы для мокрого обогащения сильномагнитных руд.* В настоящее время преимущественное распространение получили барабанные сепараторы со слабым магнитным полем с нижним питанием и с прямоточной (см. рис. 71, в), противоточной (см. рис. 71, г, д) и полупротивоточной (см. рис. 71, е) ваннами. Исходное питание подается по желобу 1, магнитная фракция (М. ф) удаляется по течкам 2, а немагнитная (Н. ф) — по течкам 3, 4.

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

Противоточный магнитный барабанный сепаратор ПБМ-80/250 (рис. 72) состоит из барабана 8, внутри которого помещена неподвижная магнитная система 9, состоящая из постоянных магнитов. Барабан сепаратора помещается в ванне 11.

Исходный материал на трубе поступает в загрузочную коробку 5 сепаратора, куда из брызгала 6 подается дополнительная вода. Материал из загрузочной коробки двумя питающими патрубками 4 направляется на питающий лоток 2 и затем в ванну сепаратора под вращающийся навстречу потоку барабан. Магнитные частицы притягиваются к барабану, выносятся им к краю магнитной системы, где они за счет смывного действия воды из брызгал 7 отделяются от барабана и разгружаются в специальный лоток 3. Немагнитные частицы вместе с водой разгружаются через хвостовой патрубок 10. Все детали сепаратора крепятся на раме 1. Зазор между барабаном и дном ванны составляет 35—40 мм. В ванне сепаратора поддерживается постоянный уровень пульпы за счет перелива излишка ее. Сепаратор применяется для обогащения тонкоизмельченных силь-

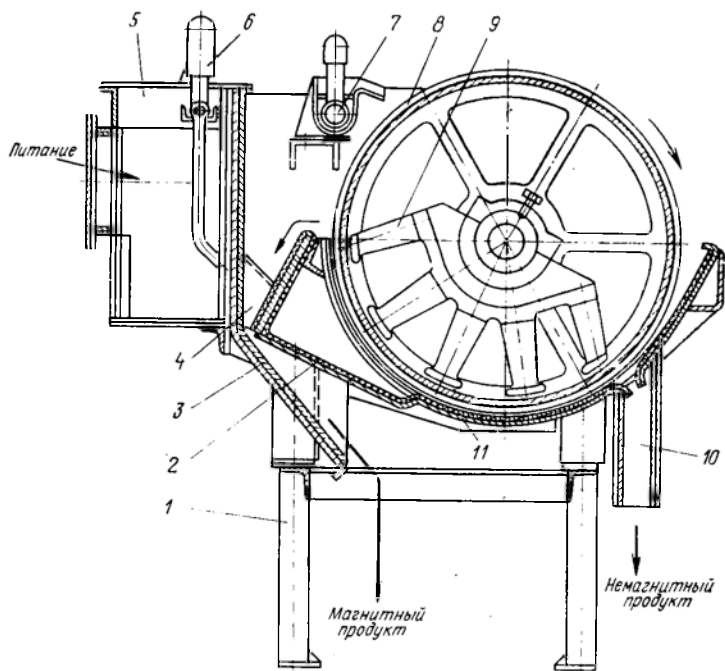


Рис. 72. Противоточный магнитный барабанный сепаратор ПБМ-80/250

номагнитных руд. Расход воды составляет около 1—1,5 м<sup>3</sup> на 1 т обогащаемого материала, мощность привода 3 кВт.

Производительность сепараторов для мокрого обогащения сильномагнитных руд подсчитывается по формуле

$$Q = qn(L - 0,1),$$

где  $Q$  — производительность по исходному питанию, т/ч;  $q$  — удельная производительность, т/(м·ч) (составляет от 60 т/(м·ч) для наиболее крупной до 6—10 т/(м·ч) для наиболее тонкой руды при диаметре барабана 600 мм);  $n$  — число головных барабанов;  $L$  — длина каждого барабана, м.

*Сепараторы для обогащения слабомагнитных руд.* Для обогащения слабомагнитных руд применяются электромагнитные валковые, роликовые и дисковые сепараторы с большой напряженностью магнитного поля. Валковые и роликовые сепараторы применяют как для сухого, так и мокрого обогащения, дисковые — только для сухого. Валковые сепараторы по сравнению с дисковыми более производительны и экономичны. Так как в сепараторах для обогащения слабомагнитных руд требуется создание магнитных полей большой напряженности, форма полюсов и их размеры играют весьма существенную роль. В на-

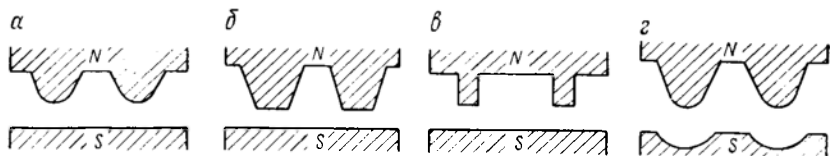


Рис. 73. Основные профили рабочих зон сепараторов с сильным магнитным полем:

а — закругленные зубцы — плоский полюс; б — трапецидальные зубцы — плоский полюс; в — прямоугольные зубцы — плоский полюс; г — закругленные зубцы — желобчатый полюс

стоящее время в сепараторах с сильным магнитным полем используется конфигурация рабочих зон четырех основных типов (рис. 73). Подвижный полюс магнитной системы (валок и т. п.) изготовляют фигурным, неподвижный — плоским или желобчатым. Профили (см. рис. 73, а, б) применяют при сухом обогащении слабосыпучих материалов: первый при более высоком, а второй при более низком содержании магнитных фракций в исходном материале. Прямоугольные зубцы (см. рис. 73, в) применяют при сухом обогащении для удаления слабомагнитных примесей. Закругленные зубцы (см. рис. 73, г) применяют при сухом и мокрому обогащении со средним и высоким содержанием магнитной фракции.

Два верхних валька четырехвалкового сепаратора (см. рис. 71, ж) предназначены для основной операции обогащения, а два нижних — для пересортировки немагнитного продукта верхних валков. Исходный материал из бункера питателем равномерно распределяется по рабочим зонам верхних валков. Магнитные частицы притягиваются к зубцам вращающихся валков и выносятся ими из зоны действия магнитных сил, где они смываются водой в концентратный отсек ванны. Немагнитные частицы проходят через рабочую зону и поступают на нижнюю пару валков, где процесс повторяется. Магнитные фракции объединяют или получают раздельно, немагнитная фракция удаляется через отверстия под валками.

Дисковые сепараторы (см. рис. 71, з) представляют собой электромагнитную систему, полюса которой замыкаются сверху через воздушный зазор железным диском в виде опрокинутой тарелки. Между полюсами магнитов и диском проходит лента, движение которой осуществляется через хвостовые барабаны. Исходный материал питателем подается ровным слоем на ленту. Диаметр верхнего диска больше ширины ленты. При прохождении материала под диском, магнитные зерна притягиваются к последнему и за счет вращения диска выносятся из зоны магнитного поля за края ленты и сбрасываются с него. Немагнитный материал проходит дальше и удаляется в конце ленты. Производительность сепараторов для обогащения слабомагнитных руд выбирается по практическим данным и каталогам.

В последние годы в СССР разработаны *высокоградиентные (полиградиентные) электромагнитные сепараторы*, применение которых перспективно для обогащения тонкоизмельченных слабомагнитных руд. Тонкоизмельченные частицы, по сравнению с более крупными, обладают худшими магнитными свойствами, а сила сопротивления среды для них возрастает. Поэтому для эффективного разделения таких частиц необходимо повысить магнитную силу в рабочем пространстве сепаратора с одновременным уменьшением относительной скорости движения извлекаемых частиц. Все это учтено в высокоградиентных сепараторах, которые бывают роторными, валковыми или барабанными. Последние в конструктивном отношении наиболее просты, и их устройство аналогично конструкции сепаратора ПБМ.

Исходный материал в высокоградиентный магнитный барабанный сепаратор (рис. 74) подается питателем 2 в рабочее пространство сепаратора (между барабаном 6 и дном ванны 1) на слой ферромагнитных тел (шаров) 3, удерживаемых на барабане магнитным полем системы 5. Немagnetные частицы проходят промежутки между шарами (чему способствует подача воды из брызгала 4) и разгружаются в соответствующее отделение ванны. Магнитные частицы при-

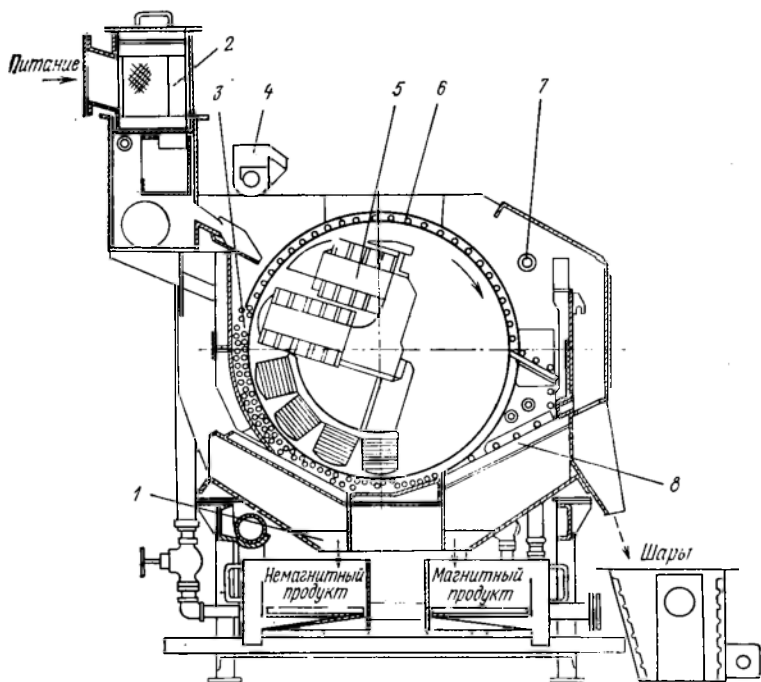


Рис. 74. Высокоградиентный магнитный барабанный сепаратор 242-СЭ



тягиваются к намагниченным шарам и вместе с ними транспортируются вращающимся барабаном в зону, где магнитное поле отсутствует. Здесь шары-носители отрываются от барабана и попадают на сито 8. На сите магнитные частицы отмываются водой из брызгала 7 и попадают в приемник для магнитного продукта, а чистые шары скатываются вниз в рабочую зону сепаратора (циркуляция шаров).

Кроме сепараторов, при магнитном обогащении широко применяются вспомогательные магнитные аппараты: намагничивающие, предназначенные для магнитной обработки пульпы, в которых магнитные частицы намагничиваются и могут группироваться в магнитные флоккулы; размагничивающие — для магнитной обработки пульпы, в которых снимается остаточная намагниченность магнитных частиц и разрушаются магнитные флоккулы; магнитные дешламаторы — для обесшламливания и сгущения шламов и концентратов, в которых после предварительной магнитной обработки пульпы сфлокулированные частицы магнетита быстро оседают на дно и удаляются в сгущенный продукт, а в слив уходят немагнитные частицы.

**Обогащение в магнитных жидкостях.** Перспективными способами разделения минералов, мало отличающихся между собой своими магнитными свойствами, являются методы магнитогидродинамической (МГД) и магнитогидростатической (МГС) сепарации. В качестве разделяющей среды используются магнитные жидкости (растворы магнитных солей) или электролиты. Эти жидкости под влиянием магнитного поля или взаимодействия магнитного и электрического полей как бы утяжеляются, и разделение минералов в них происходит аналогично тяжелосредному обогащению. Но полной аналогии при этом нет, так как разделение может происходить не только по плотности, но и по магнитной восприимчивости.

МГД-сепарация происходит в жидком электролите под воздействием пересекающихся магнитного и электрического полей (квазиутяжеление), а МГС-сепарация — в парамагнитных жидкостях (растворы магнитных солей) при воздействии на них неоднородного магнитного поля.

Принципиальная схема МГД-сепаратора приведена на рис. 75. Ванна 1, суживающаяся книзу, расположена между

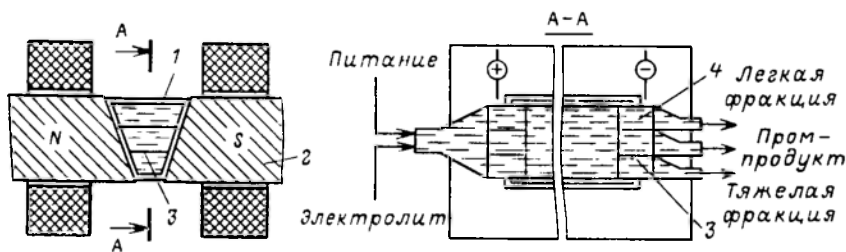


Рис. 75. Принципиальная схема магнитогидродинамического сепаратора

двумя полюсами 2 электромагнита. К ванне подведены два трубчатых электрода 4 постоянного тока. За счет сужения ванны напряженность магнитного поля увеличивается сверху вниз. С такой же закономерностью повышается плотность жидкости. Исходное питание вместе с электропроводной жидкостью подается в ванну сепаратора, где происходит расслоение материала по плотностям. Наиболее легкие фракции всплывают, тяжелые — опускаются на дно, а промежуточные остаются в средней зоне. Для раздельной выдачи продуктов различной плотности предусмотрены перегородки 3.

При МГС-сепарации в результате воздействия на парамагнитную жидкость магнитного поля, кроме выталкивающей силы жидкости при различии в магнитной восприимчивости минералов и жидкости, появляется дополнительная выталкивающая сила чисто магнитного происхождения. В этом и состоит принципиальное отличие МГС-сепарации от МГД-сепарации.

В качестве электролитов применяют растворы NaOH, NaCl и др., в качестве парамагнитных жидкостей — растворы солей марганца, никеля, железа, а также суспензии с тонкоизмельченными ферромагнитными частицами.

Термомагнитная сепарация основана на зависимости магнитной восприимчивости минералов от температуры. Подогревая смеси минералов до температуры, при которой один из минералов становится практически немагнитным (точка Кюри), а другой при этом сохраняет свои магнитные свойства, можно в процессе последующей магнитной сепарации добиться их четкого разделения. Значение температуры, при которой теряются магнитные свойства для различных минералов, разное.

Термомагнитная сепарация иногда используется при сухом обогащении редкоземельных руд. Обогащение производится на специальных сепараторах с сильным магнитным полем.

#### § 40. ПОДГОТОВКА РУД ПЕРЕД МАГНИТНЫМ ОБОГАЩЕНИЕМ

В подавляющем большинстве случаев руда, поступающая на магнитное обогащение, требует предварительной подготовки, зависящей от свойств руды, принятого метода сепарации и др. Подготовка руды включает дробление, измельчение, грохочение, обеспыливание или обесшламливание, намагничивание, размагничивание, сушку, обжиг.

Обеспыливание и обесшламливание улучшает процессы разделения зернистой части руды и применяется при мокром и сухом обогащении мелко- и тонкоизмельченных руд.

Намагничивание пульп тонкоизмельченных руд производится с целью ускорения процессов сгущения и обесшламливания за счет образования быстрооседающих магнитных флокул.

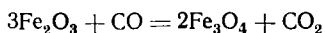
Размагничивание применяется в схемах мокрого магнитного обогащения для разрушения магнитных флокул перед класси-

фикацией, сепарацией, фильтрованием, так как они резко снижают эффективность этих процессов.

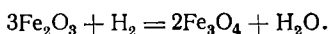
Сушка руды требуется в том случае, когда содержание поверхностной влаги в руде, подвергающейся сухой магнитной сепарации, превышает допустимые пределы, и это отрицательно сказывается на результатах обогащения.

Магнетизирующий (восстановительный) обжиг предназначен для перевода немагнитных и слабомагнитных минералов в искусственный магнетит ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ) или маггемит ( $\gamma\text{-Fe}_2\text{O}_3$ ), которые в последующем обогащаются по обычным магнитным схемам обогащения.

Восстановление окисла железа (гематита) до магнетита происходит по реакции



или



В качестве восстановителей используют газообразные (окись углерода, водород, коксовый и природный газы и т. д.), жидкие (мазут) и твердые (бурые, каменные угли, коксовая мелочь и др.) вещества. Обжиг производят в печах (подовых, шахтных кипящего слоя), крупность руды менее 25(6) мм. Температура обжига: при применении газообразных восстановителей составляет 600—850°C, при применении твердых восстановителей — 800—950°C.

Магнетизирующий обжиг руд применяется на Криворожском Центральном и Лисаковском ГОКах.

## Глава 9

### ЭЛЕКТРИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ

---

#### § 41. ФИЗИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ЭЛЕКТРИЧЕСКОГО МЕТОДА ОБОГАЩЕНИЯ

Электрическим обогащением называется процесс разделения минералов в электрическом поле, основанный на различии их электрических свойств. Этими свойствами являются электропроводность, диэлектрическая проницаемость, трибоэлектрический эффект (электризация трением), контактный потенциал, пирозлектрический эффект и др. При электрической сепарации используются главным образом различия минералов в электропроводности, диэлектрической проницаемости, электризации трением и адгезии (прилипанию).

Для образования или усиления эффекта разделения частиц они предварительно тем или иным способом заряжаются. Ос-

новными способами заряжания разделяемых частиц являются: контакт с заряженным электродом; ионизация в электрическом поле коронного разряда или с помощью  $\alpha$ - и  $\beta$ -излучения; электризация трением, индуцирование зарядов; нагревание или различные комбинации этих способов (например, контакт с заряженным электродом и ионизация и др.).

Характер взаимодействия электрического поля и частиц, обладающих электрическими зарядами, определяет различия в траекториях их движения при сепарации. Если два тела наэлектризованы одноименными зарядами, то такие тела будут взаимно отталкиваться, а наэлектризованные разноименными зарядами — притягиваться. Закон взаимодействия двух точечных зарядов, найденный Кулоном (1785 г.), заключается в следующем: сила  $F$ , с которой взаимодействуют два точечных заряда, прямо пропорциональна произведению их зарядов  $e_1$  и  $e_2$ , обратно пропорциональна квадрату расстояния  $r$  между ними и направлена по прямой, соединяющей эти заряды

$$F = Ke_1e_2/r^2,$$

где  $K$  — коэффициент пропорциональности, зависящий от диэлектрической проницаемости среды,  $K=1/\epsilon$  ( $\epsilon$  — диэлектрическая проницаемость среды, показывающая, насколько снижается напряженность поля  $E$  в данной среде по сравнению с его напряженностью  $E_0$  в вакууме,  $\epsilon=E_0/E$ ).

В пространстве вокруг электрически заряженной частицы или между двумя заряженными частицами возникает электрическое поле. На рис. 76 показаны различные конфигурации электрических полей. Если силовые линии электрического поля расположены параллельно (см. рис. 76,  $\delta$ ), такое поле называется однородным, если этого нет — поле неоднородно (см. рис. 76,  $a$ — $z$ ,  $e$ ).

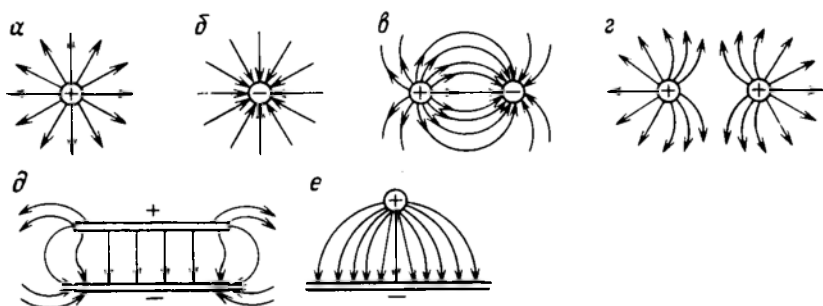


Рис. 76. Конфигурации электрических полей:

$a$ ,  $b$  — точечных соответственно положительного и отрицательного зарядов;  $v$  — соприкоснувшихся точечных разноименных зарядов;  $z$  — то же, одноименных;  $d$  — между разноименно заряженными пластинами;  $e$  — между разноименно заряженными проводом и пластиной

Интенсивность силовых линий электрического поля определяет его напряженность  $E$ , которая численно равна отношению силы  $F$ , действующей на положительный заряд, помещенный в данной точке поля, и выражается в вольтах на метр (В/м)

$$E = F/q.$$

Отсюда сила, с которой поле действует на заряженное тело,

$$F = Ee.$$

Электрическое поле обладает потенциальной энергией и всегда сообщает движение заряду, если силы поля, действующие на заряд, не уравновешиваются какими-нибудь посторонними силами.

При электрической сепарации электрические поля создаются постоянным или пульсирующим токами.

Различно заряженные частицы разделяются в рабочей зоне сепаратора в результате взаимодействия электрических и механических сил.

Основными электрическими силами, действующими на частицу, являются: кулоновская, зеркального отображения, пondeмоторная и трибоадгезионная. Действие электрических сил определяется параметрами электрического поля.

Основными механическими силами, действующими на частицу, являются: сила гравитационного притяжения, центробежная сила и сила сопротивления среды. Действие механических сил зависит от характера движения материала в рабочем пространстве сепаратора. Так как электрическая кулоновская сила действует при всех параметрах поля, электрическая сепарация, в отличие от магнитной, может осуществляться как в однородном, так и в неоднородном электрических полях. Эффективность электрического обогащения зависит от крупности и влажности материала, его запыленности, состояния поверхности разделяемых минералов.

Перед обогащением на барабанных сепараторах материал следует расклассифицировать по крупности, так как при неклассифицированном материале центробежные силы могут снивелировать действие электрических сил. При высокой влажности исходного материала необходима его подсушка, так как при повышенной влажности резко увеличивается вероятность слипания частиц между собой. Вследствие малой величины электрических сил, электрическое обогащение, как правило, применяется для сухих материалов крупностью менее 3 мм. При большом содержании пыли в исходном материале необходимо его обеспыливание перед электрической сепарацией, так как пылевидные частицы обволакивают более крупные и ухудшают селективность разделения.

Если естественная разница в электрических свойствах минералов недостаточна для эффективного их зарядания, можно применить подготовительные способы — реагентный и термический.

При обработке исходного материала различными реагентами, обладающими избирательным действием, можно добиться изменения состояния их поверхности в нужном направлении. Обработка реагентами может производиться сухим способом (парами реагента, распылением) или в водной среде.

Электрические методы обогащения применяют для обогащения редкоземельных руд, при доводке некоторых рудных и нерудных концентратов.

Кроме электрического обогащения, процессы разделения заряженных частиц в электрическом поле применяют при электрической классификации, обеспыливании и др.

## § 42. ЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ СЕПАРАТОРЫ

При электрическом обогащении используют следующие разновидности сепарации:

по электрической проводимости\*, основанная на различии минералов в электропроводности;

трибоэлектростатическая, основанная на использовании трибоэлектрического эффекта (электризация трением);

диэлектрическая, основанная на различии в диэлектрической проницаемости разделяемых минералов (в среде с диэлектрической проницаемостью, промежуточной между диэлектрическими проницаемостями разделяемых минералов, частицы с большей проницаемостью втягиваются в области с наибольшей напряженностью, а с меньшей — выталкиваются в более слабые участки поля);

пироэлектрическая, основанная на различии в способности разделяемых минералов поляризоваться при нагревании и охлаждении.

Кроме перечисленных способов сепарации существуют методы пьезоэлектризации (воздействие сжатием), фотоэлектризации (воздействие светом), рентгеноэлектризации (облучение) и др.

Наибольшее применение в промышленности получили электрическая (электростатическая) и трибоэлектростатическая раз-

---

\* Все тела по их способности проводить электрический ток разделяются на проводники (металлы) с удельной электропроводностью  $10^2$ — $10^3$  См/м, хорошо проводящие электрический ток; непроводники (диэлектрики или изоляторы) с удельной электропроводностью  $<10^{-8}$  См/м, не проводящие электрический ток и полупроводники с удельной электропроводностью  $10$ — $10^{-8}$  См/м, плохо проводящие электрический ток. Это деление носит условный характер, так как некоторые диэлектрики при одних температурах являются непроводниками, а при других, более высоких — проводниками.

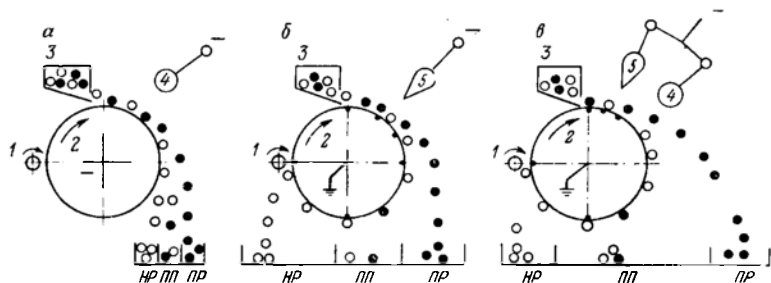


Рис. 77. Схемы барабанных сепараторов:

а — электростатический; б — коронный; в — коронно-электростатический (НР — непроводники; ПП — промпродукт; ПР — проводники)

новидности сепарации, диэлектрическая и пирозлектрическая — имеют ограниченное применение. Остальные методы практического применения пока не нашли.

*Сепараторы для разделения по электропроводности.* Для разделения минералов по электропроводности применяют электростатические и электрические сепараторы. Разделение минеральной смеси производится в воздушной среде.

Любой электрический сепаратор должен иметь зарядное устройство для заряжания частиц, зону сепарации, где осуществляется разделение частиц, и источник высокого напряжения для питания зарядного устройства.

По конструктивному признаку наибольшее распространение получили барабанные и камерные сепараторы.

Основные схемы барабанных сепараторов для разделения минералов по электропроводности показаны на рис. 77.

В электрическом сепараторе частицы разделяемых минералов получают заряды путем непосредственного контакта с заряженным электродом (см. рис. 77, а). Исходный материал из бункера 3 подается на заряженный вращающийся барабан 2 (электрод), на котором частицы с большей проводимостью заряжаются быстро и получают больший заряд, а неэлектропроводные частицы заряжаются медленно и получают ничтожный заряд (лишь в месте своего контакта с электродом), оставаясь практически незаряженными. Заряженные частицы отталкиваются от барабана (вследствие одноименных зарядов), падают в приемник для проводников, а неэлектропроводные частицы не изменяют направления своего пути и падают в приемник для непроводников или удерживаются на барабане и снимаются щетками 1. Промежуточный продукт выделяется в приемник для промпродукта. В сепараторе предусмотрена дополнительная подзарядка частиц от электрода 4. Хорошие результаты обогащения получаются при значительной разнице в электропроводности разделяемых частиц.

В коронном сепараторе (см. рис. 77, б) разделение частиц происходит в поле коронного разряда. При коронном

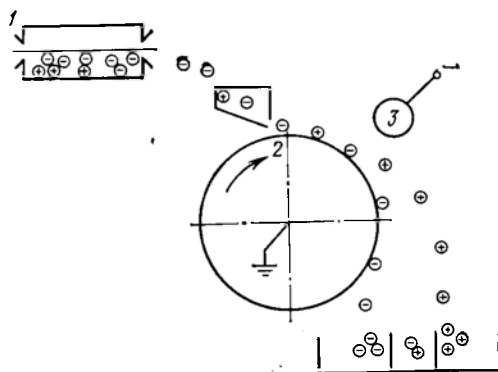


Рис. 78. Схема трибоэлектростатического барабанного сепаратора

коронным разрядом, сопровождающееся ионизацией воздуха и появлением тока между электродами. Тонкий электрод называется коронирующим, противоположный — осадительным.

Исходный материал из бункера 3 тонким слоем подается на заземленный вращающийся барабан 2 (осадительный электрод), против которого расположен остроконечный коронирующий электрод 5, обычно отрицательного знака, на который подается ток высокого напряжения. В межэлектродном пространстве к коронирующему электроду будут двигаться положительные ионы воздуха и отдавать свои заряды. Отрицательные ионы будут заполнять межэлектродное пространство и исходный материал, попадая в это пространство, будет заряжаться отрицательно. Так как во время зарядки частицы находятся на заземленном барабане, происходит их одновременное и разряжение.

Частицы, обладающие высокой электропроводностью, выйдя из зоны коронного разряда, быстро разряжаются на барабане и центробежными силами сбрасываются с него в приемник для проводников. Частицы неэлектропроводные или с малой электропроводностью отдают свой заряд медленно, удерживаются на поверхности барабана и падают или снимаются щеткой 1 в приемник для непроводников. Промежуточный продукт выделяется в приемник для промпродукта.

Наибольшее распространение получили коронно-электростатические сепараторы (см. рис. 77, в). Они отличаются от коронных сепараторов наличием дополнительного отклоняющего электрода 4, на который подается напряжение того же знака, что и на коронирующий электрод. За счет этого в рабочей зоне сепаратора создается дополнительное неравномерное поле, способствующее более раннему отклонению проводящих частиц от барабана и увеличивающее разницу в тра-

разряде на два электрода, один из которых имеет малый радиус кривизны (провод, острие), а другой с большим радиусом кривизны или плоский, накладывается разность потенциалов. Возникает неоднородное электрическое поле, напряженность которого у тонкого электрода значительно выше, чем у плоского. За счет этого вблизи тонкого электрода образуется светящееся пространство, называемое



екториях движения частиц различной электропроводности. Барабанные электрические сепараторы могут состоять из одного или нескольких барабанов.

*Трибоэлектростатические сепараторы.* Сепараторы этого типа применяют для разделения смесей, состоящих из неэлектропроводных минералов. Перед сепарацией производится зарядка частиц трением их друг о друга и об отдельные части аппарата. При больших площадях соприкосновения трущихся частиц получаются значительные трибоэлектрические заряды с высокими потенциалами.

Схема трибоэлектростатического барабанного сепаратора приведена на рис. 78. Исходный материал предварительно интенсивно перемешивается в зарядном устройстве (электризаторе) 1. Перемешивание может осуществляться потоками воздуха, вращением дисков, мешалкой, вибрацией пластины и др. В процессе перемешивания одни минеральные частицы получают (при определенных условиях) только положительные заряды, а другие — только отрицательные.

Материал поступает на заземленный вращающийся барабан 2, против которого расположен цилиндрический электростатический электрод 3. Положительно заряженные частицы отклоняются к отрицательному электроду и попадают в соответствующий приемник, а отрицательно заряженные частицы отклоняются в другую сторону и попадают в свой приемник. Сепараторы обычно состоят из нескольких последовательно расположенных барабанов, и в них предусмотрена возможность подогрева исходного материала для создания дополнительного пироэлектрического эффекта при обогащении минералов, склонных к пироэлектрической электризации.

При трибоадгезионной сепарации используется эффект прилипания тонкодисперсных частиц к барабану за счет молекулярных сил сцепления (адгезия).

## Глава 10

### СПЕЦИАЛЬНЫЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

---

#### § 43. РУЧНАЯ И МЕХАНИЗИРОВАННАЯ РУДОРАЗБОРКА И ПОРОДОВЫБОРКА.

##### ИЗБИРАТЕЛЬНОЕ ДРОБЛЕНИЕ И ДЕКРИПАЦИЯ

Ручная рудоразборка и породовыборка как способ обогащения основаны на использовании различия во внешних признаках разделяемых материалов — цвете, блеске, форме зерен. Из общей массы полезного ископаемого отбирают обычно тот материал, которого содержится меньше. В том случае, когда из полезного ископаемого отбирается ценный компонент, операция

называется рудоразборкой, когда пустая порода — породовыборкой.

Рудоразборка и породовыборка могут производиться как в подземных условиях непосредственно при добыче полезного ископаемого, так и на поверхности. Для рудоразборки обычно применяют медленно движущиеся ленточные или пластинчатые конвейеры, а также вращающиеся круглые стволы диаметром 5—9 м, с которых рабочие-выборщики отбирают нужные куски материала. Для освещения рабочих мест применяется специальное рефлекторное освещение. Иногда для усиления контрастности в цвете разделяемых минералов используют люминесцентные и другие лампы.

Ручная рудоразборка и породовыборка являются трудоемкими и дорогостоящими процессами, применяются редко и лишь в тех случаях, когда не могут быть применены механическое или химическое обогащение или их применение не обеспечивает необходимого качества разделения (например, при извлечении драгоценных камней, листовая слюда, длинноволокнистого асбеста и др.). Ручная рудоразборка, где это возможно, заменяется механизированной (фотометрическая, радиометрическая сортировки и др.).

Для механизированной оптической сортировки руд крупностью от 150 до 35 мм, предварительно разделенной на два класса, может применяться фотометрический сепаратор, разработанный ЦНИИолово и НПО «Буревестник». Его работа основана на использовании различий в способности минералов отражать свет. Сепаратор имеет покусковой питатель, разделяющий исходную руду на отдельные куски, ленточный конвейер, подающий эти куски руды в оптическую камеру, сортирующее пневматическое устройство, откидывающее куски в нужный бункер.

Кусок руды, попадая в оптическую камеру фотометрического сепаратора (рис. 79), освещается лучом поляризованного света, сформированным лампой накаливания 4, зеркалом 5, диафрагмой 3 и поляриоидом 2. Отраженный от куска руды рассеянный луч света проходит через поляриоид 14, объектив 13, отверстие 12 во вращающемся сканирующем диске 11, конденсор 10 и попадает в регистрирующий датчик 9. Из датчика сигнал через блок усиления и дискриминации 8 поступает в блок управления 6 и далее на усилитель мощности 7, управляющий

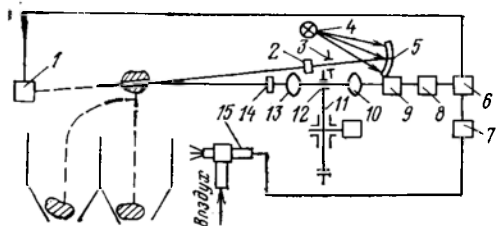


Рис. 79. Схема работы фотометрического сепаратора

пневмоклапаном 15, который осуществляет попадание различных по свойствам кусков в два разных бункера. Фиксирование поступления куска руды для осуществления синхронной работы датчика и пневмоклапана производится каналом 1.

При механизированной рудоразборке радиоактивных руд широко применяется радиометрическая сепарация. Принцип работы радиометрических сепараторов аналогичен фотометрическим, с той лишь разницей, что импульс для отсеивания кусков руды появляется под действием радиоактивных излучений.

Избирательное дробление основано на различии в механической прочности рудообразующих компонентов. Одни минералы, менее прочные, в процессе дробления (измельчения) легко разрушаются и переходят в мелкие классы, а другие, более прочные, разрушаются с трудом и остаются в крупных классах. Последующая классификация этого материала позволяет получить продукты с различным содержанием ценных компонентов. Избирательное дробление и измельчение применяются при обогащении углей и сланцев, строительных материалов, асбеста, магнийсодержащих и фосфоритных руд и др.

Декрипитация основана на способности отдельных минералов растрескиваться (разрушаться) при их нагревании и последующем быстром охлаждении. Разрушение руды в процессе декрипитации происходит за счет различий в коэффициентах расширения и теплопроводности рудообразующих минералов, испарения кристаллизационной влаги в некоторых минералах и создания при испарении сильного внутреннего давления. Способностью растрескиваться обладают минералы с сильно выраженной спайностью, образующие крупные кристаллы и существующие в нескольких аллотропных модификациях.

Отделение растрескавшихся минералов от нерастрескавшихся производится грохочением. Декрипитация применяется при обогащении сподуменовых руд и позволяет в три раза повысить содержание ценного компонента в продукте крупностью менее 0,2 мм. При декрипитации руду крупностью  $-20(50)+0,2$  мм нагревают до 1000—1200 °С в трубчатых вращающихся печах и охлаждают. Обоженную руду измельчают в мельницах и отсеивают (или классифицируют) по крупности 0,2 мм.

Метод декрипитации может найти применение также при обогащении флюоритовых и баритовых руд.

#### § 44. БОГАЩЕНИЕ ПО ТРЕНИЮ, ФОРМЕ И УПРУГОСТИ

Обогащение по трению и форме основано на использовании различий в скоростях движения разделяемых частиц по плоскости под действием силы тяжести. Основным параметром, характеризующим движение частиц по наклонной плоскости, является коэффициент трения, зависящий в основном от характера поверхности самих частиц и их формы. Частицы с гладки-

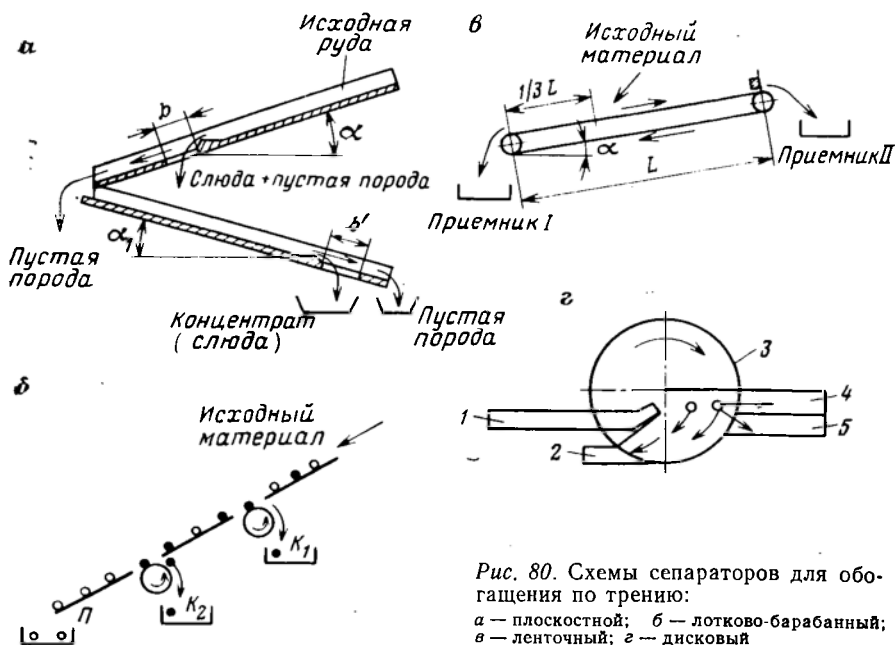


Рис. 80. Схемы сепараторов для обогащения по трению:

а — плоскостной; б — лотково-барабанный; в — ленточный; г — дисковый

ми поверхностями будут двигаться быстрее частицы с шероховатыми поверхностями, а частицы округлой формы будут скатываться быстрее, чем частицы, имеющие плоскую форму. Скорость движения частиц по наклонной плоскости зависит не только от характера их поверхности и формы, но и от крупности, плотности, влажности, характера движения (скольжение или качение) частиц и характера поверхности, по которой они движутся.

При спуске с наклонной поверхности частицы, имеющие большую скорость, будут отлетать дальше, а имеющие меньшую скорость, будут падать ближе. Так как коэффициент трения увеличивается с уменьшением крупности частиц, для эффективного разделения материала необходима его предварительная узкая классификация по крупности.

Частицы могут перемещаться под действием собственной силы тяжести (при движении по наклонным плоскостям), центробежной силы (при движении по горизонтальной плоскости вращающегося диска) и в результате комбинированного действия сил собственной тяжести, центробежной и трения (винтовые сепараторы).

В соответствии с этим различают аппараты с неподвижной (наклонные поверхности, винтовые сепараторы) и подвижной (барабанные, ленточные, дисковые, вибрационные сепараторы и грохоты) рабочей поверхностью.

Плоскостной сепаратор (рис. 80, а), имеющий две плоскости, применяется для обогащения слюды и иногда асбес-

та. Угол наклона  $\alpha_1$  (нижней плоскости) больше, чем  $\alpha$  (верхней), точно так же и ширина щели  $b'$  на нижней плоскости больше, чем ширина щели  $b$  на верхней.

Сухой исходный материал крупностью  $-70+25$  мм движется под действием силы тяжести по первой наклонной плоскости. Куски пустой породы, перескакивая через щель с отверстием  $b$ , разгружаются в конце плоскости. Куски слюды, имея пластинчатую форму, движутся по наклонной плоскости медленнее кусков породы, проваливаясь через щель, попадают на вторую нижнюю плоскость, где перечищаются.

Лотково-барабанный сепаратор (рис. 80, б), являющийся разновидностью плоскостного, состоит из железных наклонных плит с двумя поперечными щелями. Проваливающиеся в щели концентраты  $K_1$  и  $K_2$  удаляются вращающимися барабанами, а пустая порода  $\Pi$  разгружается в конце плоскости.

Лепточный сепаратор (рис. 80, в) представляет собой наклонную (под углом  $\alpha$ ) резиновую ленту длиной  $L$ , на которую тонким слоем подается исходный материал. Частицы с большим коэффициентом трения увлекаются движущейся лентой и попадают в приемник II, а частицы с меньшим коэффициентом трения скатываются по ленте вниз в приемник I. Эти сепараторы применяют для разделения тонких абразивных порошков и для отделения мелких частиц граната от пластинок слюды.

Дисковый сепаратор (рис. 80, г) состоит из шероховатого металлического диска 3, наклоненного в сторону, противоположную загрузке исходного материала 1. Попадая на вращающийся диск, частицы материала с меньшим коэффициентом трения под действием центробежной силы отбрасываются к наружному краю диска и разгружаются в желоб 4, частицы с большим коэффициентом трения — в желоб 5, а частицы с самым большим коэффициентом трения — в желоб 2. Для увеличения производительности аппарата устанавливается несколько дисков (один над другим).

Кроме указанных сепараторов, для сухого обогащения по трению применяют наклонные вибрационные сепараторы, винтовые сепараторы (конструкция их аналогична рассматриваемым в главе 6, § 26) и др.

Обогащение по упругости основано на различии траекторий движения частиц минералов, имеющих разную упругость, после их падения на плоскость.

Разделение частиц по упругости применяется при обогащении строительных материалов (щебня, гравия) и осуществляется в барабанных сепараторах. Исходный материал подается с определенной высоты на вращающийся барабан. После падения на поверхность барабана частицы различной упругости будут двигаться по разным траекториям, что позволяет отделять их друг от друга.

Иногда для обогащения по упругости применяют сепарато-

ры с наклонной стальной плитой. Падая на плиту, более упругие частицы отражаются от нее под большим углом и с большей скоростью, чем менее упругие, и попадают в соответствующие приемники.

#### § 45. РАДИОМЕТРИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ОБОГАЩЕНИЯ

Радиометрические методы обогащения основаны на различной способности минералов испускать, отражать или поглощать различные виды излучения.

В промышленности применяют следующие радиометрические методы обогащения:

авторадиометрический — основан на использовании излучений (главным образом проникающего гамма-излучения) природнорадиоактивных химических элементов; широко применяется для обогащения урановых руд и руд, попутно содержащих радиоактивные химические элементы;

фотонейтронный — основан на использовании различий в интенсивности нейтронного излучения, испускаемого минералами, при облучении руды гамма-лучами; применяется для обогащения бериллиевых руд, так как ядра бериллия способны испускать нейтроны после воздействия на них гамма-лучей;

нейтронно-активационный — основан на использовании различия в наведенной (при облучении руды потоком нейтронов) искусственной радиоактивности за счет появления радиоактивных изотопов; применяется для сортировки флюоритовых руд; разрабатываются установки для обогащения руд, содержащих марганец, медь, ванадий и др.;

рентгенорадиометрический — основан на использовании рентгеновских характеристических спектров химических элементов, входящих в состав минералов, и возбуждаемых изотопными источниками гамма- или рентгеновского излучения; применяется при обогащении оловянных руд;

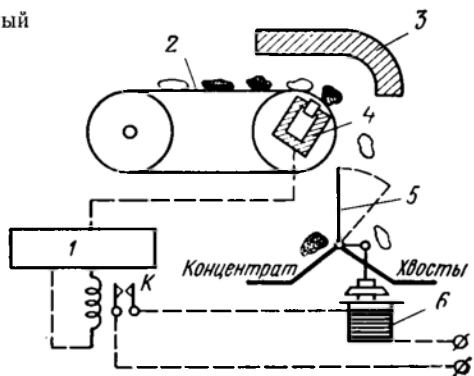
гамма-абсорбционный — основан на различии в способности поглощения минералами гамма-излучения; метод эффективен при высоком содержании в руде ценного компонента; применяется при обогащении железных руд, углей;

люминесцентный — основан на различии в интенсивности люминесценции (холодного свечения) минералов под воздействием на них гамма-рентгеновского или ультрафиолетового излучения; широко применяется для обогащения алмазов;

нейтронно-абсорбционный — основан на различии минералов в способности ослаблять поток тепловых нейтронов в результате их захвата (частичного рассеяния и замедления) ядрами химических элементов; применяется для обогащения руд бора;

фотометрический — основан на различии в свойстве минералов отражать, пропускать или преломлять свет (этот способ рассматривался в § 43); применяется для обогащения кварца, мела, магнетита, золотосодержащих и других руд.

Рис. 81. Одноканальный ленточный авторадометрический сепаратор



Несмотря на разнообразие радиометрических методов обогащения, в конструкциях различных сепараторов (ленточных, вибрационных) содержится много общего. Радиометрические сепараторы состоят из следующих основных узлов: питателя исходной руды; конвейера, подающего руду в зону облучения; узла облучения; электронной системы, называемой радиометром, регистрирующей и оценивающей излучение и преобразующей его в электроимпульсы; исполнительного механизма, разделяющего руду на продукты с различным содержанием ценных компонентов в зависимости от поступающих с радиометра сигналов. При обогащении радиоактивных руд узел облучения отсутствует, и конвейер подает руду непосредственно в зону измерения интенсивности излучения.

Одноканальный ленточный авторадометрический сепаратор с электромеханическим сортирующим механизмом шибера типа (рис. 81) включает ленточный конвейер 2, транспортирующий руду монослоем через датчик 4 к разделяющему шиберному механизму 5. Над концевым барабаном конвейера располагается защитный экран 3. Радиометр 1 регистрирует получаемые от датчика 4 гамма-излучения руды и в зависимости от уровня их интенсивности включает электромагнит 6, который поворачивает отсекающий шибер и открывает желоб для концентрата. Пустая порода с интенсивностью гамма-излучения ниже граничной направляется в желоб для хвостов.

Радиометрические методы обогащения характеризуются высокой селективностью (особенно при сепарации урансодержащих минералов). Но они могут применяться только для крупнокусковых руд (крупнее 25 мм), так как при обогащении более мелкого материала производительность сепараторов резко снижается. Перед обогащением требуется узкая классификация материала на классы (например +150; -150+100; -100+75; -75+50; -50+25 и -25 мм), из которых каждый обогащается отдельно. Мелкий класс обогащается другими методами.

К химическим методам обогащения относят процессы, связанные с химическими превращениями минералов (или только их поверхности) в другие химические соединения, в результате чего изменяются их свойства, или с переводом минералов из одного состояния в другое.

Химические процессы обычно применяют в комбинированных схемах обогащения полезных ископаемых в начале, середине или конце этих схем.

К химическим методам относятся гидрометаллургические, термохимические, пирометаллургические процессы, хлоридо- и фторидовозгонка, сульфатизирующий, восстановительный обжиг и др.

Наибольшее распространение в промышленности получили гидрометаллургические процессы.

*Гидрометаллургические процессы* применяют для: переработки наиболее сложного по составу минерального сырья; доводки бедных некондиционных концентратов и других продуктов обогащения путем удаления из них примесей; переработки черновых коллективных концентратов с целью полного селективного извлечения полезных компонентов в соответствующие продукты. Эти процессы позволяют перерабатывать бедные и более сложные руды, в также более комплексно использовать исходное сырье.

Гидрометаллургические процессы основаны на избирательном растворении в водной среде или растворителях ценных компонентов или вредных примесей, содержащихся в руде. Схемы гидрометаллургической переработки минерального сырья обычно включают следующие операции: подготовку исходного материала; растворение (выщелачивание) минералов; отделение раствора от нерастворенных твердых веществ и очистку полученных растворов от примесей; выделение из растворов извлекаемых веществ и их обезвоживание (иногда с последующим брикетированием, обжигом и др.); регенерацию растворителей и повторное их использование. Часто отдельные операции совмещаются, и схема переработки упрощается.

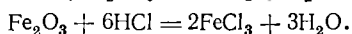
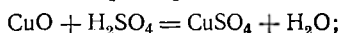
Основной операцией при гидрометаллургическом обогащении являются выщелачивание, при котором полезные или вредные примеси переходят в раствор за счет простого (без химического взаимодействия растворителя с растворяемым минералом) или химического растворения. Простое растворение производится в воде (например, растворение соли  $\text{NaCl}$ ), химическое — в концентрированных или разбавленных растворах кислот (серной, соляной, азотной), щелочей и солей (углекислого натрия, углекислого аммония, цианистого калия и др.) с окислителями или восстановителями или без них.

В последнее время получают распространение методы, при которых растворение полезных компонентов (или вредных при-

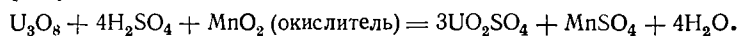


месей) происходит с помощью микроорганизмов или продуктов их метаболизма (жизнедеятельности). Метод называется бактериальным выщелачиванием и может применяться при переработке очень тонковкрапленных урановых, оловянных, золотосодержащих и других руд и концентратов. Бактериальные методы могут применяться как самостоятельно, так и в сочетании с химическими. В последнем случае процесс называется бактериально-химическим выщелачиванием.

При химическом растворении в результате взаимодействия минералов с растворителями происходят обменные реакции с образованием легкорастворимых сульфатов, хлоридов и других солей. Например:



В присутствии окислителя



Выбор химического процесса и характера растворителя зависит от вещественного состава исходного сырья, содержания и минеральных форм полезных компонентов и требований к качеству конечных продуктов.

Используются для выщелачивания: меди, урана, цинка, ванадия — серная кислота; молибдена, вольфрама, урана, ванадия, содержащегося в карбонатных рудах, — сода; меди и никеля — аммиак; золота и серебра — цианистые соли и тиосульфаты и т. д.

При выщелачивании применяют механическое или пневмомеханическое перемешивание материалов крупностью менее 0,2 мм с растворителем и перколяцию (фильтрация, просачивание) растворителя через находящийся в покое в чанах или в виде куч, отвалов или под землей крупнозернистый или кусковой материал.

При перколяции (самом дешевом методе выщелачивания) растворение происходит при протекании растворителя через всю толщу неподвижного материала. Перколяции подвергают как крупные куски размером до 200—300 мм (подземное выщелачивание непосредственно в рудном теле; выщелачивание в больших кучах на поверхности земли), так и более мелкие — крупнее 3 мм (выщелачивание в чанах). Растворение при перколяции длится от нескольких суток и даже месяцев (в чанах) до годов (в кучах и под землей).

В последнее время все большее распространение в гидрометаллургии получают автоклавные процессы (пульпа нагревается в емкости под давлением).

Перед выщелачиванием исходный материал определенным образом подготавливается. Для улучшения доступа растворителя к минеральной поверхности и ускорения процесса растворения производится дробление и измельчение исходного материала

до оптимальной крупности (обычно до 0,1—0,2 мм). (Исключение составляет выщелачивание перколяцией, не требующей дробления и измельчения).

Отделение раствора от твердых веществ производится сгущением в отстойниках, цилиндрических сгустителях или фильтрованием в вакуум-фильтрах различных конструкций. Осветленные или отфильтрованные растворы очищаются от примесей и поступают для разделения и выделения конечных продуктов осаждением (электролиз, цементация, кристаллизация, перевод в нерастворимые соединения), сорбцией, экстракцией.

Гидрометаллургические процессы получили широкое распространение при производстве алюминия, переработке нефелина, извлечении из руд молибдена, железа, свинца, ниобия и других металлов; доводке вольфрамовых, оловянных концентратов.

Для извлечения каменных солей из руд применяют выщелачивание горячими соляными растворами (щелоками) с температурой 100—103°C, с последующей кристаллизацией из охлажденных насыщенных растворов. Такой метод, названный галургическим, применяется при переработке сильвинитовых руд.

*Термический обжиг* является важной подготовительной и вспомогательной операцией перед обогащением руд, доводкой концентратов, гидрометаллургическим обогащением руд, промпродуктов и т. д. Обжиг заключается в нагревании полезного ископаемого до температуры, обеспечивающей необходимые химические превращения элементов, входящих в состав минеральных частиц.

Различают следующие основные виды обжига: с термической диссоциацией соединений, окислительный, восстановительный и хлорирующий.

Обжиг с термической диссоциацией соединений заключается в том, что устойчивые в обычных условиях химические соединения (окислы и сульфиды металлов и др.) при высоких температурах диссоциируют (разлагаются) на составляющие элементы. С помощью такого обжига освобождаются от нежелательных примесей, изменяют свойства разделяемых минералов и т. д. Так, например, при обжиге магнезитовой руды (при температуре 600—900°C) магнезит разлагается до окиси магния. Плотность окиси магния значительно ниже плотности магнезита, что позволит ее выделять гравитационным методом, так как плотность породы после обжига почти не меняется. Обжиг с термической диссоциацией используется для подготовки марганцевых минералов (для повышения их флотуемости), бедных фосфатных руд, сидеритовых, сурьмяных, ртутных, оловянных и других руд, глиноземсодержащего сырья и т. д. Окислительный обжиг чаще всего применяют для удаления серы из сульфидных руд и перевода сульфидных соединений металлов в их окисную форму. Он также применяется при доводке вольфрамовых и оловянных концентратов и промпро-

дуктов для удаления из них вредных примесей (серы, мышьяка). Окислительный обжиг медных, молибденовых и цинковых концентратов применяется для получения огарков перед гидрометаллургической переработкой.

Восстановительный обжиг заключается в переводе окислов металлов, содержащихся в рудах и концентратах, в металлическое состояние или в низшие окислы в присутствии восстановителей (газообразных, жидких, твердых).

В металлургическом производстве мышьяка и сурьмы восстановительный обжиг применяется при обработке концентратов перед их выщелачиванием при наличии вредных примесей, которые не могут быть выделены обычными методами обогащения. Восстановительный обжиг применяется для доводки черновых ниобиевых, цирконовых и ильменитовых концентратов.

Восстановительный (магнетизирующий) обжиг железных руд рассмотрен в гл. 8.

При значительном содержании сульфидных минералов в концентратах и промпродуктах обжиг может производиться без добавок топлива, за счет сгорания содержащейся в них серы.

Хлорирующий обжиг производится в атмосфере газообразного хлора и предназначен для облегчения извлечения из руд и концентратов титана, ниобия, тантала, циркония, редкоземельных и других металлов. Обжиг производят в печах с воздействием газообразного хлора при температуре 550—900°C.

При хлорирующем обжиге окислов металлов хлор вытесняет из них кислород с образованием низкокипящих хлоридов титана, ниобия, циркония, тантала, ванадия, вольфрама, молибдена, железа, алюминия и некоторых других металлов, которые улетучиваются и улавливаются в конденсационных устройствах. Высококипящие хлориды щелочных и редкоземельных металлов остаются в расплаве или шихте.

## Глава 11

### ОКУСКОВАНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

---

#### § 47. СУЩНОСТЬ ПРОЦЕССА

Получаемые в результате обогащения полезных ископаемых мелкие и тонкие концентраты (и другие продукты обогащения) часто бывают непригодны из-за своей крупности для дальнейшей переработки или прямого использования. В ряде случаев это относится и к мелким и тонким фракциям, получаемым в процессе добычи полезных ископаемых. Поэтому для возможности дальнейшей переработки или повышения эффективности использования применяются операции окускования.

Операция окускования позволяет более рационально использовать естественные пылеватые руды, а также отходы метал-

лургического производства (пыль и шламы металлургических агрегатов; колосниковую пыль домен и окалину прокатного производства и др.).

Окусованию подвергаются торф, бурые угли, мелкие классы каменных углей и антрацитов, полукоксовая и коксовая мелочь. Окусованное топливо по сравнению с обычным обладает более высокими теплотехническими показателями, большей устойчивостью при хранении и транспортировании.

В металлургии применяют три способа окусования: агломерацию для мелких руд и концентратов крупностью менее 8(6) мм; окомкование для тонкоизмельченных руд и концентратов крупностью 80—90% содержания класса —0,06 мм и брикетирование для мелких и тонких руд и концентратов.

При окусовании торфа и углей применяется брикетирование; при окусовании фосфоритных удобрений — окомкование.

#### § 48. АГЛОМЕРАЦИЯ И ОКОМКОВАНИЕ

Агломерация является термохимическим способом обработки мелких руд и концентратов с целью их окусования, получаемого за счет спекания.

Технология производства агломерата включает следующие основные операции: подготовку смеси (шихты) к агломерации; процесс агломерации; обработку спекшегося продукта с целью получения агломерата требуемой крупности. Подготовка шихты заключается в доведении до необходимой крупности (когда это требуется) компонентов, входящих в состав агломерационной шихты и смешивании их в требуемой пропорции.

Крупность входящих в состав агломерационной шихты компонентов не должна превышать, мм: окисленных железных руд — 8; магнетитовых руд — 6; возврата — 6; флюсов — 3 и топлива — 3.

Агломерация для тонких материалов не применяется, так как в этом случае спекание происходит медленно и агломерат получается пониженного качества. Агломерационная шихта при производстве неофлюсованных агломератов должна состоять из рудной части, представленной обычно концентратом или мелкой рудой (или смесью концентрата и руды), топлива (мелкий кокс, антрацит, каменный уголь), возврата (мелкого агломерата, остающегося от предыдущего спекания) и возможных различных добавок: колосниковой пыли, конверторных шлаков (при выплавке железа), пиритных огарков (при сернокислотном производстве), красных шламов (глиноземное производство) и др. При получении мартеновского агломерата в шихту добавляют железную или чугунную стружку и окалину. При получении офлюсованных агломератов добавляют флюсы (известняк, доломит). Смешивание шихты происходит в специальных смесителях.

Процесс агломерации производится в агломерационных машинах, состоящих из последовательного ряда спекательных тележек (паллет), вытянутых в длину. Тележки имеют невысокие борта, колосниковое дно и шарнирно соединены между собой, представляя вытянутую поверхность. За счет приводного барабана осуществляется медленное движение тележек от места загрузки шихты до выгрузки агломерата. Загрузка агломерационной шихты на спекательные тележки производится специальным устройством — укладчиком, обеспечивающим постоянство высоты (около 250—300 мм) слоя материала. Часто перед загрузкой шихты на агломерационную машину, колосниковую решетку спекательных тележек предварительно укладывается «постель» (слой мелкого агломерата массой 20—30 кг на 1 м<sup>2</sup>), которая предохраняет колосники от перегрева и исключает приплавление кусков агломерата к колосникам, обеспечивая свободный его сход с машины.

Зажигание верхнего слоя шихты производится в зажигательном горне (или горелке), установленном сразу за укладчиком шихты. Продукты горения от сжигания в горне газообразного или жидкого топлива просасываются через слой шихты и воспламеняют твердое топливо. Шихта разогревается до 1150—1350°С (в зависимости от температуры плавления шихты). Для поддержания процесса горения топлива через слой шихты просасывается воздух. Просос воздуха происходит за счет создания эксгаустером (вентилятором) вакуума в подколосниковом пространстве агломерационной машины.

В процессе агломерации в слое материала образуются следующие зоны: 1 — исходная шихта; 2 и 3 — конденсация и переувлажнение, получаемые за счет конденсации водяных паров отходящих газов при их соприкосновении с более холодной частью шихты; 4 — сушка; 5 — интенсивный нагрев; 6 — плавление или формирование агломерата; 7 — готовый охлаждающийся агломерат (рис. 82). Процесс протекает таким образом, что в каждый данный момент горение происходит только в небольшом (не более 40 мм) по толщине слое шихты, так как более глубокие слои не могут гореть из-за низкой для воспламенения температуры и недостаточного содержания кислорода

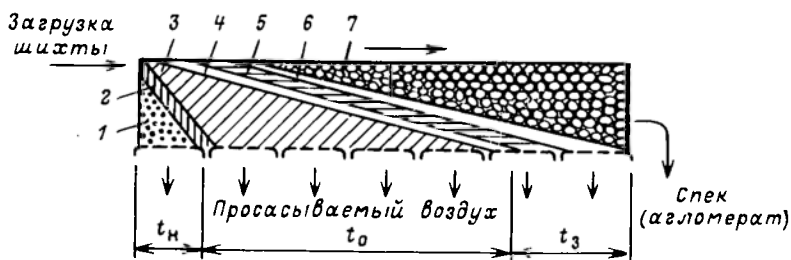


Рис. 82. Схема расположения отдельных зон в слое шихты, находящейся на агломерационной машине (продольный разрез)

в просасываемом газе. Выше этого слоя находится готовый спек. По мере перемещения материала вдоль машины горячий слой шихты продвигается все ниже и ниже и при достижении «постели» (или колосников) процесс спекания заканчивается. По времени процесс агломерации длится 10—15 мин и подразделяется на три периода (см. рис. 82): начальный ( $t_n$ ), когда формируются отдельные зоны агломерируемого слоя; основной ( $t_o$ ), когда газодинамический и тепловой режимы стабилизировались, и заключительный ( $t_s$ ), когда происходит «выклинивание» отдельных зон.

В процессе агломерации, кроме спекания шихты, происходят окисление серы, мышьяка, сурьмы и других примесей, а также окислительно-восстановительные процессы в руде.

После окончания агломерации конечный продукт (спек) с агломерационной машины поступает на дробление, затем на грохочение для выделения возврата (мелочи), охлаждения и повторное грохочение. При повторном грохочении получается готовый агломерат (надрешетный продукт крупностью более 5—8 мм) и мелочь (подрешетный продукт), используемая для создания «постели» в агломерационных машинах. О качестве агломерата судят по его химическому составу, физико-химическим и механическим свойствам.

Агломерационные машины выпускаются с площадью агломераций до 600 м<sup>2</sup>.

Окомкование — процесс окускования тонкоизмельченных (85—95% класса — 0,06 мм) влажных материалов (главным образом железных концентратов) за счет их способности образовывать при перекачивании агрегаты округлой формы — окатыши. Полученные в процессе окатыwania сырые окатыши подвергаются упрочнению обжиговым или безобжиговым методами. Упрочненные окатыши обладают однородностью по химическому составу и крупности, хорошей восстановимостью и прочностью. В тех случаях, когда в шихту вводятся флюсы (известняк, доломит, известь) получают офлюсованные окатыши, без флюсов — неофлюсованные.

Технология получения обожженных окатышей включает следующие основные операции: подготовка шихты для окомкования; процесс получения сырых окатышей (окомкование) и их обжиг.

Подготовка шихты для окомкования заключается в усреднении сырья, измельчении добавок до требуемой крупности (при неблагоприятной крупности исходного сырья производится его доизмельчение), дозировании компонентов шихты и смешивании сырья в шнековых, роторных и барабанных смесителях. При этом необходимо выдерживать оптимальную влажность шихты, составляющую для гематитовых и магнетитовых концентратов 8—10%; бурых железняков 20—25%; пиритных огарков 15—20%. В шихту добавляют упрочняющие добавки, из которых наиболее распространенным является бентонит (осо-

бий тип глины), содержание которого составляет 0,4—1% от шихты.

Окомкование производится во вращающихся барабанных и тарельчатых (чашечных) окомкователях.

Тарельчатый окомкователь (рис. 83) представляет наклонную чашу 1, внутрь которой загружается шихта. Чаша, имеющая очистительное устройство 2, вращается вокруг своей оси от электропривода 3. Угол наклона чаши можно регулировать с помощью механизмов 4—6. Чаша установлена на опоре 7. Во время вращения чаши материал, двигаясь по поверхности, образует комочки, которые при перекачивании,

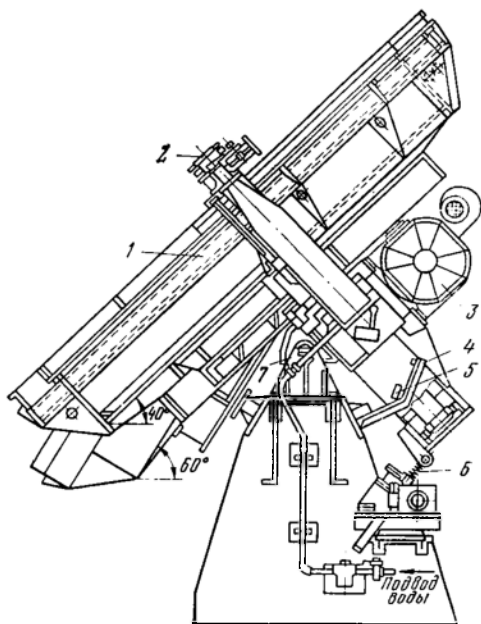


Рис. 83. Тарельчатый (чашевый) окомкователь

за счет захватывания близлежащих частиц, превращаются в окатыши сферической формы диаметром 10—20 мм. Готовые окатыши после грохочения поступают в обжиговую машину, а мелочь вновь направляется в окомкователь. Для обжига окатышей применяются конвейерные обжиговые машины (получили наибольшее распространение), комбинированные установки и шахтные печи. При обжиге окатыши последовательно проходят стадии (зоны) сушки, подогрева, обжига (при температуре 1250—1300 °С), рекуперации и охлаждения. При обжиге окатышей происходит окисление железосодержащих минералов (магнетита в гематит) и их десульфуризация (обессеривание за счет диссоциации пирита). В результате обжига получают прочные окатыши, которые после грохочения отправляют на плавку. Некондиционную мелочь (мельче 5 мм) можно использовать в качестве оборотного продукта.

Метод безобжигового упрочнения окатышей предусматривает введение в шихту специальных вяжущих веществ, затвердевающих при естественных или умеренно повышенных температурах. В качестве вяжущих добавок чаще всего используют цементы (портландцемент, шлаковый цемент), гашеную известь и т. п. или жидкое стекло. Сырые окатыши, полученные на окомкователях с добавлением вяжущих веществ, затвердевают при обычной (18—20 °С) или повышенной (80—100 °С) температуре.

Обжиговый метод получил широкое распространение при окомковании железных концентратов. Безобжиговый метод широкого распространения не получил. Разработана технология безобжигового окомкования гравитационных и флотационных оловянных концентратов с использованием гашеной извести и сульфит-спиртовой барды. Разрабатывается технология гранулирования фосфоритной муки с использованием в качестве связующих легко растворимых в воде минеральных полезных солей.

## § 49. БРИКЕТИРОВАНИЕ

**Брикети́рование** — процесс окускования мелкозернистых материалов за счет прессования под давлением с целью получения из них брикетов — кусков геометрически правильной формы и одинаковых размеров.

В зависимости от свойств исходного материала брикетирование может осуществляться с добавкой связующих веществ при давлении менее 80 МПа и без связующих веществ при повышенном давлении (свыше 80 МПа).

Брикети́рование производится в брикетных прессах низкого (вальцовые, столовые) и высокого (штемпельные, кольцевые) давления.

*Брикети́рование руд.* Основными видами сырья для брикетирования являются рыхлые пылеватые руды (например, бурые железняки), мелкие железные руды и концентраты, различные отходы черной металлургии (стружка, окалина, шлаки, шламы и др.), марганцевые руды, медистые колчеданы, окисленные никелевые руды, цинковые концентраты и др.

Руды брикетируют обычно с использованием связующих веществ. Без связующих веществ могут брикетироваться те руды, в состав которых входят вещества, обладающие связующими свойствами (бедные железные и некоторые руды цветных металлов) или слабоструктурные руды, способные спрессовываться при высоком давлении.

Технология брикетирования руд и концентратов со связующими веществами предусматривает подготовку сырья и связующих веществ (дозировка, смешивание и др.), прессование (брикетирование), упрочнение брикетов (автоклавное, термообработка, сушка и др.). Для брикетирования руд наиболее часто применяют вальцовые брикетные прессы различных модификаций и значительно реже столовые прессы.

Вальцовый пресс (рис. 84) состоит из одной (см. рис. 84, *а*) или двух (см. рис. 84, *б*) пар прессующих вальцов *1*, вращающихся навстречу друг другу. На цилиндрической поверхности вальцов крепятся бандажи из твердой износостойкой стали с углублениями в виде различных симметричных полуформ брикетов (у некоторых конструкций прессов углубления сделаны только на одном бандаже, а другой остается гладким).



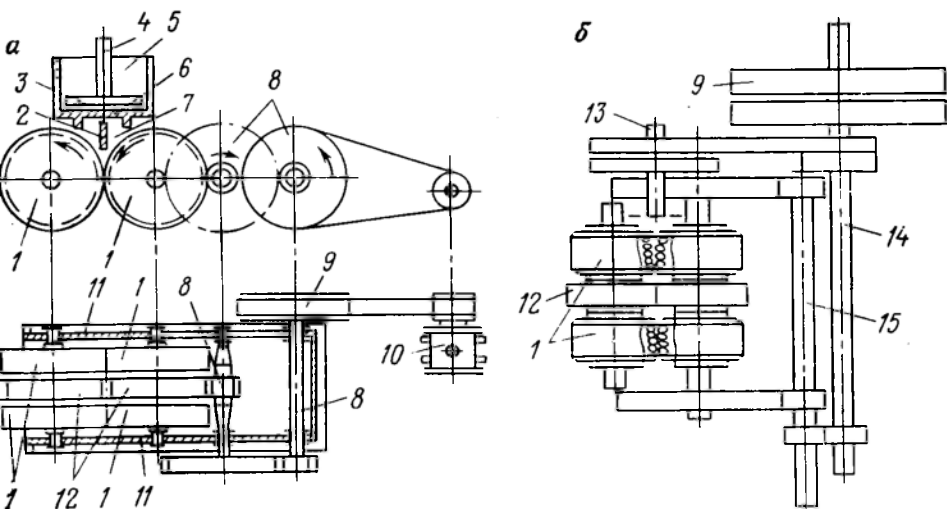


Рис. 84. Вальцовый пресс с приводом от индивидуального (а) и общего (б) двигателей

Исходная шихта из распределительной чаши 5, снабженной мешалкой 3, закрепленной на валу 4, через отверстие в дне 6 по течке 7 мимо регулирующего щитка 2 подается в пространство между вальцами, заполняя углубления в бандажах. При вращении вальцов навстречу друг другу углубления в бандажах совпадают и сжимают находящуюся в них шихту. Так происходит прессование шихты с получением брикетов овальной, яйцевидной и других форм. Ниже линии центров вальцы расходятся и брикеты под действием собственной силы тяжести выпадают из ячеек. Вальцы приводятся в движение от электродвигателя 10 через ременную 9 и зубчатую 8, 12 передачи и валы 13, 14, 15, размещенные в стенках 11. Вальцовые прессы развивают давление до 80 МПа.

В качестве связующих веществ используют растворимое стекло, известь (используется дополнительно как флюсы), концентраты сульфит-спиртовой барды, щелоки, а также комбинированные связующие. Расход связующих веществ обычно составляет 6—8% к брикетируемой шихте.

В последние годы в практике брикетирования рудного сырья и отходов черной металлургии получила распространение технология брикетирования при высоких (800—1050 °С) температурах без добавления связующих веществ. Исходный материал за счет нагревания переходит в более мягкие структурные формации, частично спекается и брикетируется в нагретом состоянии (так называемое горячее брикетирование\*).

\* Горячее брикетирование может применяться и с добавлением связующих веществ.

*Брикетирование бурых и каменных углей.* Бурые угли (молодые) в естественном виде непрочны, при хранении рассыпаются, их сжигание в топках с колосниковыми решетками из-за большого провала через колосники неэффективно. Такие угли подвергают брикетированию без связующих веществ, так как они имеют значительное (до 20%) содержание битумов, которые (по одной из гипотез) при брикетировании склеивают угольное вещество брикета.

Технология брикетирования заключается в следующем: бурые угли дробят в зубчатых валковых и молотковых дробилках до крупности  $-6+0$  мм, сушат в барабанных трубчатых, паровых тарельчатых или других сушилках (от влажности 50—60% в исходном угле до 18—20% в высушенном), охлаждают и брикетируют в штемпельных или кольцевых прессах высокого давления. После охлаждения брикеты используют в качестве топлива или для полукоксования.

При брикетировании бурых углей чаще всего применяют штемпельные прессы (рис. 85), основной деталью в которых является пресс-форма 11, размещенная в прессовой головке 2, состоящей из верхней 7 и нижней 1 частей, соединенных между собой стяжными болтами.

Прессование бурого угля происходит в пресс-форме за счет возвратно-поступательных движений штемпеля 10 от шатуна. При движении штемпеля вправо порция угля питателем 6 подается по вертикальному каналу в пресс-форму, при ходе шатуна влево штемпель проталкивает уголь в формовочный канал и спрессовывает его в брикет. Одновременно с этим при вращении червячной передачи 4 от штурвала 5 винт 3 поворачивает вокруг оси 9 нажимную плиту 8, которая прижимается

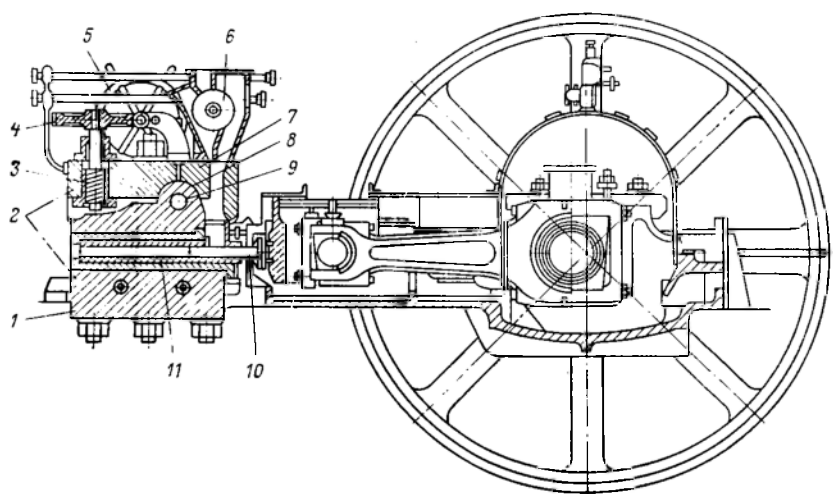


Рис. 85. Штемпельный пресс

к матрацам. Находящиеся в канале брикеты перемещаются за один цикл на расстояние ширины брикета, и самый крайний брикет выпадает из канала. Форма и размеры брикета зависят от конфигурации и размеров пресс-формы.

Штемпельные прессы развивают давление до 150 МПа. По такой же технологии брикетируется торф.

Каменные угли и антрациты характеризуются более плотной по сравнению с бурыми углями структурой, меньшей пластичностью и более низким содержанием битумов (менее 3%). Поэтому мелочь каменных углей и антрацитов брикетируется с добавлением связующих веществ, в качестве связующих веществ наибольшее применение получили нефтяные битумы, а иногда применяется каменноугольный пек.

Технология брикетирования каменных углей и антрацитов сводится к следующему: исходный уголь (крупностью не более 6—10 мм) подсушивается, смешивается со связующим веществом в паровом смесителе и после охлаждения направляется на прессование в вальцовых прессах (см. рис. 84) при давлении 15—25 МПа. Каменноугольные или антрацитовые брикеты охлаждаются в охладителях с сетчатым дном. Мелочь и бой брикетов проваливаются в отверстия сетки и возвращаются в процесс брикетирования. Готовые брикеты отправляют на склад или отгружают потребителю.

## Глава 12

### ОБЕЗВОЖИВАНИЕ ПРОДУКТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

---

#### § 50. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

В настоящее время обогащение большинства полезных ископаемых осуществляется в водной среде. Расход воды на обогатительных фабриках с мокрыми процессами обогащения составляет 3—8 м<sup>3</sup> на 1 т обогащаемого полезного ископаемого. Вследствие этого получаемые продукты обогащения сильно обводнены и в таком обводненном виде малопригодны для дальнейшего использования. Кроме того, излишняя влага (вода) удорожает их перевозку и хранение, уменьшает сыпучесть, повышает вероятность смерзания в зимнее время. Поэтому для удаления из продуктов обогащения избыточной влаги применяют ряд операций, называемых в общем случае обезвоживанием. Отделяемая от продуктов обогащения в процессе обезвоживания вода используется для оборотного водоснабжения или сбрасывается за пределы предприятия.

Содержание влаги (или влажность) определяется отношением массы воды в продукте к общей массе сырого продукта

и выражается в процентах. Содержание влаги в конечных продуктах обогащения (концентратах) регламентируется ГОСТами или временными нормами и должно быть в пределах: для магнетитовых концентратов 2—4%, гематитовых и маргитовых 3—5%, для угольных концентратов руд цветных металлов 5—12% (при перевозке в зимнее время), для фосфатных и калийных концентратов, используемых в сельском хозяйстве не выше 1,5—2%, для угольных концентратов Донбасса при перевозке их железнодорожным транспортом не более 9—12% в летнее и не более 7% в зимнее время.

Промпродукты обезвоживаются в том случае, когда предусматривается дальнейшее их использование, хвосты — с целью лучшего их складирования и использования выделенной воды в качестве оборотной.

Различают следующие виды влаги:

химически связанная влага — представляет собой молекулы воды, химически связанные с веществом минерала и непосредственно входящие в его кристаллическую решетку. Эта влага может быть выделена лишь при нагревании минералов до 300°C и выше;

адсорбированная влага — представляет собой гидратные пленки, удерживаемые на поверхности минералов за счет сил адсорбции. Адсорбированная влага, в свою очередь, разделяется на гигроскопическую, прочно связанную с поверхностью минерала, и адгезионную (влагу смачивания);

капиллярная влага представляет собой молекулы воды, удерживаемые в порах минералов силами капиллярного давления. Масса влаги, удерживаемой в капиллярах, зависит от пористости обезвоживаемых продуктов;

гравитационная (свободная) влага представляет собой воду, заполняющую промежутки между частицами.

При обезвоживании наиболее легко отделяется гравитационная влага, более трудно — капиллярная и адгезионная, наиболее трудно — гигроскопическая. Химически связанная влага в процессе обезвоживания практически не отделяется.

Конечная влажность обезвоженных продуктов зависит от свойств поверхности минералов, их крупности и плотности, содержания воды в исходном материале и способа обезвоживания. Если обезвоживание крупнозернистых продуктов происходит сравнительно легко, то обезвоживание тонкозернистых представляет значительные трудности; обезвоживание более плотных материалов происходит легче, чем менее плотных; более пористых труднее, чем малопористых.

Содержание влаги в продуктах обогащения определяется высушиванием проб в сушильном шкафу при температуре 105—110°C (ГОСТ 11014—81) или электрическим методом (ГОСТ 11056—77).

В зависимости от влажности продуктов обогащения различают:

обводненные продукты, представляющие собой смеси твердого и воды и содержащие все виды влаги, их влажность составляет не менее 40%;

мокрые продукты, содержащие часть гравитационной, капиллярную, адсорбированную и химически связанную влагу, их влажность составляет от 15—25 до 40%;

влажные продукты, содержащие только некоторую часть капиллярной влаги, адсорбированную и химически связанную влагу, их влажность составляет от 5—6 до 15—25%;

воздушно-сухие продукты, содержащие только адсорбированную (главным образом гигроскопическую) и химически связанную влагу, их влажность зависит от характера полезного ископаемого и в большинстве случаев составляет 4—6%;

сухие продукты, содержащие гигроскопическую и химически связанную влагу, их влажность составляет 0,5—4%.

В зависимости от крупности обезвоживаемых материалов различают следующие основные методы обезвоживания: дренирование (для углей крупностью более 10 мм и руд — более 3—5 мм); центрифугирование (для углей крупностью 0,5—10 мм); сгущение (для углей крупностью менее 0,5 мм и для руд — менее 0,1 мм); фильтрование (для углей крупностью менее 1—0,5 мм и руд — менее 0,1 мм); термическую сушку (для углей крупностью менее 10 мм и руд — менее 0,5—0,1 мм).

Так как наиболее экономичным и наименее эффективным (для мелких продуктов) является обезвоживание дренированием, а наиболее дорогостоящим — сушка\* (центрифугирование, сгущение, фильтрование занимают промежуточное значение), при выборе схем и методов обезвоживания надо стремиться к тому, чтобы хотя бы часть влаги удалить более экономичным методом. Поэтому крупные продукты (крупнее 5—10 мм) вначале обезвоживают дренированием на грохотах (элеватора и др.), а затем в бункерах или дренажных складах; мелкие продукты (крупностью 0,5—10 мм) — вначале дренированием на грохотах (элеваторах), а затем центрифугированием и иногда термической сушкой; тонкие продукты (крупностью менее 0,5 или 0,1 мм) вначале сгущают, потом фильтруют (или центрифугируют в осадительных центрифугах) и затем сушат.

При обезвоживании плотных пульп (например, угольные флотоконцентраты) их направляют непосредственно на фильтрование (или в осадительные центрифуги), минуя стадию сгущения.

## § 51. ДРЕНИРОВАНИЕ

**Д р е н и р о в а н и е** — процесс удаления воды из зернистых продуктов за счет естественной фильтрации жидкости через промежутки между частицами под действием силы тяжести (иногда

\* Доля затрат на сушку составляет 10—15% общей себестоимости обогащения, причем около половины из них приходится на стоимость топлива.

при дополнительном механическом воздействии колебаний). Дренажное производится на обезвоживающих грохотах, в элеваторах, горизонтальных ковшовых конвейерах, механических спиральных классификаторах, бункерах и штабелях.

В качестве обезвоживающих грохотов могут применяться грохоты любого типа. Однако на практике предпочтение отдается вибрационным самобалансным и инерционным грохотам, неподвижным коническим циклонным и дуговым ситам (см. главу 2).

Грохоты имеют щелевидные сита из нержавеющей стальной или латунной проволоки трапецидального сечения, расположенные широкой стороной трапеции вверх. Ширина щелей сита составляет 0,25; 0,5; 0,75 и 1 мм. При обезвоживании крупных материалов устанавливают двухситные грохоты, нижнее сито которых щелевидное, а верхнее — штампованное или плетеное с крупными отверстиями размером 25×25; 13×13 или 6×6 мм. Вода из обезвоживаемого материала проникает через щели сита и уходит в подрешетный продукт, а обезвоженный материал продвигается в конец грохота.

Расчет необходимых для обезвоживания грохотов производится, исходя из площади грохота и удельной производительности.

*Обезвоживающие элеваторы и горизонтальные ковшовые конвейеры.* Элеваторы устанавливают на отсадочных машинах, моечных желобах и в зумпфах-классификаторах. Обезвоживание материала происходит в дырчатых ковшах элеваторов в период подъема обезвоживаемого материала. Вода фильтруется через материал и вытекает через отверстия в стенках ковшей.

Обезвоживающие ковшовые конвейеры устроены подобно элеваторам, с той лишь разницей, что ковши конвейеров перемещаются горизонтально. Находясь на нижней ветви конвейера, ковши автоматически переворачиваются, и обезвоженный материал сыпается в бункер.

Обезвоживающие спиральные классификаторы имеют конструкцию, аналогичную приведенной в главе 5, с той лишь разницей, что частота вращения шнека у обезвоживающих классификаторов более низкая, а угол наклона корыта несколько больший. Обезвоженный продукт транспортируется шнеком по днищу ванны выше уровня пульпы. Спиральные классификаторы применяют для обезвоживания мелких материалов с высокой плотностью.

Обезвоживающие бункера представляют собой железобетонные прямоугольные ячейки с пирамидальной нижней частью, имеющей перфорированный затвор для стока воды. Иногда обезвоживающие бункера снабжаются вертикальными перфорированными дренажными трубками, обеспечивающими сток воды по всей высоте бункера. Выпуск обезвоженного продукта производится открытием перфорированного затвора. Число бункеров определяется продолжительностью обезвоживания и мас-

сой обезвоживаемого материала. Материал в обезвоживающих бункерах обычно выдерживается в течение 4—8 ч.

Обезвоживающие штабели представляют собой влажный материал, уложенный в конусообразные штабели, размещенные в закрытых складах. Исходный материал предварительно обезвоживается в прямоугольных отстойниках, имеющих по всей ширине сливные пороги для отвода основной массы воды. Осадок грейферным краном выгружается из отстойника и укладывается на наклонный пол на конусные штабели, вода из которых во время первичного обезвоживания сливается через боковые отверстия-окна, а затем материал перемещается в конусные штабели вторичного обезвоживания, вода из которых удаляется по дренажным канавам. Этим методом можно обезвоживать крупнокусковые материалы (до 150—200 мм с нижним пределом крупности 0,1—1 мм) с высокой плотностью (например, железные концентраты). Эффективность дренирования зависит от высоты штабеля, способа укладки материала, его гранулометрического состава, продолжительности обезвоживания и др. Время обезвоживания материала в штабелях менее чем 8 ч не допускается.

## § 52. ЦЕНТРИФУГИРОВАНИЕ

Центрифугирование — операция обезвоживания мелких мокрых и тонких обводненных продуктов под действием центробежных сил. Центрифугирование осуществляется в центробежных аппаратах, называемых центрифугами.

Для обезвоживания мелких продуктов (в основном угольных концентратов и промпродуктов крупностью 0,5—10 мм) применяют фильтрующие центрифуги, в которых удаление обезвоженного продукта может осуществляться силами инерции (центробежными силами), посредством вибрации ротора и с помощью специальных шнеков.

Фильтрующая центрифуга (рис. 86, а) состоит из корпуса 2, в котором на вертикальном валу закреплен конический ротор 3. Поверхность ротора представляет собой фильтрующее сито со щелевидными отверстиями размером 0,25—0,5 мм. Частота вращения ротора составляет 400—600 мин<sup>-1</sup>. Обезвоживаемый продукт через питающую трубу попадает на вращающийся вместе с ротором распределительный диск 1, с которого он центробежной силой равномерно разбрасывается на внутреннюю фильтрующую поверхность ротора. Под действием центробежной силы происходит принудительная фильтрация воды через осадок твердых частиц и сетчатую поверхность ротора. Прошедшая через сито ротора жидкая фаза называется фугатом, а движущийся по сити обезвоженный продукт — осадком. Образовавшийся осадок в центрифугах с центробежной выгрузкой удаляется с ротора самотеком за счет центробежных сил. В центрифугах с вибрационной выгрузкой осадка,

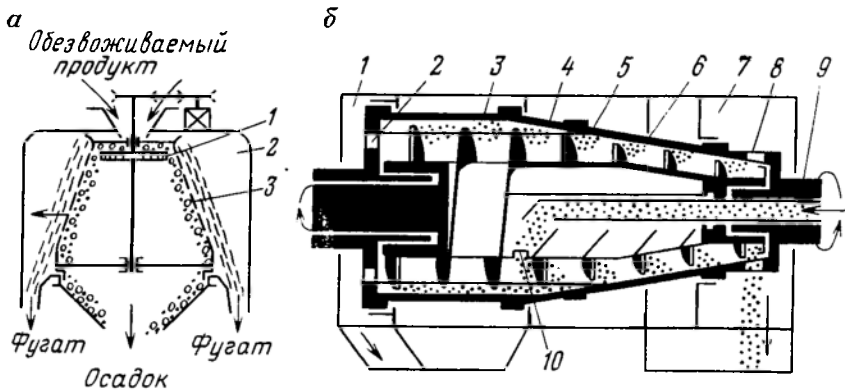


Рис. 86. Центрифуга:  
 а — фильтрующая; б — шнековая осадительная

перемещение и разгрузка обезвоженного материала обеспечиваются за счет вибраций ротора, направленных вдоль оси центрифуги (частота вибраций составляет  $1500\text{--}1800\text{ мин}^{-1}$ , амплитуда  $4\text{--}8\text{ мм}$ ). В шнековых центрифугах разгрузка осадка производится принудительно, с помощью шнека, вращающегося с частотой несколько меньшей, чем частота вращения ротора.

Наибольшее распространение получили вибрационные и шнековые центрифуги с вертикальным и горизонтальным ротором (например, НВВ-1000 — непрерывно действующая, вибрационная, вертикальная с ротором диаметром 1000 мм, производительностью до 100 т/ч; ЦВП-1500 — центрифуга вибрационная прямоточная с ротором диаметром 1500 мм, производительностью до 300 т/ч; ВГ-1320 — вибрационная центрифуга горизонтальная с ротором диаметром 1320 мм, производительностью до 250 т/ч; НВШ-1000 — непрерывно действующая центрифуга, вертикальная шнековая с ротором диаметром 1000 мм, производительностью до 100 т/ч и др.).

Фактор разделения (отношение ускорения центробежной силы к ускорению свободно падающих тел) у центрифуг лежит в пределах  $100\text{--}300$ .

Для обезвоживания тонких обводненных продуктов применяют осадительные центрифуги.

Осадительная шнековая центрифуга (рис. 86, б) состоит из конического ротора 4, внутри которого на барабане 6 смонтирован шнек 5. Ротор 4 и шнековый барабан 6 вращаются в одном направлении, но частота вращения шнекового барабана несколько ниже. Исходная пульпа подается во вращающийся ротор 4 вначале по питающей трубе 9, а затем через отверстие 10 в шнековом барабане.



Под действием центробежной силы в роторе центрифуги образуется жидкостный цилиндр 3. Крупнозернистый материал под действием центробежной силы оседает на внутренней поверхности ротора и витками шнека за счет меньшей частоты вращения транспортируется к суживающемуся концу ротора. Удаление крупнозернистого материала в приемную камеру 7 происходит через окно 8. Слив, содержащий тонкие частицы, удаляется из ротора через сливные окна 2 в камеру для приема слива (фугата) 1. Уровень слива регулируется высотой порогов сливных окон. Левая часть ротора (цилиндрическая) называется зоной осаждения, средняя — переходной зоной, а правая — зоной обезвоживания осадка.

Основное преимущество машин этого типа заключается в наиболее полном использовании центробежной силы для отделения влаги от обезвоживаемого продукта.

### § 53. СГУЩЕНИЕ

Сгущение — процесс осаждения твердых частиц из мелкозернистых (размером менее 0,5 мм) пульп с получением уплотненного сгущенного продукта и осветленного слива. Для сгущения применяют устройства и аппараты, в которых осаждение частиц происходит под действием силы тяжести, — цилиндрические и конусные сгустители, шламовые отстойники и т. д.; аппараты, в которых осаждение частиц происходит под действием центробежных сил — гидроциклоны, осадительные центрифуги. Имеются комбинированные аппараты, в которых сгущение совмещено с фильтрованием (сгустители-фильтры). Для ускорения осаждения тонких частиц в пульпу перед сгущением иногда добавляют реагенты-флокулянты (полиакриламид, «Метас», «Комета») и реагенты-коагулянты (известь, хлористое железо, серную кислоту и др.), а также используют акустическое и электрическое воздействие.

Цилиндрические (радиальные) сгустители в зависимости от расположения привода механизма разгрузки сгущенного осадка разделяются на два типа: с центральным приводом и периферическим. Сгустители с центральным приводом имеют в центре чана вертикальный вал, на котором по высоте закреплены в один или несколько ярусов граблины. По этому признаку сгустители подразделяются на одно- и многоярусные.

Одноярусный цилиндрический сгуститель с центральным приводом (рис. 87) состоит из цилиндрического чана 1 со слабонаклонным днищем и кольцевым сливным желобом 2, загрузочной трубы 8 и разгрузочной воронки 10 для выгрузки сгущенного осадка. На центральном валу 9 крепится гребковая рама с граблинами 7. Вал проходит через ферму 3, на которой располагается электропривод 6 для вращения граблин. В случае зашламливания гребковой рамы и ее остановки вал вместе с рамой автоматически поднимается вверх при по-

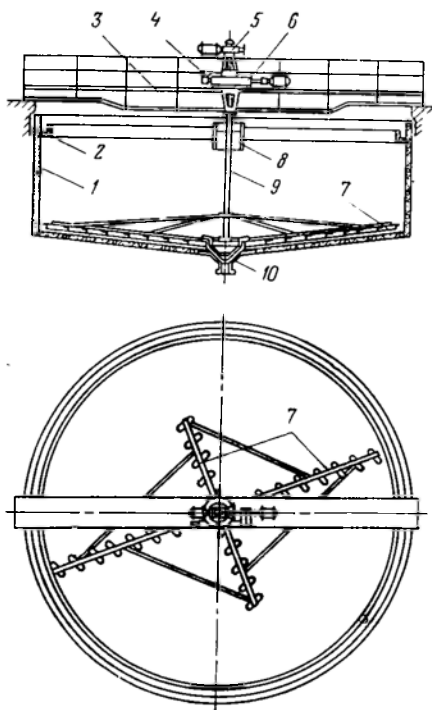


Рис. 87. Одноярусный цилиндрический (радиальный) сгуститель с центральным приводом

ким приводом имеет вид рамы с гребками, которая опирается на центральную колонну и монорельс, уложенный вкруговую на стенке чана. У периферии рама заканчивается кареткой, на которой размещены электродвигатель, редуктор, приводной ролик и балласт для увеличения силы сцепления роликов с рельсом. За счет движения ролика по рельсу осуществляется вращение гребкового механизма.

Расчет цилиндрических сгустителей сводится к определению общей площади сгущения и диаметра сгустителя по удельной производительности на  $1 \text{ м}^2$ . Удельная производительность колеблется от  $0,02$ — $0,06$  (для железных, марганцевых и сульфидных флотационных концентратов) до  $0,08$ — $0,2 \text{ т}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч})$  для углей. При применении флокулянтов производительность возрастает в  $4$ — $5$  раз. В последнее время для сгущения применяют цилиндрические сгустители с осадкоуплотнителем, производительность которых выше, чем у радиальных сгустителей.

Пластинчатый сгуститель (рис. 89) представляет собой камеру, в которую исходное питание подается через приемное окно 1. В камере установлены параллельные пластины 4, расположенные на расстоянии  $50$ — $70$  мм друг от друга

мощи механизма 5, имеющего указатель 4 перегрузки сгустителя.

Чан сгустителя изготовляют из бетона, а у сгустителя небольшого диаметра — из листового железа. Чан заполняется пульпой. Вверху располагается слой осветленной жидкости (зона А), ниже — слой пульпы исходной плотности (зона Б), еще ниже располагается промежуточный слой (зона В), и, наконец, в самом низу находится уплотненный (сжатый) слой (зона Г) (рис. 88). Сгущенный продукт, осевший на дне сгустителя, гребками перемещается к центру в разгрузочную воронку, откуда удаляется шламовыми насосами. Осветленный слив переливается через порог и удаляется в кольцевой сливной желоб.

Разгрузочный механизм сгустителей с периферическим

под углом  $40-60^\circ$  к горизонту. Пластины позволяют разделить поток на струи с ламинарным движением пульпы и уменьшить путь оседания твердых частиц. Общая площадь сгущения равна сумме горизонтальных площадей всех пластин.

Осветленная жидкость попадает в камеру 2 и затем удаляется из сгустителя по трубе 3. Твердые частицы во время прохождения потока между пластинами выпадают на наклонные плоскости, перемещаются по пластинам вниз и заполняют трапецевидную часть сгустителя. Сгущенный продукт выводится через трубу 5.

Для предотвращения забивания разгрузочной трубы в трапецевидной части аппарата установлен вибровозбудитель 6. По принципу действия пластинчатые сгустители делятся на прямоточные, противоточные и с поперечным потоком. Сгустители изготовляют с площадью сгущения 50; 100; 200 и 1000 м<sup>2</sup>.

Для выделения твердой фазы из пульп очень малой плотности применяют шламовые отстойники. Они представ-

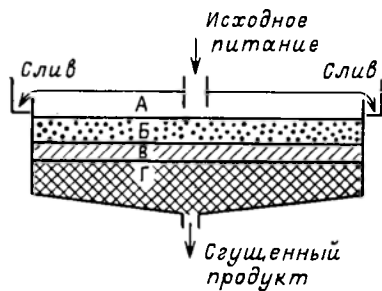


Рис. 88. Зоны осаждения твердой фазы пульпы в цилиндрических сгустителях

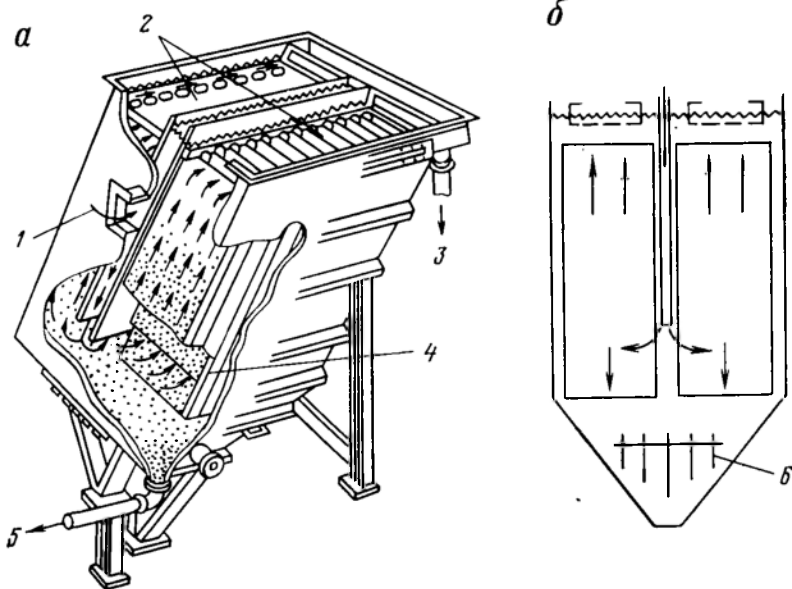
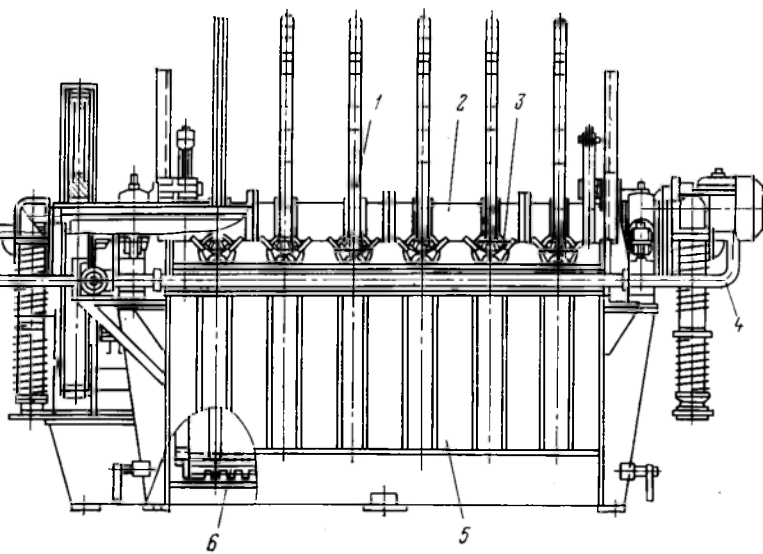


Рис. 89. Пластинчатый сгуститель: а — общий вид; б — схема работы



ляют собой большие прямоугольные бассейны. Устанавливают шламовые отстойники в основном на углеобогатительных фабриках для осветления шламовых вод.

Для сгущения пульп применяют также центробежные аппараты: гидроциклоны (одиночные и батарейные), конструкция которых рассматривалась в главе 5.

Эксплуатационные расходы на 1 т продукта, поступающего на сгущение, составляют 0,09—0,22 руб.; капитальные затраты на 1 т годовой производительности 0,6—1,1 руб. и расход электроэнергии 1—2 кВт·ч/т.

## § 54. ФИЛЬТРОВАНИЕ

Фильтрация — процесс разделения жидкой и твердой фаз пульпы с помощью пористой перегородки под действием разности давлений, создаваемой разрежением или избыточным давлением воздуха. Жидкая фаза пульпы проходит через отверстия в перегородке и собирается в виде фильтрата, а твердая задерживается на поверхности перегородки в виде обезвоженного осадка, который потом удаляется.

Различают фильтрацию под вакуумом (в вакуум-фильтрах) и под давлением (в пресс-фильтрах). В качестве пористых перегородок применяют различные фильтрующие ткани (хлопчатобумажные — фильтробельтинг, фильтродиagonal; синтетические из нейлона, лавсана, капрона) и металлические сетки из стальной и латунной проволоки. Размер отверстий в металлических сетках около 0,2 мм, в фильтрующих тканях несколько ниже.

На обогатительных фабриках применяют в основном дисковые, барабанные (с внешней и внутренней фильтрующей поверхностью) и ленточные вакуум-фильтры.

Шестидисковый вакуум-фильтр (рис. 90) состоит из фильтрующих дисков 1, расположенных на ячеековом (пустотелом) валу 2. Диски своей нижней половиной помещены в ванну 5. Фильтрующие диски набираются из 12 пустотелых секторов 9 с перфорированной или рифленой поверхностью. Каждый из секторов обтягивается фильтровальной тканью (сеткой) 11. Секторы крепятся к валу длинными шпильками (спицами) 8 и накладками 10. Секторы дисков соединены с каналами вала, из которых через распределительные головки 12 (одну или две) отсасывают воздух, и в секторах образуется вакуум. Пустотелый вал укреплен по краям на цапфах.

Вакуум-фильтры с пятью и менее дисками оборудуются одной распределительной головкой, с шестью и более дисками — двумя. Распределительные головки подсоединяются к вакуум-проводу посредством гибкого шланга 13. Вал с дисками приводится во вращение с помощью привода 14. Вакуум-фильтр снабжен ножами 3 для снятия осадка с поверхности секторов,

мешалкой 6 для перемешивания пульпы в ванне, желобом 7 для сбора перелива и трубопроводом сжатого воздуха 4.

Вакуум-фильтр работает следующим образом. Исходная пульпа поступает в ванну и в период нахождения дисков в ванне за счет вакуума происходит накопление осадка на их боковых поверхностях. При выходе диска из ванны просушиваются осадок просасываемым воздухом. Время накопления и просушки осадка зависит от частоты вращения вала. Съем обезвоженного осадка производится в емкость в конце фазы подсушки резкой подачей сжатого воздуха (отдувкой). После отдувки фильтрующая ткань иногда регенерируется (промывается). Полный цикл фильтрования производится за один оборот вала.

Распределительная головка служит для отвода фильтрата и отсасываемого из фильтра воздуха, подачи сжатого воздуха для отдувки слоя осадка и раствора для регенерации фильтрующей ткани.

Дисковые вакуум-фильтры ДУ применяют для обезвоживания рудных и угольных пульп, флотоконцентратов, содержащих тонкие частицы твердого. Дисковые вакуум-фильтры обладают развитой поверхностью фильтрования, занимают небольшую площадь, просты в обслуживании.

Барабанные вакуум-фильтры с внешней и внутренней фильтрующей поверхностью применяют реже, чем дисковые. Поверхность их барабана обтянута фильтротканью. При вращении барабана, нижняя часть которого погружена в ванну, происходит накопление и подсушка осадка. Барабанные вакуум-фильтры, по сравнению с дисковыми, более громоздки и дороги (при одинаковой производительности). Их применяют в основном при обезвоживании зернистого тяжелого материала, который не удерживается на фильтрующей поверхности дисковых фильтров. Влажность осадка, получаемого на барабанных фильтрах, на 1—2% ниже, чем на дисковых. Барабанные вакуум-фильтры выпускают с площадью фильтрования 5; 10; 20 и 40 м<sup>2</sup>.

В последнее время на обогатительных фабриках для обезвоживания крупнозернистых и быстроосаждающихся суспензий получили распространение ленточные вакуум-фильтры (конструктивно напоминающие ленточный конвейер). Их отличительной особенностью является совпадение при фильтровании направления движения фильтрата с направлением падения частиц в суспензии. Фильтрование происходит через фильтроткань, уложенную на резиноканевую ленту, движущуюся за счет приводного и натяжного барабанов, во время прохождения ленты над вакуум-камерой. Ленточные вакуум-фильтры отличаются малой фильтрующей поверхностью (25—30 м<sup>2</sup>), но конструктивно просты и имеют большую удельную производительность и высокую эффективность обезвоживания.

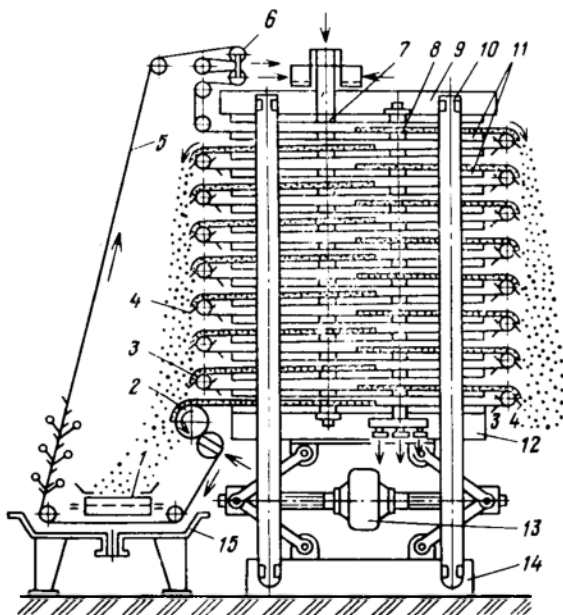


Рис. 91. Камерный фильтр-пресс ФПАКМ

Для интенсификации процесса фильтрования используют различные методы: добавку флокулянтов и поверхностно-активных веществ, подогрев пульпы паром и др.

К вспомогательному оборудованию, применяемому при фильтровании, относят вакуум-насосы поршневые и водокольцевые (ротационные), турбовоздуходувки и водокольцевые воздуходувки, расиверы и ловушки, насосы для откачки фильтрата, гидравлические затворы, обратные клапаны, трубопроводы, приборы автоматизации и др. Фильтры работают при вакууме 53,2—86,4 кПа; избыточное давление при отдувке осадка составляет 40—70 кПа.

Производительность вакуум-фильтров определяется по удельной производительности и общей фильтрующей площади. Удельная производительность в зависимости от крупности и характера обезвоживаемого материала составляет 0,1—1 т/(ч·м<sup>2</sup>).

Фильтр-пресс автоматический камерный с механическим зажимом плит ФПАКМ (рис. 91) состоит из ряда фильтрующих плит 11, расположенных горизонтально между стяжками 10 двух плит: верхней упорной 9 и нижней нажимной 12. Фильтрующие плиты состоят из верхней и нижней рам. Верхняя фильтрующая рама покрыта перфорированным листом и фильтрующей тканью и является камерой для отвода фильтрата. Нижняя рама при сжатии плит служит камерой фильтро-

вания. Под днищем рамы закреплена эластичная диафрагма, которая при подаче на нее воды (давление до 1,5 МПа) служит для отжатия влаги из осадка. К фильтровальным плитам приварены патрубки. При сжатии плит они образуют два коллектора 8 и 7, первый из которых служит для отвода фильтратной воды и воздуха, а второй — для подачи исходной пульпы, промывной воды и воздуха.

Фильтрующая ткань 5 шита в виде бесконечной ленты и натянута между фильтрующими плитами посредством роликов, натяжного устройства 6 и приводного барабана 2. После каждого цикла фильтрующая ткань приводным барабаном перемещается на один или два марша; осадок, осевший на ткани в камере фильтрования, при прохождении ленты по роликам 3 снимается ножами 4 и сбрасывается на конвейер 1. Ткань промывается водой (регенерируется) в камере регенерации 15. Установка монтируется на стяжках 14.

Цикл фильтрования состоит в следующем: при помощи электромеханического зажима 13 фильтрующие плиты сжимаются и через коллектор 7 в камеру фильтрования подается исходное питание. Фильтрат проходит через ткань в камеру фильтрата и отводится по коллектору 8. Отложившийся на ткани осадок отжимается диафрагмой и при необходимости промывается водой и просушивается воздухом. После этого давление снимается, плиты раздвигаются, и осадок лентой удаляется из камер и сбрасывается на конвейер 1.

Фильтр-прессы на рудообогатительных и углеобогатительных фабриках используют в основном для обезвоживания тонкодисперсных труднофильтруемых продуктов и концентратов при малом их выходе. Фильтр-прессы выпускают с фильтрующей поверхностью до 100—400 м<sup>2</sup>. Производительность их составляет от 7,6 до 17,5 кг/ч на 1 м<sup>2</sup>, влажность осадка от 15% (для руд) до 25% (для углей). Эксплуатационные расходы на 1 т продукта, поступающего на фильтрование в дисковых вакуум-фильтрах, составляют около 0,13 руб., капитальные — 0,15—0,3 руб. на 1 т годовой производительности; расход электроэнергии 2—3 кВт·ч/т.

## § 55. СУШКА

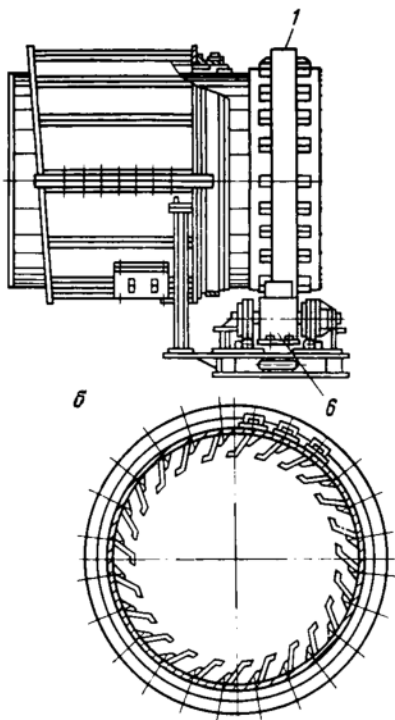
Сушка — процесс обезвоживания влажного материала, основанный на испарении содержащейся в нем воды при нагревании.

Среда, воспринимающая испаряемую из материала влагу, называется сушильным агентом. Таким агентом могут быть горячие дымовые газы или нагретый воздух. Сушка производится в аппаратах, называемых сушилками.

Необходимый объем  $V$  (м<sup>3</sup>) газовых сушилок определяют по формуле

$$V = W/A,$$





Барабанная прямоточная сушилка:  
а — общий вид; б, в — внутренний вид барабана

где  $W$  — расход испаренной влаги, кг/ч;  $A$  — напряжение объема установки по испаренной влаге, кг/(м<sup>3</sup>·ч).

Значение величины  $A$ , которое зависит от температуры сушильного агента и др., получают опытным путем. Величина  $W$  зависит от массы высушиваемого материала и от исходной и конечной его влажности.

Основными типами сушилок, наиболее широко применяемых на обогатительных фабриках, являются барабанные сушилки, трубы-сушилки и сушилки кипящего слоя. Находят также применение шахтные, барабанно-трубчатые и тарельчатые сушилки, сушилки конвейерного типа и сушилки-грохоты.

На обогатительных фабриках сушке подвергаются в основном концентраты, когда их влажность невозможно снизить до требуемых норм другими способами обезвоживания, или исходный материал перед пневматическим и электрическим обогащением. На углебрикетных фабриках высушивают влажные угли перед их брикетированием.

Барабанная прямоточная сушилка (рис. 92) представляет собой сварной, наклонный (под углом 1—5° в сторону разгрузки) барабан 2 с насаженными на него двумя бандажами 1. Посредством бандажей барабан опирается на опорные ролики 6 и вращается вокруг своей оси при помощи укрепленного на барабане зубчатого обода 3, находящегося в зацеплении с шестерней 4 привода 5. С одной стороны барабана происходит загрузка высушиваемого материала и подача вентилятором (дымососом) горячего газа из топки; а с другой — разгрузка высушенного продукта.

Внутри барабана (см. рис. 92, б, в) устанавливают насадки 7 для лучшего его заполнения материалом и более интенсивного перемешивания. Сушка происходит при непосредственном контакте горячих газов с материалом, который при вращении барабана пересыпается и медленно перемещается к разгрузочному концу. Испаренная влага удаляется из сушилки вместе с отработанными газами. Газы перед их выбросом в атмосферу обязательно подвергаются очистке.

Барабанные сушилки предназначены для сушки любых материалов независимо от их крупности и начальной влажности. Они изготовляются с диаметром барабана 0,5—3,5 м и длиной от 2,5 до 27 м.

Температура сушильного агента на входе в сушилку составляет 1100, на выходе 70—150 °С; время сушки 15—40 мин, частота вращения барабана 1—6 мин<sup>-1</sup>. Напряжение объема сушильного барабана по испаренной влаге составляет от 30 до 105 кг/(м<sup>3</sup>·ч).

Сушильная установка с трубой-сушилкой (рис. 93) включает вертикальную трубу 3, в которую из бункера питателем-забрасывателем 2 подается исходный материал. Нижняя часть трубы присоединяется к топке 9, а верхняя через газопровод — к циклону 4; батарейному пылеуловителю 5,

вентилятору-дымососу 8, скрубберу 6. В трубу-сушилку дымовые газы из топки засасываются при помощи вентилятора-дымососа и движутся по трубе вверх. Материал питателем забрасывателем подается в нижнюю часть трубы и потоком горячих газов выносятся по трубе вверх. В период движения по трубе материал высушивается и, попадая затем в циклон, отделяется от газов, затем выгружается через устройство 7. Предусматривается очистка газов, выбрасываемых в атмосферу.

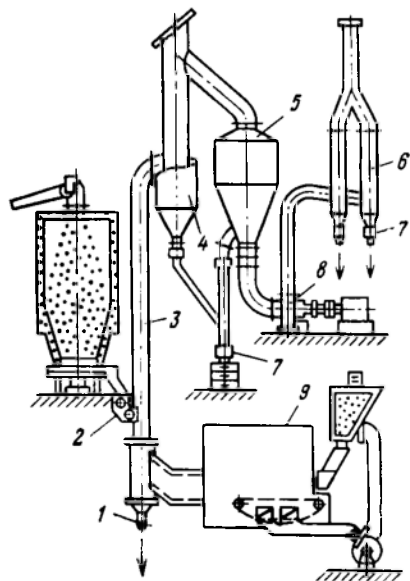
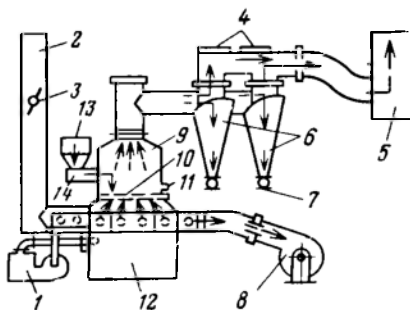


Рис. 93. Сушильная установка с трубой-сушилкой

Рис. 94. Сушилка с «кипящим слоем»



Скорость движения газов в трубе-сушилке должна быть достаточной для подъема наиболее крупных частиц высушиваемого материала. Провалившийся (не высушенный газами) материал собирается внизу и через затвор 1 выводится из трубы.

Трубы-сушилки применяют для сушки продуктов небольшой плотности, крупностью не более 10—15 мм. Эти сушилки нашли наиболее широкое применение для сушки угольных концентратов. Они просты в конструкции и имеют сравнительно низкие капитальные затраты.

Трубы-сушилки изготавливают диаметром 0,8; 0,9; 1; 1,1; 1,2; 1,5 м, длиной трубы от 15 до 25 м и производительностью соответственно 80; 100; 130; 150; 200 и 300 т/ч по влажному углю. Напряжение по испаряемой влаге составляет 250—900 кг/(м<sup>3</sup>·ч).

Сушилка кипящего слоя (рис. 94) работает на принципе псевдооживления сыпучего материала потоками горячих газов.

Горячие газы из топки 12, где они образуются за счет сжигания газообразного или жидкого топлива, при помощи нагнетательного вентилятора 8 поступают под газораспределительную решетку 10. Материал из бункера 13 питателем 14 подается в сушильную камеру 9 на решетку 10. Горячие газы, проходя через решетку и слой сушимого материала, поддерживают его вследствие повышенного давления во взвешенном состоянии (кипящий слой). Высушенный материал разгружается через затвор 11. Сушка материала происходит во время его движения по решетке камеры. Отработанные газы подвергаются очистке в сухих пылеуловителях 6, скрубберах 5, имеющих затворы 7 и предохранительные клапаны 4. В период растопки воздух подается вентилятором 1, дымовые газы выбрасываются через растопочную трубу 2 с заслонкой 3.

Сушилки кипящего слоя используются в основном для сушки угольных концентратов и отличаются высокой интенсивностью сушки. Площадь решетки сушилок составляет от 2,5 до 10 м<sup>2</sup>, производительность — 100—250 т/ч по высушиваемому угляю.

Эксплуатационные расходы на 1 т высушиваемого продукта составляют около 0,13 руб. (без стоимости топлива), капитальные — около 0,54 руб. на 1 т годовой производительности и расход электроэнергии около 3 кВт·ч/т.

## Глава 13

### ОЧИСТКА СТОЧНЫХ ВОД ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

---

Сточные воды обогатительных фабрик — удаляемые за пределы фабрик воды, загрязненные твердыми веществами и вредными примесями. Сточные воды делят на две основные группы:

хвостовая пульпа, содержащая до 20—40% твердого и составляющая наибольшую (60—90%) часть общего объема всех сточных вод;

различные сливы и смывы, представляющие собой разжиженные пульпы, содержащие растворенные и диспергированные вещества.

При применении на фабрике гравитационных методов обогащения очистка воды заключается в осаждении твердой фазы и использовании слива в обратном водоснабжении. При флотационном методе обогащения очистка воды усложняется, так как сточные воды содержат остатки реагентов, а также продукты их взаимодействия с компонентами руды, являющиеся

токсичными и вредными примесями. Сточные воды обогатительных фабрик могут также содержать, наряду, с грубодисперсными частицами, коллоидные примеси, растворы солей, ионы металлов и др.

Для очистки сточных вод используют механические, химические, физико-химические и биохимические методы.

Механический метод очистки заключается в удалении из сточных вод грубодисперсных примесей путем их осаждения под действием силы тяжести и центробежных сил.

Химический метод очистки заключается в добавлении к воде химических веществ (реагентов) с целью образования нерастворимых веществ, выпадающих в осадок, и нейтрализации вредного действия примесей.

Физико-химический метод очистки заключается в использовании процессов сорбции, экстракции, электролиза, ионного обмена, кристаллизации, обессоливания, флотации и др. для удаления вредных примесей из очищаемой воды.

Биохимические (биологические) методы очистки заключаются в окислении и минерализации органических загрязнений, содержащихся в сточных водах в коллоидном и растворенном виде, под действием аэробных бактерий и других факторов в естественных условиях и специальных сооружениях.

Выбор способов и схем очистки сточных вод обогатительных фабрик зависит от характера обогащаемого полезного ископаемого, применяемых методов обогащения, видов реагентов, применяемых при флотации, сгущении, обезвоживании, требований к очищенной воде в соответствии с правилами охраны поверхностных вод от загрязнения сточными водами, составленными в соответствии с «Основами законодательства Союза ССР и союзных республик о здравоохранении» и «Основами водного законодательства Союза ССР и союзных республик». Наиболее важные положения природоохранительного законодательства закреплены в Конституции СССР (статьи 11, 18, 67, 73, 147).

При обогащении железных и марганцевых руд, углей, стройматериалов основными методами очистки сточных вод являются отстаивание с флокуляцией и коагуляцией (или без них).

При обогащении руд цветных и редких металлов применяют различные способы очистки сточных вод. Для очистки воды от ксантогенатов, дитиофосфатов, катионов тяжелых металлов, фторидов и мышьяка ее смешивают в реакторе с гашеной известью, приготовленной в виде известкового молока. После реакции осадок выделяется в сгустителе, а слив используют в качестве оборотной воды.

Очистку сточных вод от фенолов, креозолов, цианидов, дитиофосфатов и др. производят по аналогичной схеме, с обработкой их хлорной известью.

Очистку сточных вод от цианистых соединений можно также производить, пропуская их через ионообменный фильтр, избирательно поглощающий цианиды и цианистые комплексы меди, цинка, золота. По этой технологии происходит не только очистка воды, но и извлечение растворенных цветных и редких металлов. Однако эта технология сложна и дорогостояща. Поэтому техническая и экономическая эффективность ее применения должны обосновываться в каждом конкретном случае, исходя из особенностей химического состава сточных вод и ценности содержащихся в них металлов.

Очистку сточных вод от различных масел производят отстаиванием в специальных ловушках, фильтрованием в кварцевых фильтрах. Можно применить для этой цели метод глублинно-адгезионной сепарации, разработанной в ВЗПИ, при котором для очистки воды используется растворенный под давлением очищаемой воды сжатый воздух.

Для более полной очистки применяют обработку воды сернокислотным алюминием, железным купоросом, известью или смесью этих реагентов с последующим отстаиванием или фильтрованием.

Стоимость очистки 1 м<sup>3</sup> воды изменяется в значительных пределах и зависит от степени очистки и применяемых методов (от 1,4 коп. в кварцевых фильтрах до 3,5—4,5 коп. при напорной флотации и биологической очистке).

Твердая фаза хвостов обогатительных фабрик в ряде случаев может использоваться в народном хозяйстве в качестве щебня (крупные хвосты), песка (тонкоизмельченные кварцевые хвосты) и т. д.

Иногда хвосты применяют для закладки выработанного пространства при горных работах. В большинстве же случаев хвосты обогатительных фабрик складываются на поверхности земли в отвалах (обезвоженные хвосты) и хвостохранилищах (хвосты в виде пульпы).

Хвостохранилища представляют собой гидротехнические сооружения в виде большой открытой чаши. Здесь под действием силы тяжести твердые частицы оседают — происходит укладка хвостов. Плотины и дамбы хвостохранилищ делают намывами твердой фазы из хвостов с последующим наращиванием. Очистка воды происходит за счет длительного отстаивания. Очищенный слив непрерывно вытекает из хвостохранилища. Если нормы содержания вредных веществ в очищенной воде не превышают допустимых, такая вода без дополнительной очистки может сбрасываться в открытый водоем.

Обогатительные фабрики с мокрыми процессами обогащения потребляют много воды, удельный расход которой составляет: на флотационных и магнитообогатительных фабриках 3—6 м<sup>3</sup> на 1 т обогащаемого полезного ископаемого; на углеобогатительных фабриках — 6—8 м<sup>3</sup>/т; на гравитационных рудообогатительных фабриках — 10—15 м<sup>3</sup>/т. Например, при про-

изводственной мощности фабрики 1000 т/ч общий расход потребляемой фабрикой воды составляет 3000—6000 м<sup>3</sup>/ч и более. Для уменьшения расхода технической воды в схемах обогатительных фабрик предусматривается ее многократное использование путем оборота (циркуляции). Современные обогатительные фабрики имеют частично или полностью замкнутый водооборот.

При обогащении монометаллических руд схемы оборотного водоснабжения относительно просты: все осветленные воды от обезвоживания концентрата и из хвостохранилища возвращаются в технологический процесс (некоторые затруднения могут возникать при использовании депрессоров в операциях перекачки, возврат которых вместе с оборотной водой в цикл флотации может снизить извлечение).

При обогащении полиметаллических руд схемы оборотного водоснабжения более сложны и в ряде случаев требуют поциклового оборотного водоснабжения.

При обогащении руд черных металлов, с использованием магнитной сепарации, схемы оборотного водоснабжения чаще всего предусматривают возврат в оборот слива от сгущения всех хвостов.

При обогащении угля схемы оборотного водоснабжения предусматривают возвращение всех осветленных вод от обезвоживания и сгущения продуктов обогащения в технологический процесс. Углеобогатительные фабрики, как правило, имеют замкнутый водооборот.

Схемы оборотного водоснабжения выбирают отдельно для каждой обогатительной фабрики с учетом специфических особенностей полезного ископаемого, принятой технологии обогащения и т. д. Обратная вода не должна содержать болезнетворных бактерий и веществ, ухудшающих технологию обогащения; предельное содержание твердых взвесей в ней также регламентируется. Обратное водоснабжение позволяет снизить расход свежей технологической воды до 0,3—1 м<sup>3</sup>/т обогащаемой руды и до 0,1—0,2 м<sup>3</sup>/т обогащаемого угля.

## Глава 14

### ОБЕСПЫЛИВАНИЕ И ПЫЛЕУЛАВЛИВАНИЕ

---

#### § 56. ОБЕСПЫЛИВАНИЕ

Обеспыливание или пылеотделение — операции выделения из полезного ископаемого частиц крупностью менее 1(0,5) или 0,3(0,1) мм (пыль) в сухом виде. Если выделение частиц указанной крупности происходит в смеси с водой в виде шламов, такая операция называется обесшламливанием или дешламацией.

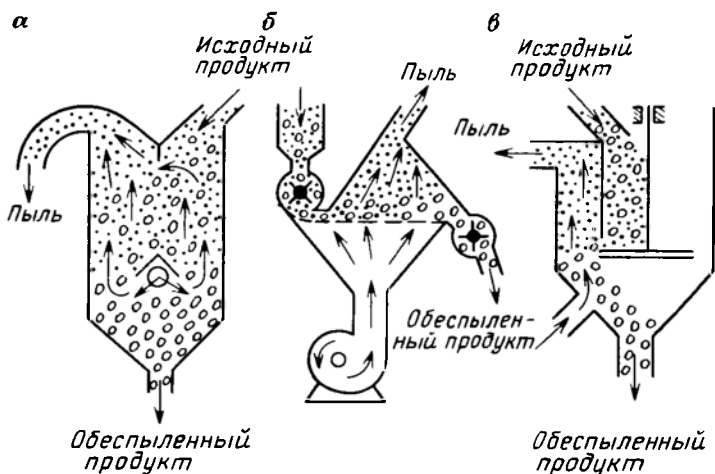


Рис. 95. Схема работы обеспыливателей с вертикальным (а), горизонтальным (б) и смешанным (в) воздушными потоками

Содержание пыли в полезных ископаемых зависит от свойств самого полезного ископаемого, способов его добычи, переработки и транспортирования. Руды цветных металлов обычно прочны и содержат мало пыли. Железосодержащие, магнетитовые и гематитовые руды имеют, как правило, небольшое содержание пыли, которое увеличивается при наличии в рудах мягких компонентов. Содержание пыли (класс 0—0,5 мм) в угле значительное (до 20% и выше). При подземной разработке полезного ископаемого содержание в нем пыли выше, чем при открытой добыче.

Сухое обеспыливание производится с помощью воздушных струй в центробежных обеспыливающих аппаратах, камерных, жалюзийных, роликовых и других обеспыливателях (рис. 95). Наибольшее применение получили центробежные обеспыливатели и обеспыливатели с пересыпными полками, конструкция которых приведена в гл. 5.

Сухое обеспыливание применяется лишь тогда, когда влажность пыли не превышает 3—5%. За последнее время сухое обеспыливание имеет ограниченное применение из-за увеличения влажности добываемых полезных ископаемых, связанного с орошением их водой в процессе добычи в забоях. Поэтому целесообразно применение обеспыливания с одновременной частичной подсушкой в потоке нагретого воздуха.

Мокрое обеспыливание производится на обезвоживающих грохотах (реже в элеваторных и других классификаторах) с размерами щелевидных отверстий 1; 0,5 и 0,25 мм.

Операции обеспыливания применяют перед пневматическим обогащением, обеспыливания — перед обогащением в тяжелых суспензиях.



Пылеулавливание — процесс улавливания пыли в местах ее образования с последующим выделением твердой фазы из потоков воздуха или газа. Пылеулавливание имеет большое значение для поддержания необходимых санитарно-гигиенических условий работы обогатительных фабрик.

По действию, оказываемому на организм человека, пыль подразделяют на ядовитую, неядовитую и нейтральную. Наиболее опасна ядовитая пыль (мышьяковая, свинцовая, ртутная, радиоактивная). Неядовитая пыль, содержащая двуокись кремния, хотя и не вызывает отравлений организма человека, однако приводит к тяжелым заболеваниям дыхательных путей и легких.

Присутствие в воздухе легковоспламеняемой пыли может вызвать ее загорание или взрыв с тяжелыми последствиями.

Допустимое содержание пыли в воздухе рабочих помещений регламентируется соответствующими нормами. Так, например, для неядовитой пыли, не содержащей свободной  $\text{SiO}_2$ , предельно допустимая концентрация ее в воздухе не должна превышать  $10 \text{ мг/м}^3$ , для пыли, содержащей свободной  $\text{SiO}_2$  менее 10% —  $4 \text{ мг/м}^3$  и пыли, содержащей свободной  $\text{SiO}_2$  более 10% —  $2 \text{ мг/м}^3$ .

Выделение пыли происходит в процессе дробления, грохочения, при сухих методах обогащения, сушке, транспортировании материалов (особенно в местах их перегрузки) и т. д. Большое значение для уменьшения пылеобразования имеет сооружение герметических укрытий с отсосом вокруг машин и аппаратов с большим пылеобразованием, мест пересыпки материала, увлажнение материала, сокращение числа мест перегрузки.

На практике подвергается очистке воздух, отсасываемый из герметических укрытий машин и аппаратов; запыленный воздух помещений, выбрасываемый в атмосферу; газы после термической сушки и др. В зависимости от крупности пыли, ее концентрации, ценности и требуемой степени очистки, запыленный воздух (газ) подвергается одно-, двух- и трехстадиальной очистке.

В первой стадии отделяется основная, наиболее крупная по составу, часть пыли; во второй — менее крупная и в третьей — производится очистка воздуха (газа) от наиболее тонких частиц. Выбор способа пылеулавливания зависит от крупности улавливаемой пыли.

Крупная пыль с частицами размером от 0,1 до 0,5 мм легко выпадает из потока воздуха при небольших скоростях его движения и успешно улавливается в пылеулавливающих камерах и циклонах. Мелкая пыль с частицами размером от 0,01 до 0,1 мм улавливается при помощи батарейных циклонов, фильтров, мокрых пылеуловителей. Тонкая пыль с частицами

размером от 0,0001 до 0,01 мм улавливается с помощью матерчатых фильтров, мокрых пылеуловителей и электрофильтров. Весьма тонкая пыль с частицами размером менее 0,0001 мм улавливается при помощи электрофильтров и, частично, мокрых пылеуловителей.

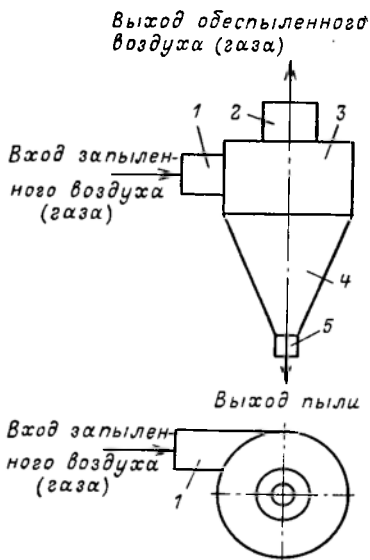
Эффективность работы пылеулавливающих аппаратов характеризуется коэффициентом их полезного действия (кпд), определяется по формуле

$$\eta_{\text{п}} = 100(1 - \beta_{\text{оч}}/\beta_{\text{исх}}),$$

где  $\eta_{\text{п}}$  — кпд пылеулавливающего аппарата, %;  $\beta_{\text{исх}}$  и  $\beta_{\text{оч}}$  — содержание пыли соответственно в исходном и очищенном воздухе, мг/м<sup>3</sup>.

*Пылеулавливание в пылеулавливающих камерах и циклонах.* Пылеулавливающие камеры предназначены для улавливания мелкозернистого материала и крупной пыли. Запыленный воздух (газ) из воздуховода поступает в осадительную камеру, сечение которой значительно больше, чем у воздуховода. По этой причине скорость воздуха в осадительной камере резко снижается, и крупная пыль под действием силы тяжести оседает в бункер и разгружается, а очищенный воздух (газ) вместе с тонкой пылью выносится из камеры.

Циклоны относятся к аппаратам, в которых для сухого пылеулавливания используются центробежные силы. Циклон (рис. 96) состоит из корпуса, верхняя часть которого 3 цилиндрическая, а нижняя 4 — коническая.



Очищаемый воздух (газ) поступает по трубопроводу 1 с большой скоростью в цилиндрическую часть циклона по касательной к его внутренней поверхности. За счет такого ввода воздуха он приобретает вращательное движение. Возникающие центробежные силы прижимают частицы пыли к внутренней поверхности циклона, откуда они по конической части корпуса сползают вниз и через выпускное отверстие 5 выводятся из циклона. Очищенный воздух (газ) уходит в центральную часть циклона, поднимается вверх и удаляется по трубе 2.

В практике пылеулавливания применяют циклоны с удлиненной и укороченной ци-

Рис. 96. Схема работы циклона

цилиндрической частью, диаметром от 0,3 до 3 м и производительностью соответственно от 1000 до 80 000 м<sup>3</sup>/ч. Циклоны небольшого диаметра обладают большей (кпд=92÷95%), чем циклоны большого диаметра (кпд=60÷70%), эффективностью улавливания пыли. Но их производительность значительно ниже, чем циклонов большого диаметра.

Батарейные циклоны состоят из большого числа циклонов (8, 12, 16 и более) малого диаметра, смонтированных в один агрегат (батарею). Производительность батарейных гидроциклонов составляет от 3000 м<sup>3</sup>/ч (при числе циклонов в установке 8 и диаметре 200 мм) до 100 000 м<sup>3</sup>/ч (при числе циклонов 16 и диаметре 300 мм). Подвод очищаемого воздуха осуществляется или по касательной, как в обычных циклонах, или параллельно оси циклона с применением направляющего устройства, придающего поступающему воздуху вращательное движение.

*Пылеулавливание в мокрых пылеуловителях.* Мокрое пылеулавливание основано на взаимодействии частиц пыли с водой, в результате чего пыль улавливается водой и в виде пульпы (шлама) выводится из пылеулавливающего аппарата. Мокрые пылеуловители обладают высокой степенью очистки (кпд=98÷99%) воздуха (газа), но требуется очистка выводимой из аппаратов загрязненной воды.

По принципу действия мокрые пылеуловители разделяются на следующие:

плочные, в которых вода стекает по внутренним стенкам аппарата в виде водяных пленок, захватывающих пыль и движущихся вместе с ней (плочные пылеуловители с вертикальными насадками, циклоны с водяной пленкой и др.);

орошаемые, в которых вода образует при стекании водяную завесу, через которую проходит запыленный поток воздуха (пылеуловители шахтного типа, скрубберы с насадкой, центробежные турбинные пылеуловители, многозонные пылеуловители, пылеулавливающие башни с решеткой и др.);

комбинированные, совмещающие два первых способа (мокрые пылеуловители с решеткой, орошаемые циклоны, пылеуловители с трубой Вентури и др.);

мокрые фильтры, в которых запыленный воздух пропускается через слой воды или пены (мокрые фильтры с решеткой, слоевые фильтры, пенные пылеуловители и др.).

На практике наибольшее распространение получили комбинированные пылеуловители.

Мокрый пылеуловитель с решеткой МПР-100 (рис. 97) состоит из брызгоуловителя 3, трубы Вентури 9, бака 2 для сбора шламов, патрубков 1 для подвода части шламов на решетку 8 и удаления остальной воды из пылеуловителя. Запыленный воздух вентилятором подается в трубопровод 6 с гидрозатвором 7 и проходит через завесу распыляемой форсунками воды. Твердые частицы оседают на смоченных ло-

Рис. 97. Мокрый пылеуловитель с решеткой МПР-100

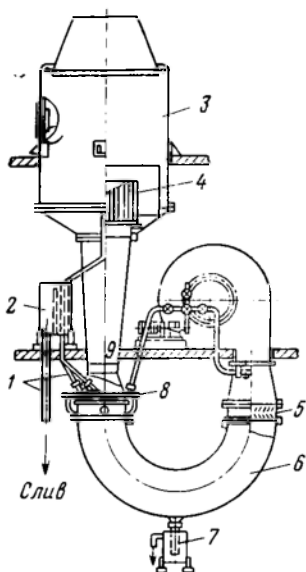
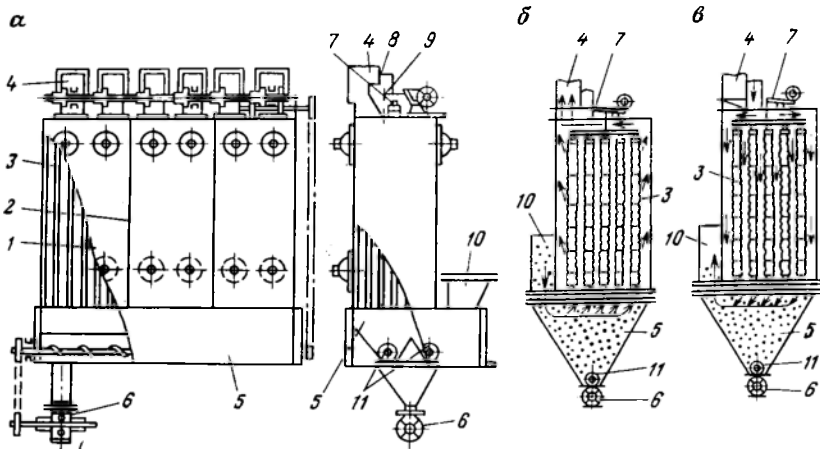


Рис. 98. Рукавный фильтр ФР-90:  
а — общий вид; б — накопление осадка;  
в — отдувка осадка



патках жалюзийной решетки 5. Часть смоченной пыли оседает в виде шлама в гидрозатворе 7, а другая — уносится в трубу Вентури, где дополнительно орошается водой, коагулирует и, пройдя закручивающую решетку 4, оседает под действием центробежной силы на стенках брызгоуловителя и сливается в бак. Производительность пылеуловителей МПР-100 составляет 120—125 тыс. м<sup>3</sup>/ч.

*Пылеулавливание в фильтрах.* Улавливание пыли в этих аппаратах осуществляется фильтрованием запыленных газов (воздуха) через фильтрующие перегородки (ткань, слой щебня) в сухом виде. Пыль задерживается фильтрующим элемен-

том, а очищенный воздух проходит через его поры. При этом достигается высокая степень очистки (иногда до 100%).

Фильтры изготавливают с гибкими (тканые и нетканые материалы), жесткими (пористая керамика, пористая пластмасса, стекловолокно) и полужесткими (слои волокон, стружка) пористыми перегородками, а также перегородками из зернистых материалов (гравий, щебень). Наибольшее распространение получили тканевые и зернистые фильтры. Тканевые фильтры подразделяют на рукавные, каркасные, кассетные и ячейковые. Зернистые фильтры подразделяют на насыпные, в которых фильтрующий элемент состоит из кусков щебня, гравия, угля, и жесткие пористые, в которых фильтрующий элемент представлен пористой керамикой, пористым стеклом, пластмассой и другими материалами.

Рукавный фильтр ФР-90 (рис. 98) состоит из металлического корпуса 1 с бункерами 5, разделенного перегородками 2 на отдельные секции, в которых находятся матерчатые рукава 3. Запыленный воздух (газ) подается в бункер по трубопроводу 10 и проходит через стенки рукавов и отводится из фильтра через патрубок 4. Осевшая на внутренней поверхности рукавов пыль стряхивается с помощью механизма 7 в бункер, откуда с помощью шнека 11 и шлюзового питателя 6 выводится из фильтра. Очищенный воздух, прошедший через рукава фильтра, выбрасывается в атмосферу. Регенерацию фильтровальной ткани производят периодическим (через 3,5 мин) встряхиванием рукавов в течение 30 с. Одновременно производится обратная продувка рукавов или наружным воздухом через клапан 8, или сжатым воздухом. Секция отключается от приема пылегазовой смеси с помощью клапана 9.

Диаметр фильтрующих рукавов составляет 150—500 мм, а длина 2,2—9 м. Недостаток этих фильтров — невозможность применения при высокой температуре очищаемых газов.

**Пылеулавливание в электрофильтрах.** Принцип действия электрофильтров основан на ионизации запыленного воздуха (газа) и получении за счет этого частицами пыли электрических зарядов. В дальнейшем заряженные частицы осаждаются на электродах противоположного знака и встряхиванием сбрасываются в сборник пыли. Ионизация запыленного воздуха

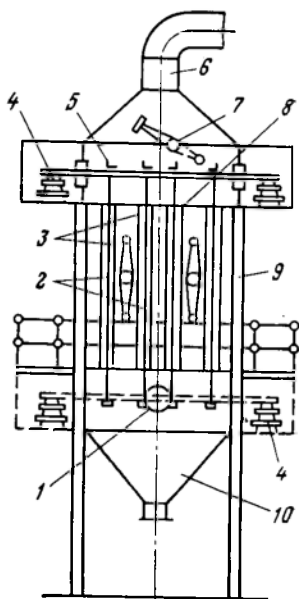


Рис. 99. Трубчатый электрофильтр

достигается пропусканием его между двумя системами электродов с неоднородным электрическим полем.

По форме осадительных электродов электрофильтры делятся на трубчатые и пластинчатые. Осадительными электродами в трубчатых электрофильтрах служат круглые или шестигранные металлические трубы диаметром 150—300 мм. В пластинчатых электрофильтрах осадительные электроды представляют собой сдвоенные пластины с узкой щелью между ними для отвода пыли.

Трубчатый электрофильтр (рис. 99) состоит из камеры 9 с разгрузочным бункером 10. В камере располагаются трубы 3, в которых по оси натянута проволока (коронирующие электроды) 2, подвешенные к раме 5, опирающейся на изоляторы 4. Осадительные электроды крепятся к раме 8.

Частицы пыли, получив электрические заряды от коронирующих электродов 2, вместе с очищаемым воздухом по патрубку 1 направляются к осадительным трубам, на которых пыль оседает, а очищенный газ (воздух) уходит по трубе 6 в атмосферу. Очистка электродов от осевшей на них пыли производится их встряхиванием с помощью механизма 7. Пыль собирается в разгрузочном бункере.

К преимуществам электрофильтров относятся высокая степень очистки в них воздуха (газа) (99% и более) и независимость их работы от давления газов. Недостатки — высокая стоимость очистки; большие размеры аппаратов. Стоимость очистки 1000 м<sup>3</sup>/ч воздуха в электрофильтрах составляет от 0,55 до 1,65 руб. (для сравнения стоимость очистки в пылеулавливающих камерах составляет 0,11; в циклонах 0,22—0,33; в рукавных фильтрах 0,35—0,75; в зернистых фильтрах 0,28—0,45; в мокрых пылеуловителях 0,4—1,4 руб.).

## Глава 15

# ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

## § 58. КАЧЕСТВО ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И КОНЦЕНТРАТОВ

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

Понятие «качество продукции» определяется как совокупность свойств продукции, обуславливающих ее пригодность и экономическую целесообразность удовлетворять те или иные общественные потребности в соответствии с ее назначением.

Для оценки качества продукции используют показатели, которые дают качественную характеристику свойств продукции.

Различают единичный, комплексный и интегральный показатели качества продукции.

Единичный показатель качества продукции — показатель, относящийся только к одному из ее свойств.

Комплексный показатель качества продукции — показатель, относящийся к нескольким ее свойствам.

Интегральный показатель качества продукции — показатель, отражающий соотношение суммарного полезного эффекта от использования или потребления продукции и суммарных затрат на ее создание и использование или потребление.

Полезное ископаемое является природным продуктом с заданным природой комплексом свойств. Единичные показатели качества полезных ископаемых характеризуют содержание в нем ценного или вредного компонентов и др.; комплексный показатель качества отражает взаимосвязь нескольких свойств полезного ископаемого, сказывающихся на технологических показателях его переработки.

Наиболее объективно качество полезного ископаемого оценивается интегральным показателем качества, учитывающим как полезный эффект от его использования, так и сопутствующие этому издержки общественного труда.

В горнорудной практике наиболее широко применяется метод оценки качества сырья по числу единичных показателей качества.

Существуют экономически целесообразные границы повышения качества, определяемые соотношением затрат с экономической эффективностью, получаемой от повышения качества продукции. Главная роль в решении проблемы повышения качества полезных ископаемых принадлежит техническому прогрессу в области их обогащения и переработки.

Большая роль повышения качества продукции принадлежит стандартизации. Основываясь на передовых достижениях науки и техники, государственные стандарты, с одной стороны, определяют высшие нормы требований к качеству продукции, соответствующие современным научно-техническим достижениям; с другой — устанавливают обязательную границу качества, соответствующую потребностям и возможностям общественного производства, являющуюся научно обоснованным экономическим оптимальным уровнем качества.

Стандарт — разработанный нормативно-технический документ по стандартизации, устанавливающий комплекс определенных норм (правил), требований к объекту стандартизации и утвержденный компетентным органом. В СССР стандарты подразделяются на следующие: государственные стандарты СССР — ГОСТ; отраслевые стандарты — ОСТ; республиканские стандарты союзных республик — РСТ; стандарты предприятий, объединений — СТП и технические условия — ТУ.

Государственные стандарты обязательны к применению всеми предприятиями и организациями союзного, республиканско-

го и местного подчинения во всех отраслях народного хозяйства.

Отраслевые стандарты обязательны для всех предприятий и организаций данной отрасли, а также для предприятий и организаций других отраслей промышленности, потребляющих (применяющих) продукцию этой отрасли.

Республиканские стандарты обязательны для всех предприятий республиканского и местного подчинения данной союзной республики, независимо от их ведомственной подчиненности.

Стандарты предприятий (объединений) обязательны только для определенных предприятий (объединений), утвердивших данный стандарт.

Государство имеет возможность путем систематического пересмотра стандартов (рекомендуется в течение каждых пяти лет) управлять качеством продукции в соответствии с уровнем технического прогресса и потребностями народного хозяйства.

С целью наиболее рационального использования природных ресурсов для всех месторождений полезных ископаемых нашей страны и основных видов потребления разработаны производственные нормы показателей качества, учитывающие природные свойства сырья, принятую технологию их добычи и обогащения и потребительские нормы качества. Первые оформляются в виде технических условий; вторые — государственных стандартов по видам потребления.

ТУ разрабатываются предприятиями (объединениями) и утверждаются соответствующими министерствами и ведомствами. В соответствии с планами отраслевой стандартизации ТУ систематически уточняются и периодически пересматриваются (примерно один раз в 2—3 года).

Государственные стандарты разрабатываются и пересматриваются ведущими научно-исследовательскими институтами совместно с производственными объединениями с учетом замечаний и предложений заинтересованных организаций и утверждаются Госстандартом СССР. После утверждения государственные стандарты получают силу закона.

При добыче и переработке полезных ископаемых получают различную товарную продукцию: рядовые угли и руду, аглоруду, концентраты (угольные, цветных металлов и др.), сортовое топливо, брикеты и т. д. Номенклатура показателей качества включает назначение продукции, ее технологичность и экономичность.

Оценка уровня качества наиболее важной продукции обогатительных фабрик (концентраты, сортовое топливо, брикеты) осуществляется путем аттестации по трем категориям качества: высшей, первой и второй.

Продукция высшей категории качества должна соответствовать лучшим отечественным и мировым технико-экономическим достижениям в данной отрасли промышленности или превос-



ходить их, иметь повышенные стабильные показатели качества, соответствовать стандартам (техническим условиям), учитывающим требования международных стандартов. Такой продукции решением Государственной аттестационной комиссии (ГАК) может быть присвоен государственный Знак качества.

Продукция первой категории качества должна соответствовать современным требованиям стандартов и удовлетворять потребностям народного хозяйства.

К продукции второй категории качества относится продукция, которая не соответствует современным требованиям народного хозяйства.

ГАК принимает решение об отнесении промышленной продукции к высшей, первой и второй категориям качества на срок до трех лет. Если требования к качеству продукции, выпускаемой со Знаком качества, предприятием не выполняются, соответствующее Министерство или Госстандарт СССР лишает его свидетельства о присвоении Знака качества.

Стимулирование получения продукции лучшего качества предусматривается преискурантом оптовых цен на полезные ископаемые и продукты обогащения. Так, например, стоимость 1 т меди при ее содержании в руде от 8 до 12% составляет 300 руб., при 3—8% — 270 руб., при 1—3% — 250 руб. и 0,5—1% — 200 руб. Стоимость 1 т меди в концентрате при ее содержании не менее 25% уже составляет 530 руб., не менее 23% — 500 руб., не менее 20% — 490 руб., не менее 18% — 480 руб. и т. д. Существуют браковочные пределы по содержанию вредных примесей.

Улучшение качества выпускаемой продукции достигается с помощью комплексных мер по совершенствованию всех сторон производственной деятельности всех звеньев хозяйствования. Этим задачам служит комплексная система управления качеством продукции (КС УПК) — совокупность взаимосвязанных мероприятий, методов и средств, обеспечивающих и поддерживающих необходимый уровень качества продукции при добыче и обогащении и осуществляемых с помощью систематического контроля качества и целенаправленного воздействия на условия и факторы, влияющие на качество продукции, начиная от участка добычи полезного ископаемого и кончая выпуском готовой продукции обогатительной фабрикой.

#### **§ 59. УСРЕДНЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И КОНЦЕНТРАТОВ**

Под усреднением понимается процесс, включающий комплекс технологических операций и организационных мероприятий, направленный на повышение однородности качественного состава добываемого полезного ископаемого или продуктов его переработки. Сущность процесса усреднения заключается в дозировании и смешивании различных по качеству полезных ископаемых или продуктов их переработки.

Технологический процесс обогатительной фабрики проектируется и рассчитывается на переработку сырья определенного заданного состава (химического, вещественного, гранулометрического и др.), который должен соответствовать среднему составу сырья в целом по месторождению или отдельным его участкам. Если качество исходного сырья отклоняется от среднего, технологические показатели процессов обогащения на фабрике ухудшаются.

По данным Механобра резкие колебания содержания меди и свинца в медно-свинцово-цинковых рудах приводят к снижению извлечения в соответствующие концентраты меди на 2—4% и свинца на 3—5% с одновременным ухудшением качества концентратов; на 15—20% увеличивается расход реагентов (цинкового купороса, цианида, соды).

Экономический эффект от усреднения качества железных руд при их обогащении составляет от 7 до 20 коп. на 1 т усредненной руды.

Однородность качества концентратов, направляемых для дальнейшего использования, в свою очередь, обуславливает стабилизацию процесса их переработки, повышает производительность аппаратов, улучшает качество конечной продукции и снижает ее себестоимость. При увеличении колебаний содержания железа в сырье, поступающем на плавку, с  $\pm 0,5\%$  до  $\pm 1$ ;  $\pm 1,5$  и  $\pm 2\%$  себестоимость чугуна увеличивается соответственно на 1,1; 2 и 7,8%.

Усреднение является многоступенчатым процессом, который начинается в забоях шахт и рудников, продолжается на их усреднительных складах, складах или в бункерах обогатительных фабрик и заканчивается на предприятиях, перерабатывающих продукты обогащения. Первым звеном системы усреднения является рудник или шахта. Если добываемое полезное ископаемое отличается постоянством состава по всему разрабатываемому месторождению и отдельным его частям, необходимость в его усреднении отпадает. Но такое явление наблюдается крайне редко. Гораздо чаще качество полезного ископаемого в различных частях месторождения изменяется в широких пределах. Эта неравномерность связана с причинами генетического характера и вследствие этих же причин характер этой неравномерности имеет определенную закономерность, носящую частный или общий характер. Поэтому можно планировать добычу полезного ископаемого в режиме усреднения. Это значит, что в следующие друг за другом периоды добычи полезное ископаемое не должно отличаться по содержанию контролируемых показателей от планового их значения на величину более заданной.

При горных работах, когда полезное ископаемое одновременно добывается из забоев (участков) с различным содержанием контролируемого компонента, необходимо планировать долю участия каждого забоя (участка) в общей сменной или

суточной добыче. Общий поток сырья формируется в результате слияния потоков полезного ископаемого, а содержание  $\alpha$  в нем расчетного компонента определяется из известного уравнения баланса

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

где  $Q_1, Q_2, \dots, Q_n$  — единичные потоки сырья, т/ч;  $\alpha_1, \alpha_2, \dots, \alpha_n$  — содержание в потоках расчетного компонента, %.

Для быстрого и эффективного решения задач оперативного планирования процессов добычи в режиме усреднения необходимо применение ЭВМ.

При нарушении установленного режима добычи полезного ископаемого из отдельных забоев (неполадки в работе добычного оборудования, средств транспорта и др.) изменяются плановые объемы добываемого сырья различного качества и нарушается процесс усреднения. Поэтому целесообразна организация на рудниках (шахтах) усреднительных складов для добытого полезного ископаемого, которые позволят добиться значительного сокращения колебаний его качественного состава.

Вторым звеном системы усреднения являются обогатительные, а также дробильно-сортировочные и агломерационные фабрики. Усреднение сырья в этом случае предусматривает накопление определенного его объема и последовательную его выдачу.

По виду емкостей, в которых производится накопление материала перед его переработкой, все способы усреднения разделяются на две группы: усреднение в бункерах и штабелях (открытых или закрытых).

Бункерный способ усреднения получил распространение главным образом в угольной промышленности. На центральные и групповые углеобогатительные фабрики уголь поступает с большого числа шахт-поставщиков и колебания качества поставляемого угля значительны. Угли различного качества загружаются в разные бункера и их усреднение производится на обогатительной фабрике равномерным дозированием (шихтовкой) углей различного качества из отдельных аккумулирующих бункеров на сборный конвейер, подающий уголь на обогащение.

Усреднение в бункерах имеет тот недостаток, что при заполнении емкости происходит сегрегация материала по крупности, плотности и форме кусков. Более мелкие частицы и крупные пластинчатые куски породы скапливаются в центре бункера и при его выгрузке выходят в первую очередь. Кроме того, материал, находящийся в верхней части бункера, не смешивается с материалом, лежащим у его дна. Все это увеличивает характер неоднородности материала. Эффективность процесса усреднения зависит от числа дозаторов. С увеличением их числа суммарная эффективность усреднения возрастает (оптимальным считается 16—25). Поэтому аккумулирующие

бункера имеют большую емкость, что приводит к большим капитальным затратам.

На обогатительных фабриках большой производительности, перерабатывающих руды, получило преимущественное распространение усреднение в штабелях на открытых и закрытых складах. В районах с мягким и жарким климатом, исключаящим низкие температуры и снежные заносы, усреднительные склады, как правило, сооружаются в открытом штабельном варианте. В более холодных районах сооружаются закрытые и утепленные усреднительные склады.

Наиболее распространенным способом усреднения сырья на усреднительных складах является способ наслоения, заключающийся в укладке материала в штабель параллельными слоями и заборе материала из штабеля в направлении, перпендикулярном к простиранию слоев. Недостатком указанного способа является необходимость наличия на складе не менее двух штабелей: один штабель — разгружаемый, второй — формируемый. Применение двухштабельной системы требует увеличенных площадей складирования, приводит к различию качества сырья в отдельных штабелях, разделяет по времени процессы формирования штабеля и его разгрузку и делает, таким образом, работу склада прерывной.

Для того чтобы сделать процесс загрузки сырья в штабель и процесс его разгрузки непрерывным, предложен способ усреднения, заключающийся в том, что с одной стороны штабеля материал непрерывно укладывают, а с другой — непрерывно извлекают. Этот способ нашел удачное воплощение в штабелях кольцеобразной формы.

Во всех способах штабельного усреднения укладка материала производится как наклонными, так и горизонтальными слоями при помощи штабелеукладчика, который предназначен для приема материала с конвейера и послыонного его укладывания в штабель через отводящий конвейер, смонтированный на выносной стреле или консоли. Повышение однородности материала достигается устройствами по преобразованию потока, основной частью которых является вращающийся вокруг вертикальной оси преобразователь, выполненный в виде наклонного желоба, спаренных желобов, сегнерова колеса и др.

В современных усреднительных системах наибольшее распространение получили консольные штабелеукладчики (одно- и двухконсольные неповоротные и одноконсольные поворотные с неизменным и изменяемым углом наклона консоли).

Для выгрузки материала из штабелей в практике усреднения сырья применяют стационарное и подвижное оборудование.

Стационарные системы обеспечивают высокий уровень однородности сырья даже при значительной гранулометрической сегрегации. К их преимуществам относятся эффективное использование площади склада, высокая производительность, простота, применение дистанционного управления и автомати-

зации. Недостатком складов со стационарным рудозаборным оборудованием являются высокие капитальные затраты на их сооружение и опасность полной дезорганизации рудоподготовительного процесса при выходе механизмов из строя.

Подвижные системы снабжаются подвижным рудозаборным оборудованием, представляющим собой гусеничные и пневмоколесные машины, экскаваторы, бульдозеры, скреперы. Такое оборудование легко перемещается по всей территории склада, обеспечивает гибкость работы склада, а также взаимозаменяемость машин или их использование на других работах. Подвижное оборудование при более низких капитальных затратах требует устройства специальных подъездных и маневренных площадей и, следовательно, значительно больших складских территорий по сравнению со складами, оснащенными стационарными системами забора сырья.

В настоящее время для выгрузки материала из штабелей широко используют усреднительные машины непрерывного действия, исполнительным органом у которых является ротор (УБ-120-1; УБ-350-1; У2Р-800-1).

В последнее время созданы универсальные комплексы, укладывающие и забирающие материал. Такие погрузочно-разгрузочные усреднительные машины имеют сопряжение штабелеукладчика и рудопогрузчика и в перспективе найдут широкое применение на предприятиях с большим объемом работ.

Местоположение усреднительного склада на обогатительной фабрике зависит от характера перерабатываемого сырья. Если на обогатительную фабрику руда поступает с разных месторождений, усреднительные склады целесообразно располагать после среднего или мелкого дробления на территории фабрики.

В тех случаях, когда обогатительная фабрика по технологическим соображениям не может работать на усредненном сырье и выдает концентрат различного качества, целесообразно усреднение концентрата перед его отправкой потребителю. Для крупнокусковых или средnekусковых концентратов устраивают усреднительные бункера или склады.

Иногда при получении на фабриках обводненных тонкозернистых концентратов производится их усреднение мокрым методом. В этом случае концентрат в виде пульпы заданной плотности накапливается в первичных чанах-мешалках. В зависимости от качества концентратов, находящихся в различных чанах-мешалках, определяется дозировка концентратов, перекачиваемых в чаны-усреднители, из которых концентрат определенного сорта перекачивается на фильтрование и сушку. Для усреднения небольших по объему мелкозернистых сухих концентратов различных руд могут применяться смесительные машины разнообразных конструкций (барабанные и др.).

Основным критерием оценки качества усредненного сырья считается среднее квадратическое отклонение  $\sigma$  содержания усредняемого компонента (в отобранных из смеси пробах) от среднего его содержания

$$\sigma = \sqrt{\sum_{i=1}^n (\alpha_i - \bar{\alpha})^2 / (n-1)},$$

где  $n$  — общее число отобранных проб;  $\bar{\alpha}_i$  — содержание ценного компонента в  $i$ -й пробе;  $\bar{\alpha}$  — среднее арифметическое содержание ценного компонента во всех пробах.

Коэффициент вариации (неоднородности)  $V_i$  (%) содержания усредняемого компонента определяется по формуле

$$V_i = \sigma_i / \bar{\alpha}, \quad i = 1, 2, \dots$$

Для оценки эффективности усреднения при смешивании продуктов различного качества используется коэффициент усреднения  $K$ , который определяется или как отношение средних квадратических отклонений содержания усредняемого компонента до ( $\sigma_n$ ) и после ( $\sigma_y$ ) усреднения

$$K = \sigma_n / \sigma_y,$$

или как отношение коэффициента вариации содержания усредняемого компонента до ( $V_n$ ) и после ( $V_y$ ) усреднения

$$K = V_n / V_y.$$

При многостадийной схеме усреднения общая степень усреднения  $K_{o.y}$  определяется как произведение коэффициентов усреднения в отдельных стадиях

$$K_{o.y} = \prod_{i=1}^m K^i,$$

где  $m$  — число стадий усреднения;  $K^i$  — коэффициент усреднения  $i$ -й стадии усреднения;  $i = 1, m$ .

## § 60. ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ

Руды цветных металлов отличаются большим разнообразием по химическому и минеральному составу, характеру вкрапленности, степени окисленности, физическим свойствам и другим признакам. Руды, содержащие в своем составе один ценный металлический компонент, называются монометаллическими и, а два и более — полиметаллическими. Как правило, большинство руд являются полиметаллическими, но не все металлические компоненты в них имеют промышленное значение. Основная масса (80—85%) цветных металлов в ру-

дах сосредоточена в сульфидных минералах, представляющих собой соединения металлов с серой. Различают руды:

сульфидные, в которых содержание ценного компонента в виде несulfидных минералов не превышает 10% общей массы в руде;

смешанные, в которых 80—90% цветных металлов сосредоточены в сульфидных оруденениях, а содержание окисленных форм металла составляет от 10 до 20%;

окисленные, в которых содержание окисленных форм металла свыше 20%.

По содержанию металлов руды делятся на богатые, бедные и забалансовые (непромышленные). Такое деление является условным и изменяется в зависимости от уровня развития техники и технологии обогащения, потребностей в производстве металлов и др. Основным процессом обогащения руд цветных металлов является пенная флотация. Большинство мелко- и тонковкрапленных руд обогащают по флотационным схемам, отличающимся большим разнообразием. На флотационное обогащение руда поступает измельченной. Крупность измельчения определяется минеральным составом руды и характером вкрапленности минералов.

Схемы флотационного обогащения монометаллических руд сводятся к следующим вариантам (рис. 100):

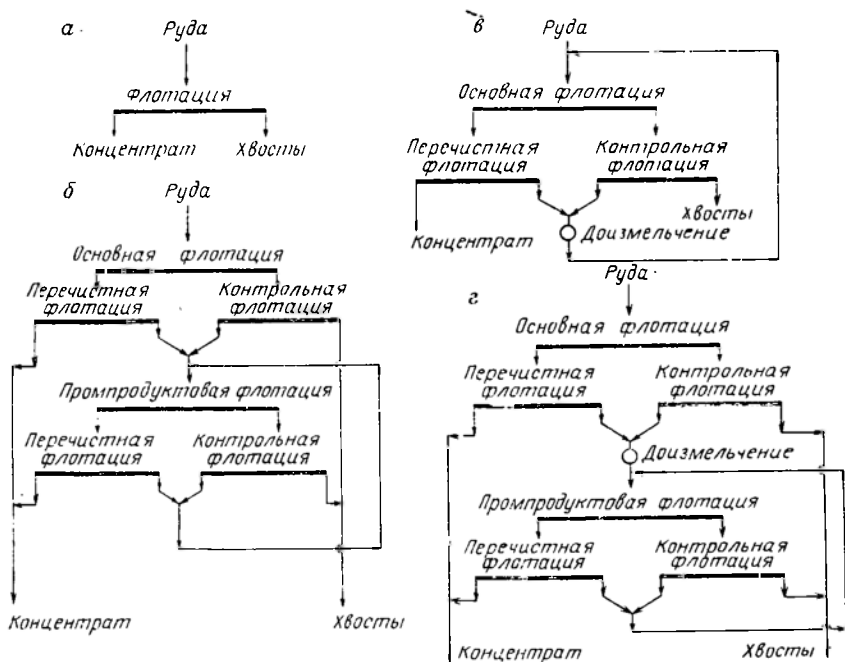


Рис. 100. Варианты схем флотации монометаллических руд:

а — простая одностадийная одноклассовая; б — одностадийная двухклассовая; в — двухстадийная одноклассовая; г — двухстадийная двухклассовая

руда крупновкрапленная, полезные минералы не склонны к ошламованию. Грубоизмельченная руда флотируется в одну стадию и один прием с получением кондиционного концентрата и отвальных хвостов (см. рис. 100, а);

руда мелкокрапленная, полезные минералы не склонны к ошламованию. Мелкоизмельченная руда флотируется по простой схеме, после основной флотации некондиционные концентрат и хвосты подвергаются перечистой и контрольной флотации (см. рис. 1). Чем выше содержание полезного компонента в руде, тем меньше требуется перечистных операций для концентрата, и тем больше контрольных — для хвостов. Чем выше требования к качеству концентрата, тем большему числу перечистных операций необходимо подвергнуть первичный концентрат. Промпродукты, полученные в процессах перечистой и контрольной флотации, если они содержат свободные зерна полезного минерала и пустой породы, подвергают повторной флотации или совместно с исходной рудой (см. рис. 1), или в отдельном цикле (см. рис. 100, б). Если промпродукты состоят из сростков минералов, то они флотируются после доизмельчения или с исходной рудой (см. рис. 100, в), или в отдельном цикле (см. рис. 100, г);

руда имеет агрегативную вкрапленность. Грубоизмельченная руда флотируется с получением отвальных хвостов и бедного концентрата, который после доизмельчения флотируется во второй стадии с получением кондиционного концентрата и хвостов (или промпродукта);

руда имеет неравномерную вкрапленность. Грубоизмельченная руда флотируется с получением кондиционного концентрата и богатых хвостов, которые после измельчения направляют во вторую стадию обогащения, после которой получают кондиционные концентраты (промпродукт) и отвальные хвосты. Для руд с неравномерной вкрапленностью применяют также трехстадиальные схемы.

При обогащении *полиметаллических руд* применяют одно-, двух- и трехстадиальные схемы с получением двух, трех и более концентратов и отвальных хвостов. В зависимости от последовательности выделения полезных компонентов различают коллективные, селективные и коллективно-селективные схемы обогащения.

Коллективная схема флотационного обогащения предусматривает получение коллективного концентрата, содержащего одновременно несколько полезных компонентов.

Прямая селективная (или последовательно селективная) схема флотационного обогащения предусматривает последовательное выделение отдельных полезных компонентов с получением нескольких концентратов. Схема прямой селективной флотации медно-пиритной руды приведена на рис. 101.

Коллективно-селективная схема флотационного обогащения предусматривает получение вначале коллективного



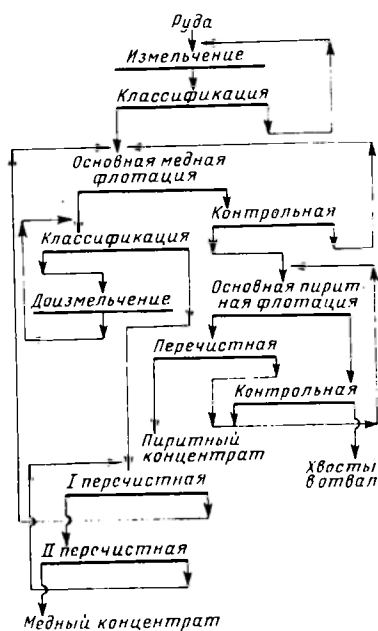


Рис. 101. Схема прямой селективной флотации медно-пиритной руды

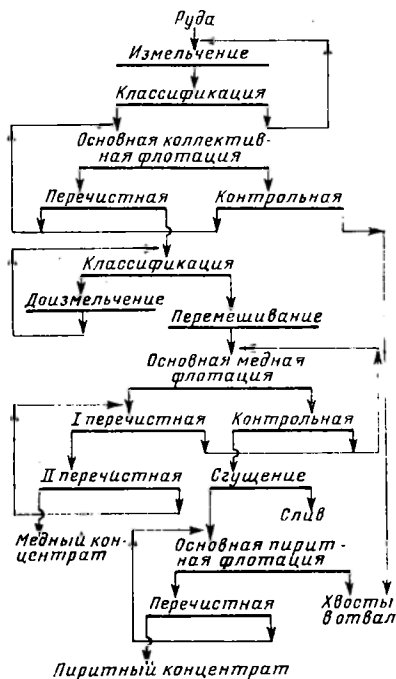


Рис. 102. Схема коллективно-селективной флотации медно-пиритной руды

концентрата, содержащего несколько полезных компонентов (коллективная флотация) с последующим их отделением друг от друга (селективная флотация). Чаще всего селективной флотации предшествует доизмельчение коллективного концентрата. Коллективно-селективные схемы флотации применяют преимущественно при обогащении бедных руд, при возможности выделения полезных минералов при грубом измельчении руды. В этом случае вывод основной массы хвостов в процессе коллективной флотации из последующего обогащения приводит к сокращению фронта селективной флотации и сокращению общих расходов на обогащение. Схема коллективно-селективной флотации медно-пиритной руды представлена на рис. 102.

Схемы коллективной флотации в практике обогащения полезных ископаемых применяются сравнительно редко (флотация золотосодержащих руд, когда в концентрат переходят золото и сульфидные минералы; медно-пиритных руд, при малом содержании в них пирита, с получением медно-пиритного концентрата и др.). Наибольшее распространение в практике флотационного обогащения полиметаллических руд получили последовательно селективные и коллективно-селективные схе-

Т а б л и ц а 4. Технические требования (состав, %) к медным концентратам, получаемым из медьсодержащих руд по ОСТ 48-77—74

Марка	Cu, не менее	Примеси, не более		Марка	Cu, не менее	Примеси, не более	
		Zn	Pb			Zn	Pb
КМ0	40	2	2,5	КМ5	20	10	8
КМ1	35	2	3	КМ6	18	11	9
КМ2	30	3	4,5	КМ7	15	11	9
КМ3	25	5	5	ППМ	12	11	9
КМ4	23	9	7				

Примечания: 1. Содержание молибдена в концентратах всех марок не должно превышать 0,12%. 2. Содержание влаги в несущенных концентратах и промпродуктах не должно превышать 14%.

Т а б л и ц а 5. Технические требования (состав, %) к цинковым концентратам и продуктам, получаемым из цинксодержащих руд по ОСТ 48-31—81

Марка	Zn, не менее	Fe, не более	Примеси, не более		
			SiO <sub>2</sub>	Cu	As
КЦ-0	59	4	2	0,9	0,05
КЦ-1	56	5	2	1	0,05
КЦ-2	53	7	3	1,5	0,1
КЦ-3	50	9	4	2	0,3
КЦ-4	45	12	5	3	0,5
КЦ-5	40	13	6	3	0,5
КЦ-6	40	16	6	4	0,6
КЦИ	40	18	6	3,5	0,5

Примечания: 1. Содержание фтора в концентратах всех марок не должно превышать 0,02%. 2. Содержание влаги в подсушенных концентратах не должно превышать 9%, в несущенных — 12—18%.

Т а б л и ц а 6. Технические требования (состав, %) к свинцовым концентратам, получаемым из свинецсодержащих руд по ОСТ 48-92—75

Марка	Pb, не менее	Примесей, не более		Марка	Pb, не менее	Примесей, не более	
		Zn	Cu			Zn	Cu
КС0	73	2,5	1,5	КС5	50	10	4
КС1	70	3	1,7	КС6	45	11	5
КС2	65	4	2	КС7	40	13	6
КС3	60	6	2,5	ППС	30	Не норм.	Не норм.
КС4	55	8	3,5	ПСМ	20	»	20

Примечания: 1. Для горновой плавки содержание свинца в концентрате должно быть не ниже 70%, для шахтной — 70—30%. 2. Содержание влаги в сушеных концентратах не должно превышать 7%, в несущенных — 12—16%.

мы. Требования к качеству концентратов, получаемых из руд цветных и редких металлов, регламентируются ГОСТами, ОСТАми и ТУ Минцветмета СССР и приведены в табл. 4—9.

В обозначении марок (сортов) концентратов буквы указывают наименование концентрата (например, КМ — концентрат медный), цифры после букв — степень чистоты по содержанию примесей.

**Технические требования (состав, %) к пиритным концентратам, получаемым при флотации сульфидных руд по ГОСТ 444—75. «Колчедан серный флотационный»**

Марка . . . . .	КСФ-0	КСФ-1	КСФ-2	КСФ-3	КСФ-4
Серя сульфидная, %, не менее . . .	50	48	45	42	38

Примечания: 1. Содержание примесей As и F в концентратах всех марок составляет соответственно 0,3 и 0,5% (не более). 2. Содержание влаги в концентратах не должно превышать 3,8% (в период с 15 апреля по 1 октября — не более 8%).

**Таблица 7. Технические требования (состав, %) к молибденовым концентратам, получаемым из молибденосодержащих руд по ГОСТ 212—76**

Марка	Мо, не менее	Примеси, не более							
		SiO <sub>2</sub>	As	Sn	P	Cu	Na <sub>2</sub> O	WO <sub>3</sub>	Sb
КМГ-В	58	0,3	0,03	0,01	0,01	0,01	0,8	2	0,01
КМГ-1	56	0,4	0,04	0,01	0,01	0,01	0,8	4,5	0,01
КМГ-2	54	0,7	0,07	0,01	0,02	0,02	1	5	0,01
КМФ-В	52	4	0,03	0,02	0,02	0,4	He	He	He
							норм.	норм.	норм.
КМФ-1	51	5	0,04	0,02	0,02	0,4	»	»	»
КМФ-2	48	7	0,05	0,04	0,03	0,7	»	»	»
КМФ-3	47	9	0,06	0,05	0,05	1	»	»	»
КМФ-4	45	11	0,07	0,07	0,05	2	»	»	»

Примечания: 1. КМГ — концентрат молибденовый гидрометаллургический. 2. КМФ — концентрат молибденовый флотационный.

*Обогащение медных, медно-пиритных, медно-цинковых и медно-молибденовых руд.* Медные руды могут быть представлены сульфидными и окисленными минералами (встречаются месторождения самородной меди, самостоятельного значения не имеющие). К главным медьсодержащим минералам относятся: сульфидные — халькопирит (CuFeS<sub>2</sub>), борнит (Cu<sub>5</sub>FeS<sub>4</sub>), халькозин (Cu<sub>2</sub>S), ковеллин (CuS) и др.; окисленные — малахит (Cu<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>(OH)<sub>2</sub>), куприт (Cu<sub>2</sub>O), азурит (Cu<sub>3</sub>(CO<sub>3</sub>)<sub>2</sub>(OH)<sub>2</sub>) и др. По текстурным особенностям медные руды подразделяются на сплошные (массивные) и вкрапленные. Первые могут направляться непосредственно на плавку. Наибольшее промышленное значение имеют вкрапленные руды. Богатые медные руды содержат меди более 2%, средние — 2—0,8% и бедные — 0,8—0,4%.

Монометаллические медные руды с равномерной вкрапленностью обычно обогащаются по простым схемам с контрольной

Таблица 8. Технические требования (состав, %) к оловянным концентратам при обогащении оловянных руд и песков по ОСТ 48-32—80

Марка	Sn, не менее	Примеси, не более						
		Pb	As	S	Cu	Zn	F	WO <sub>3</sub>
КО-1	60	2	0,3	0,3	—	—	—	5
КО-2	45	2	0,3	0,3	—	—	—	5
КОЗ-1	30	2	10	—	—	—	—	5
КОЗ-2	15	2	10	—	—	—	—	—
КОШ-1	15	2	2	8	0,5	3	—	5
КОШ-2	8	2	1,5	8	0,5	3	—	5
КОШ-3	5	3	0,5	—	—	—	—	5
КОС-1	15	5	2	15	0,5	3	0,5	5
КОС-2	8	5	1,5	15	0,5	3	0,5	5
КОС-3	5	—	0,5	—	—	—	0,5	5

Примечание. Концентраты для плавки должны содержать 60—40% олова.

Таблица 9. Технические требования (состав, %) к вольфрамовым концентратам, получаемым из вольфрамсодержащих руд по ГОСТ 213—83

Марка	WO <sub>3</sub> , не менее	Примеси, не более						Влага, не более
		P	S	As	Sn	Cu	SiO <sub>2</sub>	
КВГ-1	65	0,05	0,7	0,1	0,15	0,1	5	2
КВГ-2	60	0,05	0,8	0,1	0,2	0,15	5	2
КШИ	65	0,02	0,45	0,1	0,1	0,05	1,5	6
КШ	60	0,04	0,6	0,05	0,08	0,1	10	6
КМШ-1	65	0,03	0,3	0,02	0,01	0,1	1,2	4
КМШ-2	60	0,04	0,3	0,04	0,02	0,1	5	6
КМШ-3	55	0,04	0,6	0,2	0,2	0,1	10	6
КВГ (Т)	60	0,1	1	0,1	1	0,1	5	2
КВГ (К)	65	0,1	0,7	0,08	1	0,4	5	2
КВП (К)	67	0,05	0,05	0,07	0,9	0,05	3	1,5
КШ (Т)	55	0,3	1,5	0,1	0,2	0,2	Не норм.	6

Примечания: 1. КВГ — вольфрамито-гюбнеритовый; КШИ — шеелитовый искусственный; КШ — шеелитовый; КМШ — молибдено-шеелитовый концентрат. 2. Концентрату КВП (К) присвоен государственный Знак качества.

и одной, двумя перечистными флотациями или без них (см. рис. 1 и 100, а) в присутствии ксантогенатов.

Медные руды с неравномерной и сложной вкрапленностью обогащаются по двухстадиальным схемам разных видов, с флотацией во второй стадии доизмельченных хвостов, концентратов или промпродуктов (рис. 100, в, г), с одной или двумя перечистками концентрата и контрольной флотацией хвостов. В состав пустой породы медных руд входят: кварц, кальцит, полевошпат и др. Попутными полезными компонентами являются железо, золото, серебро, цинк, молибден, никель и другие цветные и редкие металлы.

*Полиметаллические вкрапленные руды, состоящие из медь-содержащих минералов и пирита.* Наиболее распространенными медными рудами являются медные песчаники, в которых основные рудные минералы представлены халькопиритом, халькозином и борнитом, а пустая порода — кварцем, полевым шпатом, кальцитом и др. (наиболее типичное месторождение Джебказганское); медно-порфиновые руды, в которых сульфидные минералы представлены в основном халькопиритом, халькозином, борнитом, пиритом, молибденитом, а пустая порода обычно представлена гранитоидами (наиболее типичные месторождения Коунрадское, Кальмакырское); медные колчеданные, представленные на 35—90% халькопиритом, пиритом, с незначительным содержанием сфалерита (перерабатываются на Балхашской и Алмалыкской обогатительных фабриках, а также на фабриках Урала).

В зависимости от содержания пирита медные колчеданные руды перерабатывают с получением медно-пиритного или медного и пиритного концентратов. В первом случае применяется коллективная, а во втором — коллективно-селективная (см. рис. 102) или прямая селективная (см. рис. 101) схемы.

Схема с получением коллективного медно-пиритного концентрата используется при незначительном содержании пирита в исходной руде. Коллективно-селективная схема применяется при обогащении вкрапленных сульфидных руд, прямая селективная — при обогащении сплошных (колчеданных) сульфидных руд с высоким содержанием пирита.

При медной флотации (см. рис. 101, 102) для сульфидов меди применяют реагенты-собиратели — ксантогенаты. Пирит подавляется известью (чаще) или цианидами (иногда используется совместное действие цианида и извести). Последующая флотация пирита возможна после его активации (снятие гидроксидной пленки с его поверхности).

Окисленные медные руды флотируют после сульфидизации их поверхности сернистым натрием с применением реагентов, используемых для флотации сульфидов.

Медно-цинковые руды характеризуются высоким содержанием сульфидов и содержат халькопирит, сфалерит и пирит. Типичными месторождениями являются Гайское, Сибайское и Учалинское. В зависимости от содержания пирита различают медно-цинковые сплошные и вкрапленные руды.

Основная задача при обогащении медно-цинковых руд — получение медного концентрата с минимальным содержанием цинка и цинкового — с минимальным содержанием меди. Медно-цинковые руды обогащают по схемам прямой селективной (рис. 103, а) или коллективно-селективной (рис. 103, б) флотации. Прямая селективная схема применяется при флотации вкрапленных и сплошных руд, которые перед обогащением тонко измельчают (до 85—95% — 0,074 мм). Для флотации халькопирита применяются ксантогенаты, а сфалерит (и пирит)

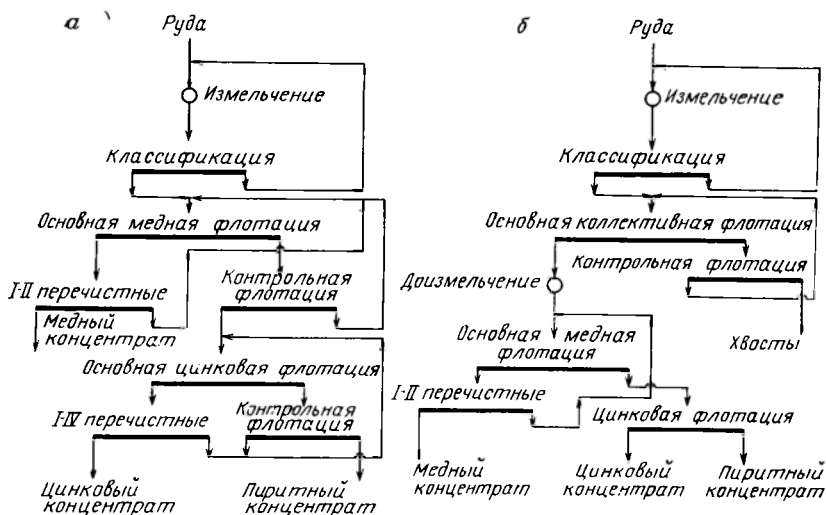


Рис. 103. Принципиальные схемы селективной (а) и коллективно-селективной (б) флотации медно-цинково-пиритной руды

подавляется цианидами в сочетании с цинковым купоросом или сульфитом и гипосульфитом, а также, в ряде случаев, сернистым натрием. Из хвостов медной флотации, после активации сфалерита медным купоросом, флотируется в присутствии собирателей цинксодержащий минерал. Полученный цинковый концентрат обычно подвергают нескольким переучисткам.

По коллективно-селективной схеме флотации исходная руда грубо измельчается (до 45—60% — 0,074 мм) и после коллективной флотации получают коллективный концентрат, содержащий сульфидные минералы меди, цинка, железа и хвосты. Коллективный концентрат доизмельчается и подвергается медной флотации (с двумя, тремя переучистками концентрата) в присутствии ксантогенатов; для депрессии цинка и пирита используют те же подавители, что и при селективной схеме. Из хвостов медной флотации после активации медным купоросом флотируется сфалерит. Иногда хвосты медной флотации являются готовым цинковым концентратом. При высоком содержании пирита в исходной руде хвосты селективной и коллективной флотации являются пиритным концентратом.

Медно-молибденовые руды, в которых медь обычно представлена халькопиритом, молибден — молибденитом, а нерудные минералы — кварцем (серицитом, хлоритом, тальком, кальцитом, полевым шпатом и др.), обогащаются обычно по коллективно-селективной схеме (рис. 104). Содержание молибденита в руде незначительное (0,15—0,1% и ниже). Коллективную медно-молибденовую флотацию проводят в присутствии

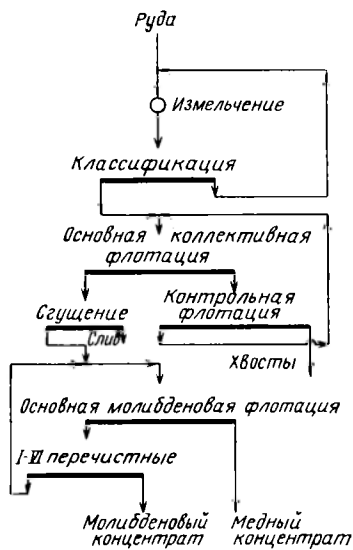


Рис. 104. Принципиальная схема флотации медно-молибденовой руды

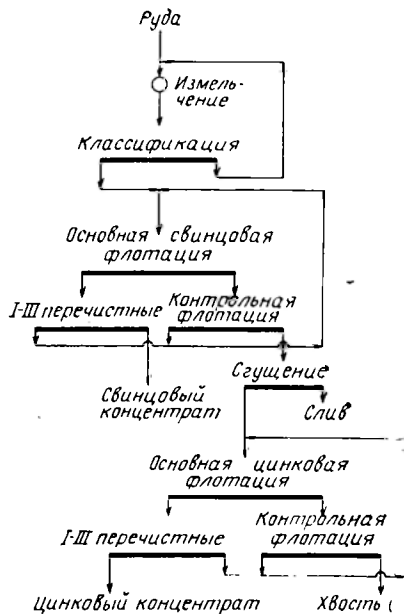


Рис. 105. Принципиальная схема флотации свинцово-цинковой руды

ксантогенатов и аполярного реагента (керосина), после чего медно-молибденовый концентрат направляют на селективную флотацию, предварительно обработав его по одному из следующих методов:

— обработкой коллективного концентрата сернистым натрием добиваются подавления флотации сульфидов меди (и других сульфидов);

— окислительной пропаркой (при температуре 80°C) с известью достигают очистки поверхности халькопирита (пирита и т. д.) от реагентов, после чего их поверхность окисляется и адсорбирует подавляющие ионы кальция (в других случаях с той же целью производят пропарку с сернистым натрием).

После этой обработки коллективный концентрат сгущают и подвергают селективной молибденовой флотации в присутствии аполярных реагентов с несколькими (6—8 иногда до 10) переचистками молибденового концентрата.

Труднообогащаемые окисленные и смешанные руды, содержащие медь в виде нефлотируемых минералов, обогащаются комбинированными методами, включающими и гидрометаллургическую переработку.

**Обогащение свинцовых, свинцово-цинковых, свинцово-медно-цинковых руд.** Из многих минералов, содержащих свинец, промышленное значение имеют галенит ( $PbS$ ) (основной промышленный минерал), церуссит ( $PbCO_3$ ), англезит ( $PbSO_4$ ) и

пироморфит ( $Pb_5[PO_4]_3Cl$ ). Две трети всех запасов свинца находятся в месторождениях колчеданного и стратиформного типов. По степени окисленности свинцовые руды разделяются на сульфидные, смешанные и окисленные.

Монометаллические сульфидные свинцовые руды в природе встречаются редко. Для руд с крупной вкрапленностью галенита применяют комбинированные гравитационно-флотационные схемы обогащения, когда в начале процесса из крупной руды с помощью тяжелых суспензий или отсадки удаляется до 30—40% пустой породы в отвал. Оставшаяся руда дробится, измельчается и направляется на свинцовую флотацию. Флотация производится по простым схемам в одну (см. рис. 1, 100, а, б) или две (см. рис. 100, в, г) стадии обогащения. Галенит флотируется реагентами-собирателями ксантогенатами или дитиофосфатами. Если в руде присутствует пирит, он подавляется цианидом.

Если свинцовая руда представлена сульфидными и окисленными минералами свинца, ее можно перерабатывать по схеме раздельной флотации сульфидов и несulfидных минералов или по схеме их совместной флотации. Первая схема применяется для руд, имеющих приблизительно равное соотношение содержания сульфидных и окисленных минералов свинца, вторая — при преобладании одной из его форм. По первой схеме вначале флотируют галенит, а затем после сульфидизации — окисленные минералы. По второй схеме (что бывает чаще) совместная флотация производится после сульфидизации окисленных минералов сульфидом натрия. Основные нерудные минералы: кальцит, кварц, доломит и др.

Свинцово-цинковые руды широко распространены в природе; они отличаются большим разнообразием вещественного состава и количественным содержанием свинца и цинка. Их обогащение производится по комбинированным (гравитационно-флотационным) и флотационным схемам.

При комбинированном обогащении из крупной руды (—100 +15 (6) мм) с помощью тяжелых суспензий удаляется пустая порода (легкая фракция). Тяжелая фракция дробится, объединяется с мелкой рудой, измельчается и поступает на флотацию. Флотация свинцово-цинковых руд в большинстве случаев производится по селективной схеме (рис. 105).

Схемы коллективно-селективной флотации свинцово-цинковых руд применяют редко, так как разделение коллективного свинцово-цинкового концентрата представляет значительные трудности. Селективная схема обогащения включает основную свинцовую флотацию с одной — тремя перечистками свинцового концентрата. Флотация минералов свинца происходит в присутствии ксантогенатов или дитиофосфатов, при подавлении сфалерита. После активации сфалерита проводится цинковая флотация с несколькими перечистками цинкового концентрата. Если в руде содержится пирит, то свинцовая и



цинковая флотации производятся при подавлении пирита. При высоком содержании пирита в руде из хвостов цинковой флотации получают пиритный концентрат.

Свинцово-медно-цинковые руды с технологической точки зрения являются наиболее труднообогатимыми. Это связано с тем, что если основные минералы в них представлены сульфидами, то такие минералы обладают близкими флотационными свойствами; а если окисленными и смешанной формами, — то такие руды имеют весьма сложный минеральный и химический составы.

Схемы прямой селективной флотации таких руд применяются крайне редко. Наиболее часто применяются коллективно-селективные схемы обогащения. Вначале при коллективной флотации в слабощелочной среде в присутствии ксантогенатов в коллективный концентрат извлекаются все сульфиды (галенит, халькопирит, сфалерит, пирит).

Если в руде присутствуют окисленные формы минералов, то после их сульфидизации сернистым натрием, они флотируются совместно с сульфидами.

Коллективный свинцово-медно-цинковый концентрат после доизмельчения направляется на медно-свинцовую флотацию с подавлением сфалерита, который после активации медным купоросом подвергается цинковой флотации с получением, после одной-трех перечисток, цинкового концентрата. Если в руде присутствует пирит, то хвосты цинковой флотации являются готовым пиритным концентратом.

Медно-свинцовый концентрат подвергается селективной флотации двумя методами: флотацией медных минералов при подавлении галенита сернистым натрием; флотацией галенита при подавлении медных минералов цианидами.

*Обогащение вольфрамовых и вольфрамо-молибденовых руд.* Из вольфрамсодержащих минералов наибольшее промышленное значение имеют вольфрамит  $[(Fe, Mn)WO_4]$ , шеелит  $(CaWO_4)$ , ферберит  $(FeWO_4)$ , гюбнерит  $(MnWO_4)$ . Последние два минерала являются разновидностями вольфрамитов. По минеральному составу различают месторождения двух типов: вольфрамитовые и шеелитовые.

Вольфрамитовые руды перерабатывают, как правило, вначале по гравитационным схемам (основной цикл) с доводкой (дообогащением) гравитационных концентратов различными методами (доводочный цикл). Вольфрамитовые руды склонны к ошламовыванию, и поэтому их обогащение осуществляется в несколько стадий. Типовая схема основного цикла обогащения вольфрамитовой руды (рис. 106) предусматривает четырехстадийное обогащение отсадкой и концентрацией на столах при максимальной крупности питания в каждой стадии соответственно 6; 2; 0,5 и 0,15 мм. Четвертая стадия обогащения совмещена со второй. Хвосты выделяются из классов крупностью менее 0,5 мм. Первичная концентрация (клас-

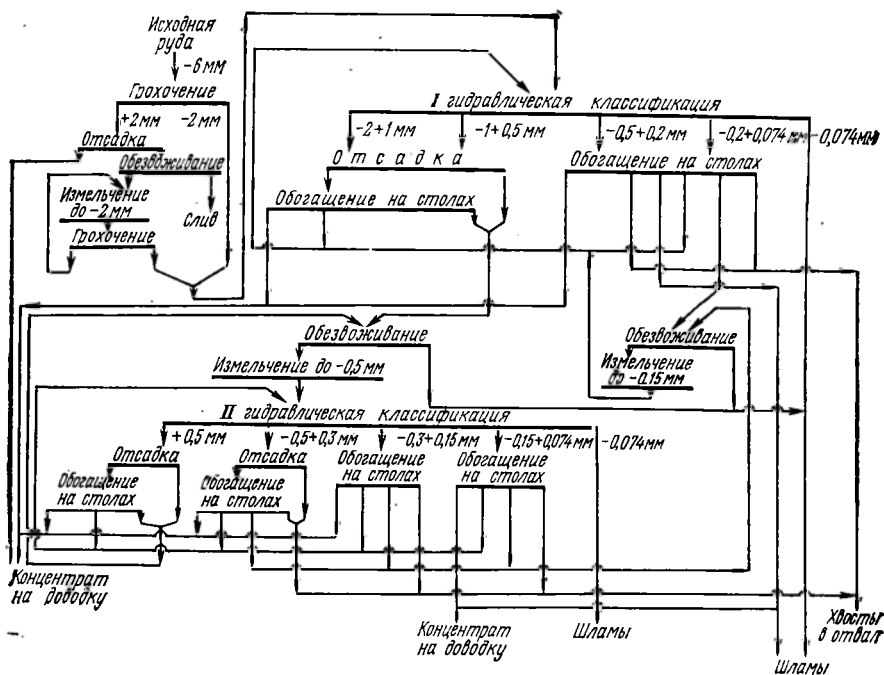


Рис. 106. Типовая схема основного цикла обогащения коренных вольфрамовых и оловянных руд с неравномерной вкрапленностью полезных компонентов

сов  $-2 + 0,074$  мм) может производиться вместо отсадки и концентрации на столах — в конусных (струйных) концентраторах или винтовых сепараторах. Шламы обогащают флотацией или концентрацией в шлюзах. По этой схеме обогащения получают черновые концентраты, которые поступают на доводку. При доводке применяется флотогравитация, флотация, магнитная и электрическая сепарация, обжиг, гидрометаллургия и др.

Шеелитовые руды перерабатывают по флотационным и комбинированным схемам. Для переработки сложных продуктов или бедных концентратов применяют гидрометаллургические процессы.

Флотация шеелита (легкофлотируемого минерала) производится анионными жирнокислотными собирателями (олеиновая кислота и ее соли, талловое масло, технические мыла и др.). Наиболее трудно отделить шеелит от флюорита, апатита, кальцита, барита. Поэтому при флотации шеелитовых руд предусматривается ряд перечистных и доводочных операций.

Шеелито-молибденовые руды перерабатывают по селективным или коллективно-селективным схемам. (Вторая схема применяется при очень низком содержании молибдена.) При селективной схеме обогащения вначале при крупности измельчения  $60-62\% - 0,074$  мм производится флотация мо-

либденита керосином и ксантогенатом. Молибденовый концентрат после пропарки и доизмельчения подвергается нескольким (5—7) перечисткам. Для депрессии сульфидов меди и железа в перечистные операции добавляется сернистый натрий. Хвосты молибденовой флотации поступают на шеелитовую флотацию в присутствии олеата натрия. Шеелитовый концентрат после 1—2 пропарок перечищается 3—5 раз. При коллективной флотации в присутствии жирнокислотных собирателей получают коллективный шеелито-молибденовый концентрат, из которого в процессе селективной флотации в кислой среде в присутствии аполярных реагентов легко флотируется молибденит. Шеелит в кислой среде не флотируется.

*Обогащение оловянных руд.* Основным промышленным минералом, содержащим олово, является касситерит ( $\text{SnO}_2$ ). В настоящее время производство олова ведется исключительно из касситеритовых руд. Руды оловянных месторождений подразделяются на россыпные и коренные. По технологическим свойствам руды делятся на средневкрапленные, мелковкрапленные и тонковкрапленные с размерами зерен касситерита соответственно 1—2; 0,1—1; 0,01—0,1 мм. По содержанию олова руды делятся на богатые (содержание олова выше 1%), средние (1—0,4%); бедные (0,2—0,4%) и весьма бедные (0,1—0,2%). Обогащение оловянных руд производится преимущественно гравитационными методами.

Россыпные оловянные руды легко обогащаются методами промывки, отсадки, концентрации на столах и др., не требуют дорогостоящих процессов дробления и измельчения. Доводка черновых гравитационных концентратов производится магнитными, электрическими и другими методами. Конечные оловянные концентраты, получаемые из богатых россыпей, обычно содержат до 70% олова.

Коренные оловянные руды обычно имеют сложное строение, труднообогатимы и требуют развитых многостадийных схем обогащения. Так как касситерит чрезвычайно хрупкий минерал, при обогащении требуется решать задачи его минимального ошламования. Гравитационные схемы обогащения касситеритовых руд строятся так, чтобы вскрытые в процессе измельчения зерна касситерита сразу же выводились в процессе концентрации.

Схема обогащения коренных оловянных руд включает дробление (в зависимости от крупности и характера вкрапленности до 40; 25; 12; 6 мм), измельчение (до 2 мм и меньше), классификацию и гравитационную концентрацию в отсадочных машинах и на концентрационных столах (см. рис. 106). Первичное обогащение руд крупностью более 6 (2) мм может осуществляться в тяжелых суспензиях. Первичная концентрация оловянных руд крупностью менее 2 мм может производиться, кроме отсадочных и концентрационных столов, на винтовых и конусных сепараторах. Шламы крупностью менее 0,074 (0,050) мм

могут обогащаться в шлюзах или флотацией. При флотации в качестве собирателя применяется олеиновая кислота или олеат натрия (для легкообогащаемых руд) и талловое масло, фосфоновые кислоты и другие собиратели (для сложных руд).

При гравитационном обогащении получают черновые концентраты с содержанием олова 7—26% (в зависимости от его содержания в исходной руде). Черновые гравитационные концентраты подвергают последующему дообогащению обычно на специальных доводочных фабриках с развитыми технологическими схемами, включающими флотогравитацию, пенную флотацию, магнитную и электрическую сепарацию. При доводке сложных продуктов обогащения применяется химическое и бактериально-химическое выщелачивание.

*Обогащение никелевых руд.* Основная масса никеля извлекается из руд в виде сульфидных минералов и силикатов. Основными никельсодержащими минералами в сульфидных рудах являются никелистый пирротин ( $\text{Fe}_{1-x}\text{S}$ ); пентландит (железо-никелевый колчедан  $[(\text{Fe}, \text{Ni})_9\text{S}_8]$ ); никелин (красный никелевый колчедан —  $\text{NiAs}$ ); миллерит (сернистый никель —  $\text{NiS}$ ) и др. Содержание никеля в сульфидных рудах составляет от 0,3 до 4%.

Основными никельсодержащими минералами в силикатных рудах являются гарниерит  $[\text{Ni}_4(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_4 \cdot 4\text{H}_2\text{O}]$ , непуит и ферригаллуазит. Содержание никеля в силикатных рудах не превышает 0,9—1,4%. Обычно сульфидные никельсодержащие руды содержат и медьсодержащие минералы. В настоящее время обогащаются практически только бедные сульфидные медно-никелевые руды (руды с содержанием никеля более 2—2,5% могут направляться в плавку без обогащения).

Медно-никелевые руды перерабатывают по схемам коллективной флотации (при соотношении содержания меди и никеля в концентрате меньше двух), когда коллективный концентрат подвергается плавке с получением фанштейна; по схемам коллективно-селективной флотации (при соотношении меди и никеля в концентрате больше двух), когда коллективный концентрат селективно разделяют на медный и никелевый. В качестве собирателя при флотации медно-никелевых руд применяют ксантогенаты.

Селективная флотация медьсодержащих минералов из коллективного медно-никелевого концентрата (часто после доизмельчения) производится в известково-цианистой среде (для подавления флотации никельсодержащих минералов). Камерный продукт селективной флотации, содержащий никель, подвергается перечисткам в кислой среде. Для активации никелевых сульфидов применяется медный купорос.

Содержание в коллективном концентрате никеля составляет 4—12%; меди 4—10%. При флотационном разделении коллективного концентрата содержание никеля в одноименном концентрате может повышаться до 60—67%.

*Обогащение золотосодержащих руд и россыпей.* Золото в рудах и россыпях находится главным образом в самородном виде, с примесями серебра, меди, железа, свинца и др. В зависимости от крупности самородное золото бывает крупное (более 2 мм), мелкое (0,05—2 мм), пылевидное (5—50 мкм) и тонкодисперсное (менее 1—5 мкм). Золото массой более 5 г относится к самородкам.

Извлечение золота из россыпных месторождений включает подготовительные операции (освобождение зернистой части песков вместе с золотом от глины и шламов) с применением дезинтеграции, промывки, грохочения и др.; первичное обогащение зернистого продукта с применением гравитационных методов (отсадка, концентрация на столах, в винтовых сепараторах, шлюзах) с получением гравитационных концентратов; доводку гравитационных концентратов (флотация, концентрация, амальгамация\*, цианирование\*\*) с получением товарной продукции.

Извлечение золота из коренных руд в зависимости от его крупности происходит по одно- или двухстадийной схеме обогащения, сочетающим гравитационные процессы с флотацией и амальгамацией или цианированием.

При переработке золотосодержащих руд и концентратов могут применяться бактериальные методы как для растворения (выщелачивания) самородного золота, так и для вскрытия тонковкрапленного золота из сульфидных минералов при их бактериальном окислении и выщелачивании.

*Обогащение титано-циркониевых руд.* Важнейшими минералами, содержащими титан, являются ильменит ( $\text{FeTiO}_3$ ), рутил ( $\text{TiO}_2$ ) и перовскит ( $\text{CaTiO}_3$ ); цирконий содержит минерал циркон ( $\text{ZrSiO}_4$ ). Обычно эти минералы содержатся в россыпных месторождениях, отличающихся тем, что рудный материал в них находится в естественно измельченном виде. Перед обогащением таких руд не требуется операций дробления и измельчения.

Технологическая схема обогащения титано-циркониевых россыпей (рис. 107) включает дезинтеграцию и обесшламливание песков, гравитационное обогащение песков с получением коллективного концентрата, разделение (после обезвоживания и сушки) коллективного концентрата электрической сепарацией на проводники (титансодержащие минералы) и непроводники (цирконалиумосиликаты), разделение титансодержащих минералов магнитной сепарацией

---

\* Амальгамация — процесс избирательного извлечения благородных металлов из руд, основанный на способности металлов при смачивании их ртутью образовывать с ней сплавы (амальгамы).

\*\* Цианирование — процесс извлечения золота и серебра из руд путем их селективного растворения цианистыми соединениями с последующим выделением их из раствора путем осаждения металлическим цинком, алюминием, электролизом или древесным углем.

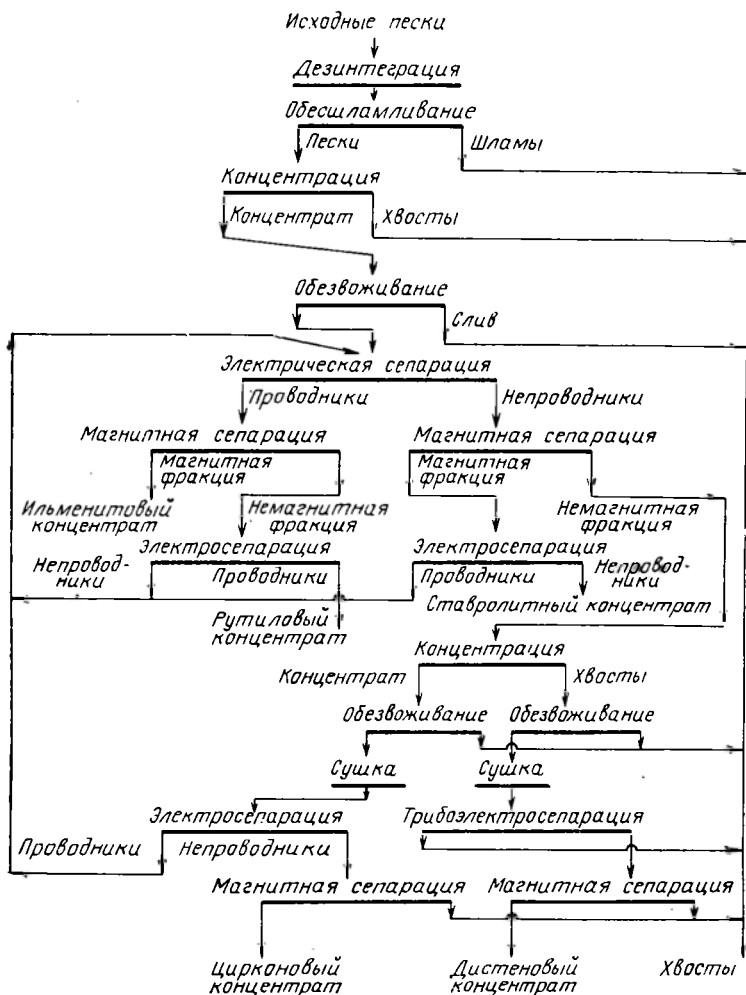


Рис. 107. Принципиальная схема обогащения титано-циркониевых россыпей

на ильменит и рутил с доводкой рутилового концентрата электрической сепарацией; разделение цирконалюмосиликатных минералов магнитной сепарацией на ставролитовый концентрат и циркон-дистен-силлиманит-кварцевый продукт с доводкой ставролитового концентрата методом электрической сепарации; гравитационное разделение циркон-дистен-силлиманит-кварцевого продукта с получением черновых цирконового и дистенсиллиманитового концентратов; доводку (после обезвоживания и сушки) циркониевого концентрата методами электрической и

магнитной сепарации и дистен-силлиманитового концентрата— методами трибоэлектростатической и магнитной сепарации.

В результате обогащения получают концентраты: ильменитовый (60—61,5%  $TiO_2$ ); рутиловый (91—95%  $TiO_2$ ); цирконитовый (60—65%  $ZrO_2$ ); дистен-силлиманитовый (56—58%  $Al_2O_3$ ) и ставролитовый (45—47%  $Al_2O_3$ ).

*Комплексность использования руд.* Руды цветных металлов в большинстве случаев по своему составу являются комплексным сырьем, так как наряду с основными металлами (медью, свинцом, цинком, молибденом, оловом, вольфрамом, никелем) содержат золото, серебро, железо, селен, теллур, кадмий, рений, таллий, галлий, редкоземельные элементы, серу, барит, флюорит, кварц, глинозем и др.

Повышение комплексности использования полиметаллических руд связано с попутным извлечением или доизвлечением при их переработке сопутствующих минералов и элементов в виде отдельных продуктов или в составе основных концентратов. Вопрос комплексности использования сырья решается в каждом конкретном случае применительно к перерабатываемой руде.

В измельченных полиметаллических рудах золото часто находится как в свободном, так и в связанном с сульфидами металлов виде. Содержание свободного золота в рудах обычно невелико, но его извлечение гравитационными методами (отсадкой, струйными концентраторами, шлюзами) всегда оправдано. Связанное золото при флотации переходит в сульфидные концентраты, из которых оно извлекается цианированием. Из хвостов флотации можно извлекать минералы кобальта, висмута, рения и др.

Широкое распространение получило извлечение барита из полиметаллических руд (Белоусовская, Салаирская и другие обогатительные фабрики). Барит, который относится к числу хорошо флотируемых минералов, с помощью флотации извлекается из хвостов сульфидной флотации собирателями типа олеиновой кислоты. Баритовые концентраты используются в качестве утяжелителей.

Флотационные хвосты Каджаранской обогатительной фабрики перерабатывают на строительные материалы и глинозем, а также используют в керамическом производстве. Хвосты флотации вкрапленных медно-никелевых руд ряда фабрик можно использовать в качестве закладки горных выработок.

Возможность использования безотходной технологии при обогащении медно-молибденовых руд может быть показана на примере Сорской обогатительной фабрики, на которой, кроме медного и молибденового концентратов, получают: пиритный концентрат с содержанием 42% серы и выходом 1,3%, магнетитовый концентрат с содержанием железа 63% и выходом 0,4%, полевошпатный концентрат марки Ш-2М для электроизоляции, абразивной и электродной промышленности с вы-

ходом 13—16%, полевощпатный концентрат марки ПСХ-3 для стекольной промышленности с выходом 20%, кварцевый продукт для строительной промышленности с выходом 12—13%.

## § 61. ОБОГАЩЕНИЕ РУД ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

К рудам черных металлов относятся железные, марганцевые и хромовые.

Из общего объема разведанных в СССР запасов железных руд только 17,4% представлено богатыми рудами, высокое содержание железа в которых позволяет непосредственно использовать их в промышленности. Остальные 82,6% железных руд требуют обогащения, причем 18,8% из них требуют сложных методов обогащения.

Бедные марганцевые руды также требуют обогащения, причем промышленность требует не только увеличения производства марганцевых концентратов, но и существенного повышения их качества.

Хромовые руды в СССР добывают в основном с высоким содержанием хрома. Более бедные хромовые руды подвергаются обогащению.

*Обогащение железных руд.* Железные руды по минеральному составу рудной части подразделяются на магнетитовые (60% запасов); гематитовые (мартитовые и окисленные — 15%); бурожелезняковые (20%) и сидеритовые (5%).

В промышленности в первую очередь используются богатые магнетитовые, гематитовые и бедные магнетитовые руды после их обогащения. Бедные гематитовые, гематито-мартитовые, окисленные и сидеритовые руды обогащаются в незначительном объеме.

Качество концентратов, используемых для выплавки металла, регламентируется по содержанию железа, шлакообразующих элементов и рудных примесей (табл. 10).

Доменные руды, поступающие в передел без обогащения, должны иметь крупность: магнетитовые 50(40) — 10 мм; гема-

Т а б л и ц а 10. Кондиции на железорудные концентраты

Концентраты	Крупность, мм	Содержание, %			Влага
		Железо, не менее	Сера, не более	Фосфор, не более	
Магнетитовые	0,1—0	64	Не норм.	Не норм.	9,5—11,5
Магнетито-гематитовые	0,5—0	63,5	То же	То же	1—8
Сидеритовые	—8+0 —60+8	46	0,2	»	—
Бурожелезняковые	2—0	49	0,08	0,8	6—12
Обжигмагнитные	—	65	Не норм.	Не норм.	12,5



титовые 50(80) — 10 мм; бурожелезняковые 80(120) — 5 мм. Содержание железа в магнетито-гематитовых рудах составляет 46—56, бурожелезняковых — не менее 44, сидеритовых 32,5—36%.

Магнетитовые руды представлены обычно магнетитом ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ) с примесями гематита, мартита и др.

Наиболее широко распространенную группу магнетитовых руд составляют магнетитовые кварциты осадочно-метаморфического происхождения (Криворожский и Кременчугский железорудные бассейны, район Курской магнитной аномалии, месторождения Восточной Сибири и Дальнего Востока и др.), магматического происхождения (Качканарское, Первоуральское месторождения), контактово-метасоматического происхождения (Гороблагодатское, Магнитогорское, Абаканское и некоторые другие месторождения).

Ярко выраженные магнитные свойства магнетита определяют выбор наиболее экономичного метода обогащения — магнитной сепарации в слабом магнитном поле. По магнитным схемам обогащения (с применением как мокрой, так в отдельных случаях и сухой магнитной сепарации) перерабатываются большинство магнетитовых кварцитов в СССР и за рубежом.

Технология переработки магнетитовых руд предусматривает стадийное обогащение с последовательным выводом нерудной части в хвосты. Схемы бывают двух-, трех- и многостадийные с I—III стадиями измельчения и II—V стадиями обогащения. Применение стадийных схем обогащения позволяет без переизмельчения выводить из процесса пустую породу по мере раскрытия минералов. Все разновидности схем обогащения обеспечивают получение железных концентратов с содержанием в них железа 63% и выше. На рис. 108 представлена схема обогащения тонковкрапленных труднообогатимых магнетитовых кварцитов.

К разновидностям данной схемы относят схемы с включением в I стадию измельчения мокрого рудного самоизмельчения (в этом случае применяется одностадийное дробление), а во II и III — рудногалечное измельчение.

Исходную дробленую руду крупностью более 12(6) мм иногда перерабатывают по схеме с сухой магнитной сепарацией с получением отвальных хвостов и с последующим измельчением концентрата сухой магнитной сепарации и обогащением его по магнитообогатительной схеме (см. рис. 108). Для обогащения магнетито-гематитовых или магнетито-мартитовых руд с преобладанием магнетита применяют комбинированные магнито-флотационные и магнито-гравитационные схемы. Флотация железных руд производится с применением анионных (прямая и обратная флотация) и катионных (обратная флотация) реагентов-собирателей.

Особой разновидностью магнетитовых руд являются титано-магнетитовые, содержащие, кроме минералов железа и титана,

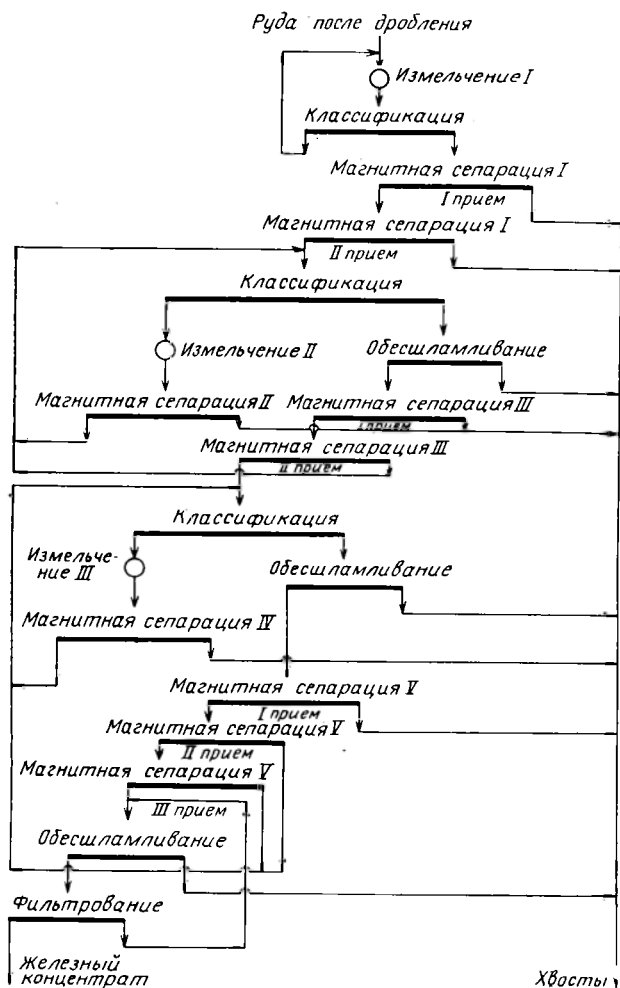


Рис. 108. Принципиальная схема обогащения трудно-обогатимой тонковкрапленной магнетитовой руды

целый ряд других минералов (апатит, ванадий, кобальт, платина и др.). Коренные титаномагнетитовые руды обогащаются по наиболее развитым технологическим схемам, предусматривающим извлечение из руды всех ценных компонентов. При их обогащении применяют схемы с включением флотации, гравитационных процессов, магнитной сепарации и др.

Бедные окисленные гематитовые и гематито-мартитовые руды перерабатывают гравитационными методами или магнитными методами в сильном магнитном поле. Если в руде присутствуют в виде примесей песчанистые и глинистые поро-

ды, то обогащению обычно предшествует операция промывки. Такие руды можно также подвергать (после дробления) магнетизирующему обжигу, после которого минералы приобретают магнитные свойства и обогащаются как обычные магнетитовые руды магнитной сепарацией.

Буро железняковые руды содержат железо в виде лимонита ( $\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$ ) и другие водные окислы железа. Содержание в них железа составляет 30—45%. Они представлены рудами осадочных месторождений (Лисаковское, Керченское, Липецкое, Тульское, Аятское), инфильтрационных месторождений (Алапаевское) и остаточных месторождений (Орско-Халиловское, Елизаветинское). Для обогащения бурых железняков применяют гравитационные методы (промывку, отсадку и др.). В последнее время наметилась тенденция к более полному использованию бедных буро железняковых руд, для чего начинают использовать при обогащении тяжелые суспензии, гидродриконы, винтовые сепараторы особой конструкции и др. Для получения высококачественных концентратов, а также при наличии в руде ценных примесей используется флотация, магнетизирующий обжиг.

Сидеритовые руды ( $\text{FeCO}_3$ ) представлены Бакальским, Абаильским (Южный Казахстан), Березовским (Восточная Сибирь) и другими месторождениями. Эти руды используют в качестве флюсов или добавок к доменной шихте. Перерабатывают сидеритовые руды по схемам, включающим магнетизи-

Таблица 11. Кондиции на марганцевые концентраты

Месторождение	Концентраты	Тип	Крупность, мм	Содержание, %		
				Mn, не менее	SiO <sub>2</sub> , не более	Влага
Никопольское	Окисные	Кусковой	+8	43	17	16
		» II	+8	34	28	22
		Флотационный	-1 +0	34	24	27
	Карбонатные	Карбонатный I	-10 +0	25	16	18
		» II	-10 +0	22	18	20
		Флотационный	-1 +0	24	16	28
Чнатурское	Окисные	Сорт I	-5(20) +0	48	10	9
		» II	-5(20) +0	42	15	11
		» III	-1(5) +0	35	20	15
		» IV	-5 +0	22	30	15
	Карбонатные	Гравитационный I	-5(20) +0	26	16	10
		Гравитационный II Флотационный	-20 +0 -1 +0	17 21	35 20	15 28



Кондиции на марганцевые концентраты приведены в табл. 11.

Богатые марганцевые руды могут применяться без обогащения в качестве присадок при выплавке железных руд. Бедные руды обогащают по схемам, включающим промывку, разделение в тяжелых суспензиях, отсадку, концентрацию на столах, магнитную сепарацию и флотацию. Иногда руду крупностью 50—100 мм подвергают механизированной рудоразборке с применением радиометрических, оптических, рентгенолюминесцентных и других сепараторов.

При обогащении сложных руд с целью снижения потерь с отходами и получения высококачественных концентратов рекомендуется применение химических методов обогащения, при которых марганец переходит в раствор, а примеси остаются в осадке.

На рис. 109 приведена схема обогащения окисленных марганцевых руд Никопольского месторождения. Так как руда сцементирована песчано-глинистым материалом, первоначально предусматривается ее промывка. Ввиду того что более крупные классы руды требуют более продолжительной промывки, руда перед промывкой разделяется на классы крупности. Содержание марганца в концентратах, получаемых по этой схеме обогащения, достигает 50%.

*Обогащение хромовых руд.* Рудные минералы в хромитовых рудах представлены хромитом ( $\text{FeO} \cdot \text{Cr}_2\text{O}_3$ ), магнохромитом [ $(\text{Mg}, \text{Fe})\text{Cr}_2\text{O}_4$ ]. Крупные месторождения хромовых руд сосредоточены на Северном Урале (Саранское) и в Казахстане (Кемпсайское).

Богатые хромовые руды с содержанием  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  более 45% подвергают только дроблению до крупности менее 300 мм и сортировке на классы —300+50; —50+10 и —10+0 мм. Бедные хромовые руды с содержанием  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  менее 45% поступают на обогащение.

Требования к хромовым концентратам приведены ниже:

Марка . . . . .	КХД-1	КХД-2	КХД-3
Содержание $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , %, не менее . . . . .	48	50	50
Содержание примесей, %, не более:			
$\text{SiO}_2$ . . . . .	8	7	7
S . . . . .	0,05	0,08	0,08
CaO . . . . .	0,8	0,8	0,8
P . . . . .	0,005	0,005	0,005
Отношение $\text{Cr}_2\text{O}_3/\text{FeO}$ , не менее . . . . .	3,5	3,6	3,6
Крупность, мм . . . . .	10—100	3—10	0—3

Схема обогащения хромовых руд на Донском ГОКе (рис. 110) включает дробление исходной руды до крупности менее 100(80) мм, разделение на классы —100(80)+12 и —12+0 мм, обогащение крупного класса в тяжелых суспензиях, а более мелкого —отсадкой (раздельно по классам —12+5 и —5+0 мм). Промпродукты отсадки после доизмель-

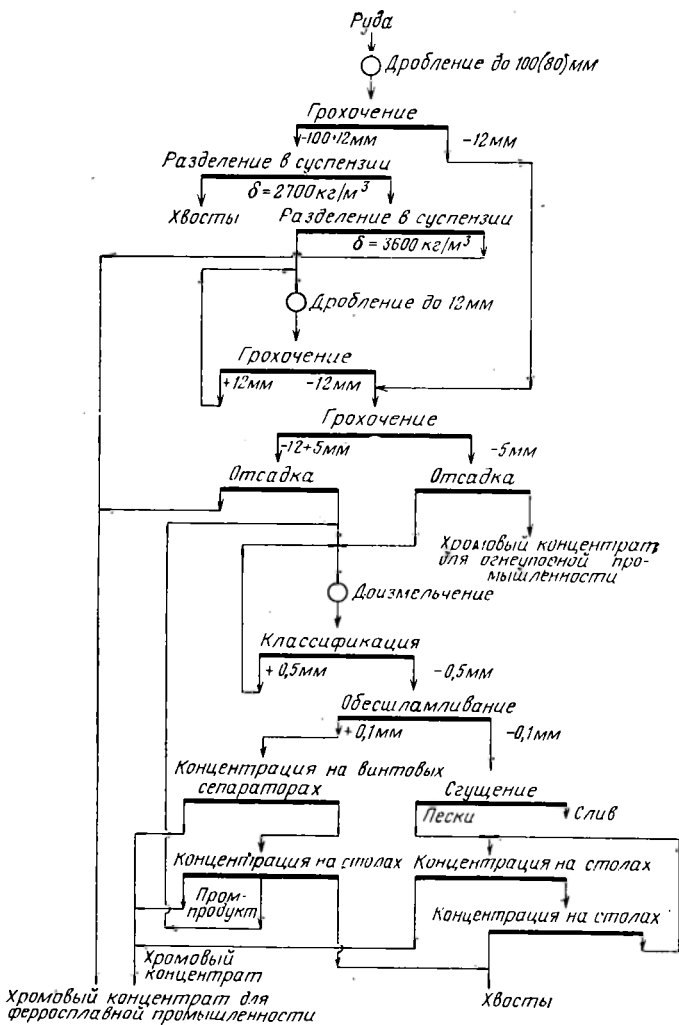


Рис. 110. Схема обогащения хромовых руд на Донском ГОКе

чения, классификации и обесшламливания предусматривается обогащать на винтовых сепараторах, с пересортировкой промпродукта на концентрационных столах. Шламы крупностью 0,07—0,5 мм обогащаются на шламовых концентрационных столах. Содержание  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  в концентратах составляет не ниже 51% (до 55—57,5%).

**Комплексное использование руд.** Железные и другие руды черных металлов часто содержат попутные минералы и элементы (титан, ванадий, медь, кобальт, никель, платину, золото, апатит, барит, флюорит и др.). При переработке руд комплекс-

ного состава из них можно попутно получить концентраты цветных и редких металлов, нерудных полезных ископаемых. Такие руды обогащают по комбинированным схемам, хвосты сепарации подвергают флотации с получением концентратов сопутствующих компонентов.

Хвосты сухой магнитной сепарации можно использовать для получения щебня, мокрой сепарации — для производства кварцевых продуктов, строительных целей.

## § 62. ОБОГАЩЕНИЕ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

*Горно-химическое сырье* является источником для получения целого ряда минеральных удобрений. К нему относятся главным образом руды, содержащие фосфор, калий, серу. Некоторые другие руды (барийсодержащие, борсодержащие и др.) используются в незначительных масштабах.

Фосфорсодержащими рудами являются апатитовые и фосфоритовые.

Апатитовые руды добывают в основном на Кольском п-ове (Хибинский массив). Руды содержат, кроме апатита  $[\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3\text{F}(\text{Cl})]$ , нефелин, сфен, пироксены и др. К апатитовым концентратам, получаемым из хибинских руд, предъявляются следующие требования

Содержание, %:

$\text{P}_2\text{O}_5$ , не менее . . . . .	39,4
влага . . . . .	$1 \pm 0,5$
полуторные окислы ( $\text{FeO} + \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{Al}_2\text{O}_3$ ), не более . . . . .	3
остаток на сите 0,18 мм . . . . .	11,5

Технологическая схема получения апатитового концентрата (рис. 111) включает трехстадиальное дробление руды в открытом цикле с предварительным грохочением перед каждой стадией (крупность дробленой руды составляет 5—7% + 20 мм), измельчение до крупности 52—55% — 0,074 мм, основную и контрольную флотации с тремя перемывками концентрата, двухстадиальное сгущение в гидроциклонах и радиальных сгустителях, фильтрование и сушку апатитового концентрата.

Флотация апатита производится с помощью смеси реагентов-собирателей, состоящей из сырого (22%) и дистиллированного (28%) таллового масла, технических жирных кислот (14%), вторичного масляного гудрона (28%) и окисленного петролатума (8%). (Последние три реагента применяют с целью снижения расхода дефицитного таллового масла). Для активации флотации апатита и подавления флотации остальных минералов добавляется в небольших дозах жидкое стекло. Апатитовый концентрат содержит до 39,5%  $\text{P}_2\text{O}_5$  (в исходной руде около 16,5—17%).

С целью комплексного использования апатитовых руд, содержащих, кроме апатита, нефелин  $[(\text{Na}, \text{K})\text{AlSiO}_4]$ , пред-

Слив классификатора

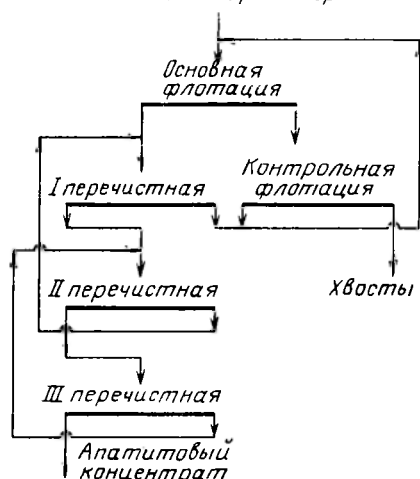


Рис. 111. Схема флотации апатитовой руды на апатит-нефелиновой обогатительной фабрике АНОФ-2

усматривается получение нефелинового концентрата из хвостов апатитового цикла путем их обратной или прямой флотации.

Фосфоритовые руды отличаются непостоянством состава, но в ряде случаев их фосфатное вещество близко к фторапатиту  $[Ca_{10}(PO_4)_6F_2]$ . Кроме фосфатного вещества, руды содержат кварц, кальцит, глауконит, доломит. Основные разрабатываемые месторождения фосфоритовых руд: Каратауское, Кингисеппское, Егорьевское, Вятско-Камское, Чилисайское и др. Богатые фосфоритовые руды (содержащие более 20%  $P_2O_5$ ) используют без предварительного обогащения. После их

измельчения получают фосфоритную муку, в зависимости от содержания  $P_2O_5$ , I—III сорта.

Фосфоритная мука по ГОСТ 5716—74 должна соответствовать следующим нормам:

Сорт	I	II	III
Содержание $P_2O_5$ , %	$29 \pm 1$	$23 \pm 1$	$20 \pm 1$
Остаток на сите с сеткой № 018K, %, не более	10	10	10

Технические требования к продуктам, выпускаемым фосфоритовыми обогатительными фабриками, приведены ниже:

Содержание, %:	Концентрат Кингисеппского месторождения по ТУ 12-85—75	Продукция месторождения, Каратау	
		по ТУ 6-25—75	по ТУ 6-25-8—74
$P_2O_5$	Не менее 28	Не менее 24,5	21
$CO_2$	$6 \pm 0,5$	Не более 8	—
$MgO$	Не более 2,5	» 3,5	—
$Fe_2O_3$	—	—	Не более 3
$P_2O_3$	Не более 3	—	» 3
Нерастворимый остаток, %, не более, на сите с отверстием, мм:	—	—	15—18
0,18	20	—	—
0,16	—	14	14

Примечание. Содержание влаги в концентратах не более 1% (ТУ 6-12-96-77).



Более бедные руды с содержанием 7—15%  $P_2O_5$  перерабатывают по схеме, включающей промывку, обогащение в тяжелых суспензиях, флотацию. После промывки и обогащения в тяжелых суспензиях получают концентраты с содержанием 19—20%  $P_2O_5$ , после флотационного обогащения — с содержанием 26—28% (иногда до 30%)  $P_2O_5$ . Схема флотационного обогащения фосфоритовой руды предусматривает двухстадийное дробление, измельчение и обогащение, включающее основную и две перечистные флотации. При флотации используют реагенты: талловое масло, тракторный керосин (реагенты-собиратели), соду (для создания щелочной среды), жидкое стекло (для подавления флотации сопутствующих минералов):

В схемах обогащения находит применение крупнозернистая флотация во флотационных машинах кипящего слоя (ФМКС) и пенной сепарации (ФПС), а также электрическая сепарация; для выделения магнитной фракции (глауконита) — магнитная сепарация.

Калийные руды содержат основной минерал — сильвин ( $KCl$ ) и другие калийсодержащие минералы, а также галит ( $NaCl$ ). Все эти минералы обычно образуют плотные зернистые агрегаты, называемые сильвинитом. Большая часть калийных руд разрабатывается в Березниковском, Соликамском и Солигорском производственных объединениях. Около 90% добываемых калийных руд используется в виде удобрений.

Требования к качеству продукции, выпускаемой калийными обогатительными фабриками (по ГОСТ 4568—83), приведены ниже:

Сорт	I	II	III
Содержание $KCl$ (в пересчете на сухое вещество), %, не менее	95	92	90
Содержание влаги, %, не более	1—0,5	1—0,5	1—0,5

Обогащение калийных руд производится флотационным методом, а в последнее время и галургическим. Технологические схемы флотации калийных руд разнообразны и зависят от минералогического состава и размеров вкрапленности минералов. Они обычно включают несколько стадий дробления, измельчение и обогащение, включающее основную, перечистные и контрольную флотации. Схемы могут включить доизмельчение промпродуктов (или черновых хвостов) с их последующим дообогащением. Так как калийные минералы хорошо растворимы в воде, их обогащение производится в концентрированных водных растворах самих минералов (маточниках). Содержание  $KCl$  в концентратах составляет 90—95% при содержании  $KCl$  в руде 20—32%.

При флотации калийных руд применяют катионные собиратели (первичные амины), иногда в сочетании с аполярными реагентами (нефтепродуктами), и реагенты регуляторы (жидкое стекло и др.).

Руды самородной серы в основном используются при производстве серной кислоты, которая затем применяется для производства удобрений (суперфосфата, двойного суперфосфата и др.). Основные месторождения руд самородной серы располагаются в Средневолжском, Прикарпатском и Среднеазиатском сероносных бассейнах.

Обогащение серных руд производится в основном флотационным методом. Исходная руда дробится и измельчается в две стадии до крупности менее 0,5 (0,4) мм и подвергается одностадиальной флотации с двумя-тремя перемывками концентрата и контрольной флотацией **хвостов**. При флотации применяют аполярные реагенты-собиратели типа керосина, часто в сочетании с реагентами, имеющими гетерополярное строение молекул; регуляторы среды (неорганические электролиты) и пенообразователи (Т-66 и др.). Концентраты получают с содержанием серы 69—80% (при ее содержании в исходной руде 10—25%) и в дальнейшем подвергают плавке на сероплавильных заводах с получением элементарной серы. Кроме флотационного обогащения, руды самородной серы могут обогащаться методами электростатической сепарации, термообработкой руды, флотацией примесей водой в среде расплавленной серы, подземной выплавкой серы (ПВС).

*Комплексное использование горно-химического сырья.* Фосфорсодержащие руды, кроме основных фосфорсодержащих минералов, часто содержат целый ряд других ценных компонентов, которые могут использоваться для различных производств.

Песчанистые хвосты фосфоритных обогатительных фабрик можно использовать в качестве строительных материалов. Хвосты флотации Кингисеппского п/о «Фосфат» используют при производстве стекла, а также в качестве абразивного материала. При обогащении фосфатов Каратау по гравитационно-флотационной схеме выделяют карбонатный продукт, используемый в качестве строительного материала. При комплексном использовании апатитовых руд предусматривается получение нефелинового концентрата (сырья для получения алюминия, производства стекла, цемента, кальцинированной соды, бесхлорных удобрений), сфенового концентрата (сырья для получения двуокиси титана, для производства химически стойкого стекла), эгринового концентрата (добавки при производстве керамических изделий, глазурей, строительных материалов) и др.

Галитовые хвосты калийных обогатительных фабрик могут быть использованы для получения поваренной соли и кальцинированной соды.

*Обогащение сырья для строительной и других отраслей промышленности.* Обогащение талька производится чаще всего флотационным методом, так как тальк относится к легко флотируемым минералам. Чистый тальк представляет собой водный силикат магния ( $3\text{MgO} \cdot 4\text{SiO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$ ). Тальковые руды, используемые промышленностью, делятся на тальковый

камень и талькиты. В свою очередь, тальковый камень подразделяется на тальк-магнезитовый и тальк-хлоритовый камни. Первые содержат до 50—60% талька, до 40% магнезита и немного примесей (серпентин, хромит, хлорит); вторые — до 60% талька, до 40% хлорита с примесью карбонатов.

Месторождения тальковых руд расположены в Иркутской (Онотское), Челябинской (Сыроостанское), Свердловской областях (Шабровское) и Южно-Осетинской автономной области (Тетри-Миндорское и Квашевское). Технические требования к талькосодержащим продуктам для различных отраслей промышленности сводятся в основном к содержанию в них прокаленного нерастворимого в соляной кислоте остатка, которое должно составлять от 90 до 82%.

Тальковые руды перед флотацией дробят и измельчают до крупности 90—96% —0,15 мм. Флотация талька производится аполярными реагентами-собирающими (керосин и др.) в кислой среде (рН 6—6,5). Тальковый концентрат подвергается I—II перемывкам, а хвосты — контрольной флотации. Содержание талька в концентрате достигает 88—90%.

При флотации тальк-магнезитового камня хвосты тальковой флотации представляют собой магнезитовый продукт, загрязненный примесями. Для получения кондиционного магнезитового концентрата хвосты подвергают флотации с олеиновой или другими жирными кислотами.

Для выделения примесей, представленных окислами железа, хрома (магнетит, гематит, хромит и др.), измельченную руду перед флотацией подвергают предварительному обогащению на концентрационных столах.

Графитовые руды чаще всего обогащают флотационными методами. В зависимости от структуры различают графит: плотнокристаллический, чешуйчатый и скрытокристаллический или аморфный. Первые две разновидности флотируются легко, третья — флотируется хуже.

В настоящее время разрабатываются следующие месторождения графитовых руд: Ботогальское (плотнокристаллические графиты), Мурзинско-Кыштымское (Урал), Мало-Хинганское (Приамурье) и Завальевское (чешуйчатые графиты).

Технические требования к тигельному (марки ГТ-1; ГТ-2; ГТ-3) по ГОСТ 4596—75 и литейному (марки ГЛ-1; ГЛ-2; ГЛ-3) продуктам по ГОСТ 5279—74 приведены ниже:

Марка . . . . .	ГТ-1	ГТ-2	ГТ-3	ГЛ-1	ГЛ-2	ГЛ-3
Зольность, %, не более . . . . .	7	8,5	10	13	18	25
Содержание влаги, %, не более . . . . .	1	1	1	1	1	1

Схемы обогащения графитовых руд включают их дробление и измельчение до крупности менее 0,8—0,6 мм и флотацию с несколькими перемывками концентрата (до 5—6) и его доиз-

мельчением. Обычно при флотации графита в качестве реагента-собираателя применяют керосин. Для депрессии минералов пустой породы применяют жидкое стекло, известь или соду. Зольность получаемого концентрата составляет от 5 до 18%. Для обогащения графитовых руд иногда применяют избирательное измельчение, а также химические и термические методы.

Асбестовые руды. Различают две основные разновидности асбестовых минералов: хризотил-асбест ( $H_4Mg_3Si_2O_9$ ) и амфибол-асбест, включающий большое число разновидностей асбеста [крокидолит  $3H_2O \cdot 2Na_2O \cdot 6(Fe, Mg)O \cdot 2Fe_2O_3 \cdot 17SiO_2$ ; амозит  $(Fe, Ca, Na_2, Mg)OSiO_2$ ; антофиллит  $(Mg, Fe)_7 \times [Si_4O_{11}]_2(OH)_2$ ].

Наиболее известным месторождением хризотил-асбеста является Баженовское (Свердловская обл.).

Качество асбеста зависит от длины волокон. Наиболее ценные сорта — длиноволокнистые; с уменьшением длины волокон качество асбеста снижается.

Асбестовые руды обычно обогащают пневматическим методом с помощью отсасывания. Этот метод основан на различии в удельной поверхности асбестовых волокон и породы, благодаря чему волокна асбеста увлекаются потоком воздуха и выделяются из общей массы руды.

Схема переработки асбестовых руд включает дробление руды, обогащение (отделение волокон асбеста от породы), очистку концентратов и разделение волокон асбеста на сорта по крупности. Для сохранения естественной длины волокон асбеста часто применяется стадийное дробление с извлечением волокон по мере их освобождения от включающих пород.

Флюоритовые руды обогащаются флотационным методом. Кроме флюорита ( $CaF_2$ ), в рудах содержатся силикатные минералы, кварц, карбонаты, барит, кальцит и др. Основные месторождения флюоритовых руд расположены в Приморском крае и Средней Азии.

Качество флюоритовой руды и концентрата определяется содержанием в них флюорита и вредных примесей. Технические требования к флюориту (плавиковому шпату) регламентируются ГОСТ 7618—83, согласно которому различают марки (сорта) с содержанием флюорита 97; 95; 92; 90; 85; 75; 65; 55; 40; 30 и 20% и содержанием примесей в высококачественных сортах не более: диоксида кремния и углекислого кальция 1,5—3%, серы — 0,15% и фосфора — 0,1%.

Флотационное разделение флюорита и силикатных минералов и кварца происходит легко. Флотационные схемы обогащения таких руд просты и состоят из основной, перечистных и контрольной операций. В качестве реагентов применяют карбосильные собиратели и подаватели типа силиката натрия.

При разделении флюорита и карбонатов применяется более сложный реагентный режим. Для повышения избирательности

флотации применяют смесь жидкого стекла с солями поливалентных металлов (например, нитрата алюминия), а также декстрин и другие органические реагенты-регуляторы.

При флотационном разделении флюорита и барита при содержании барита в руде менее 20% флюорит флотируют с помощью жирных кислот, а барит подавляется лигносульфонатами, фтористым натрием, декстрином.

При более высоком содержании барита в руде применяют обратную флотацию, при которой барит флотируется алкилсульфатами, а флюорит подавляется лимонной кислотой.

При флотации кальцит-флюоритовой руды флюорит флотируется олеиновой кислотой, а кальцит подавляется кислым жидким стеклом в сочетании с солями тяжелых металлов и кремнефосфористого натрия. Содержание флюорита в концентрате достигает 96—97%.

### § 63. ОБОГАЩЕНИЕ УГЛЕЙ

Добываемый уголь является многокомпонентной смесью, содержащей угольное вещество органического происхождения с неорганической частью и различные минеральные примеси, попадающие в рядовой уголь (добытый уголь, не подвергшийся обработке) из прослоек и вмещающих пород в процессе его добычи. Содержание минеральных примесей в углях принято характеризовать зольностью, определяемой по остатку от сжигания пробы угля определенной массы при температуре 800—825 °С в стандартных условиях.

Обогащению подвергают рядовые угли, которые по своей зольности (иногда и сернистости) не удовлетворяют требованиям, предъявляемым потребителями.

При обогащении из угля удаляются содержащиеся в нем минеральные примеси (силикаты, карбонаты, сульфиды, сульфаты, галогениды, фосфаты и др.). Зольность является основным показателем качества при обогащении и переработке углей. В зависимости от своих физико-химических свойств и возможности использования для технологических или энергетических целей угли делятся на различные марки и группы. В качестве основных классифицирующих параметров приняты: выход летучих веществ  $V^{dat}, \%$ , толщина пластического слоя  $u$ , мм и влага общая  $W_{г}, \%$ .

Различают марки углей: Д (длиннопламенный), Г (газовый), ГЖ (газовый жирный), Ж (жирный), К (кокосовый), ОС (отощенный спекающийся), Т (тощий) и А (антрацит). Указанный ряд марок углей характеризуется уменьшением выхода летучих веществ (от марки Д до марки А) и увеличением показателя толщины пластического слоя (от марки Д до марки К) с дальнейшим уменьшением у марок ОС, Т и А.

Для коксования используют угли наиболее ценных марок (К, ГЖ, Ж) и частично марок Г, ОС (иногда Д и Т). Для обо-

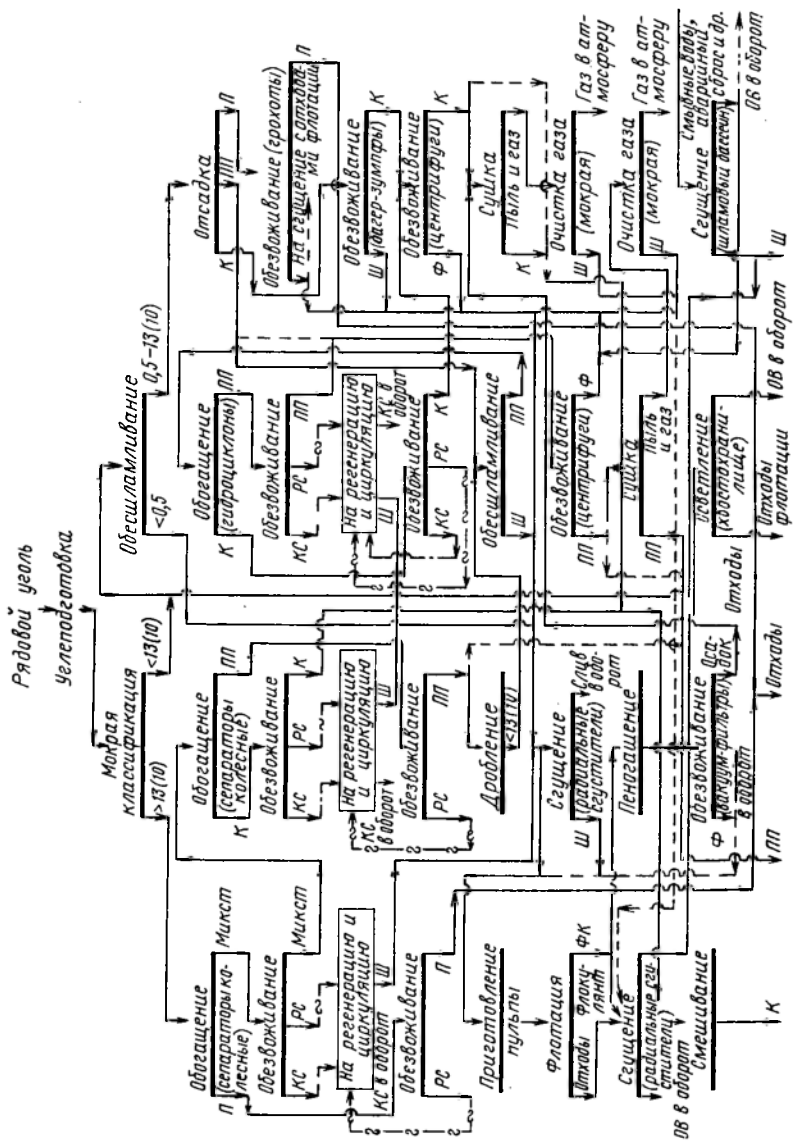


Рис. 112. Схема обогащения коксующихся углей легкой и средней обогатимости

К — концентрат; ФК — флотационный концентрат; ПП — промпродукт; П — порода; Ш — шлам; Ф — фугат; ОВ — осветленная вода; КС — кондиционная суспензия; РС — разбавленная (некондиционная) суспензия

гащения коксующихся углей применяют более совершенные технологические схемы, более глубокое обогащение\* (обычно до 0 мм) и более эффективные процессы обогащения. Энергетические угли обогащают в том случае, когда это экономически выгодно. При их обогащении применяют более простые технологические схемы и менее глубокое обогащение.

Обогатимость углей (их способность к разделению на соответствующие продукты) характеризуется показателем обогатимости  $T$ , представляющим собой отношение суммарного выхода промежуточных фракций (для каменных углей плотностью 1400—1800 и для антрацитов 1800—2000 кг/м<sup>3</sup>) к выходу беспородной массы:

$$T = 100\gamma_{\text{пн}} / (100 - \gamma_{\text{п}}),$$

где  $\gamma_{\text{пн}}$  и  $\gamma_{\text{п}}$  — содержание соответственно промежуточной и породной (плотностью более 1800 кг/м<sup>3</sup> для каменных углей и более 2000 кг/м<sup>3</sup> для антрацитов) фракций.

В зависимости от значения  $T$  различают следующие категории обогатимости углей и антрацитов.

Степень обогатимости . . . . .	Легкая	Средняя	Трудная	Очень трудная
Категория обогатимости . . . . .	1	2	3	4
$T$ , % . . . . .	До 4 вкл.	Свыше 4 до 10 вкл.	Свыше 10 до 17 вкл.	Свыше 17

В зависимости от степени обогатимости углей и их назначения разработаны типовые схемы обогащения.

*Обогащение коксующихся углей легкой и средней обогатимости* рекомендуется производить по технологической схеме (рис. 112), предусматривающей мокрую классификацию рядового угля на классы крупности 13(10)—200(300) и <13(10) мм; обесшламливание класса <13(10) мм; обогащение угля крупностью 13(10)—200(300) мм в тяжелых суспензиях, крупностью 0,5—13(10) мм — отсадкой и шламов крупностью <0,5 мм — флотацией (при необходимости предусматривается возможность отказа от переобогащения промпродукта), сушку промпродукта и мелкого концентрата.

Вместо обогащения в тяжелых суспензиях для угля крупностью 13(10)—200 мм можно применить отсадку.

*Обогащение коксующихся углей средней и трудной обогатимости*, а также обогащение высокосернистых углей рекомендуется производить по схеме (рис. 113), предусматривающей классификацию рядового угля с дешламацией мелкого класса; обогащение крупного класса 13(10)—200(300) мм в тяжелых суспензиях; мелкого — 0,5—13(10) мм — в тяжелосуспензионных

\* Под глубиной обогащения понимается максимальная крупность зерен мелкого класса угля, не подвергающегося обогащению и используемого в естественном виде.

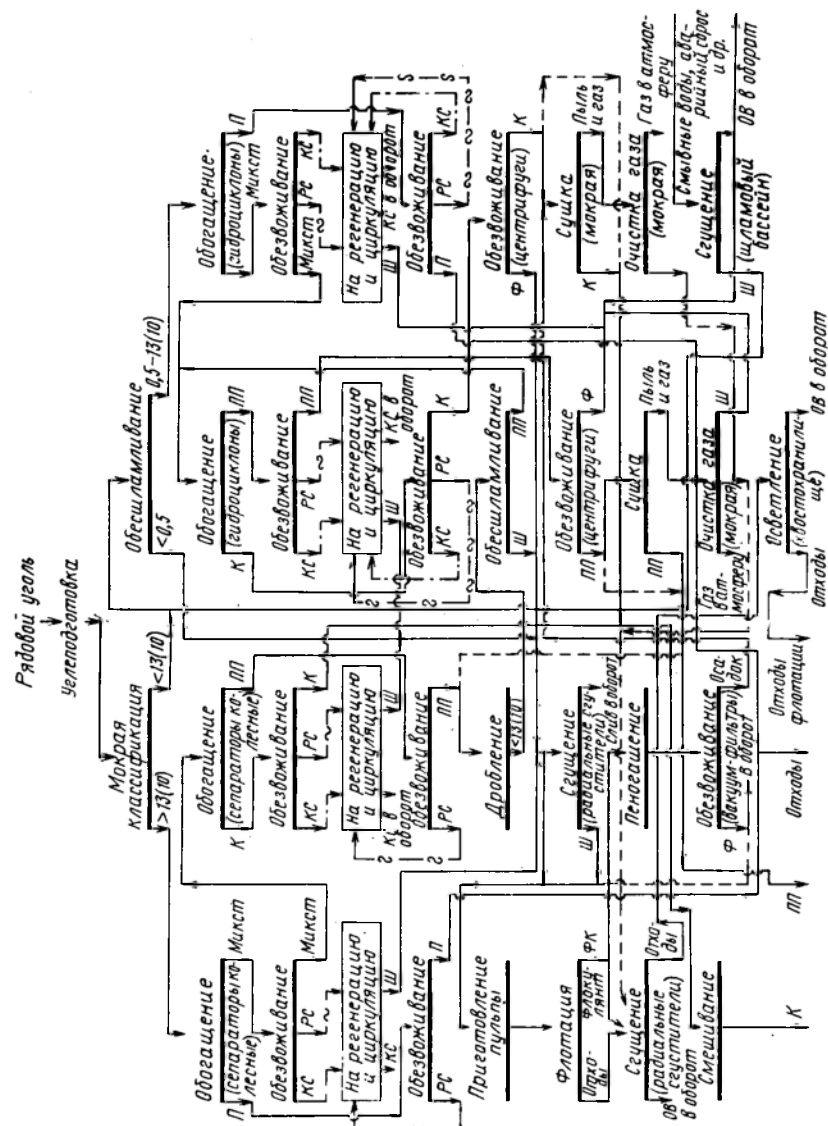


Рис. 113. Схема обогащения коксующихся углей средней и трудной обогатимости (условные обозначения те же, что к рис. 112)



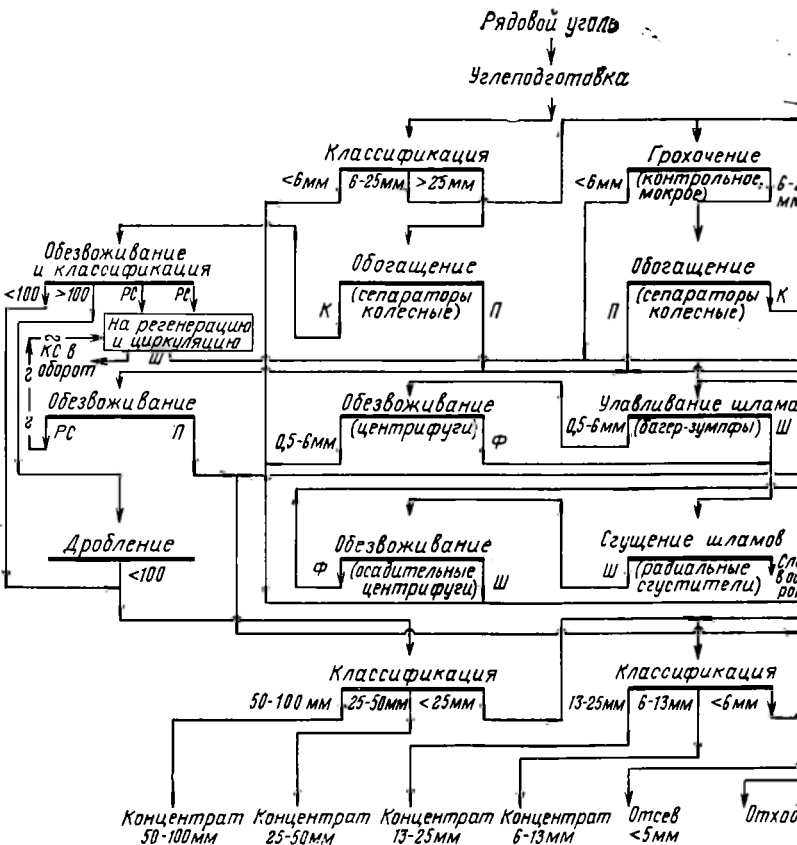


Рис. 114. Схема обогащения энергетических углей (условные обозначения)

гидроциклонах с последующим переобогащением микста вместе с дробленным крупным промпродуктом в тяжелосуспензионных гидроциклонах и шлама крупностью  $<0,5$  мм — флотацией.

*Обогащение энергетических углей* рекомендуется производить по технологической схеме (рис. 114), предусматривающей классификацию рядового угля; обогащение угля крупностью  $>6$  мм в магнетитовой суспензии плотностью 1800—2000 кг/м<sup>3</sup> и рассортировку обогащенного угля на товарные сорта по крупности. Отсев ( $<6$  мм) рядового угля используется без обогащения.

Все технологические схемы (см. рис. 112—114) предусматривают обезвоживание продуктов обогащения, сгущение шламов и регенерацию суспензии.

Рекомендованные схемы обогащения могут иметь разновидности и применяются с учетом особенностей конкретных углей.

В результате обогащения коксующихся углей получают низкозольные концентраты, используемые для коксования, высокозольный промпродукт, используемый как низкосортное топливо, и отходы (хвосты), сбрасываемые в отвал.

Качество концентратов и углей для коксования регламентируется ГОСТами, основные требования к углям для некоторых угольных бассейнов страны приведены в табл. 12.

При обогащении энергетических углей получают обогащенный уголь, используемый в качестве энергетического топлива и отходы (хвосты). Обогащенный уголь классифицируется по крупности по ГОСТ 19242—73.

Т а б л и ц а 12. Основные требования к углям и концентратам для коксования

Показатель	Донецкий бассейн, ГОСТ 537—85	Кавказ, ГОСТ 8009—78	Кузнецкий бассейн, ГОСТ 8163—78	Карагандинский бассейн, ГОСТ 8151—85
	Г, ГЖ, Ж, К, ОС, Т	Г, Ж, К	Г, ГЖ, Ж, К, ОС	Г, Ж, К, ОС
Предельная зольность, %:				
концентратов	7,5—8,8	12,8—13,8	9,6	10,6
необогащенных углей	31—36	—	25,0	25,0—38
Предельное содержание влаги, %:			Круглогодично	
в концентратах	9/12	12—15/12—15	7	7/10,5
в необогащенных углях	8—10,5	—	7	9
Предельное содержание серы, %:				
в концентратах	2—3	1,2—1,5	1	0,9
в необогащенных углях	2,2—4,5	—	1	—

Примечание. Предельное содержание влаги приведено в числителе для зимних условий, в знаменателе — для летних.

Предельная зольность (%) энергетических углей для пылевидного сжигания для различных угольных бассейнов составляет:

Бассейн	Донецкий	Кузнецкий
Рядовой уголь	37,5	25(30)
Промпродукт:		
сухой	45	35
мокрый	—	45
Шлам	40	25

*Комплексное использование углей.* Исследования неорганической части углей показывают, что в них присутствуют как преобладающие составляющие (глинистые и песчаные сланцы, пирит, сульфаты, карбонаты и др.), так и незначительные примеси (цветные, благородные и редкоземельные металлы, радиоактивные и другие микроскопические соединения и элементы). Зольные отходы обогащения (из-за преобладающих составляющих) используют для приготовления шлакоблочных изделий, производства кирпича, при строительстве и ремонте автомобильных и железных дорог. Шлаки, получаемые при сжигании углей, можно использовать как теплоизоляционный материал при строительстве зданий, прокладке тепловых и водопроводных магистралей. Отходы углеобогатительных фабрик находят применение в качестве заполнителей при производстве бетонов. Изучается возможность получения глинозема из алюминийсодержащих зольных составляющих углей.

## Глава 16

### ОПРОБОВАНИЕ, КОНТРОЛЬ И АВТОМАТИЗАЦИЯ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ

#### § 64. НАЗНАЧЕНИЕ ОПЕРАЦИЙ ОПРОБОВАНИЯ И КОНТРОЛЯ

Современные обогатительные фабрики являются предприятиями со сложным многогранным технологическим процессом, предусматривающим получение оптимальных производственных показателей. В свою очередь, технологический процесс обогащения разделяется на отдельные фазы производства. Совокупное управление всеми фазами производства в режиме оптимизации определяет качество конечной продукции предприятия. Под управлением понимается определенная совокупность воздействий, направленных на стабилизацию или улучшение работы управляемого объекта в соответствии с выбранной целью управления.

Управление технологическим производственным процессом можно разделить на три этапа: измерение значения контроли-

руемого параметра; принятие управляющего решения и его реализация. Измерение контролируемого параметра может производиться инструментальным методом с помощью специальных приборов (датчиков) или с помощью опробования и анализов.

Опробование сопутствует любому процессу обогащения, так как только соответствующими измерениями возможно определение качества исходных и полученных продуктов и расчет технологических показателей.

Измерение инструментальным методом производится автоматически; отбор проб осуществляется вручную или автоматически с помощью специальных пробоотбирателей.

Принятие и реализация управляющего решения может производиться автоматически или вручную.

Качество управления технологическим процессом, в первую очередь, зависит от достоверности информации. Автоматический контроль и регулирование обеспечивают наиболее быстрое по времени получение информации о состоянии процесса и его регулирование, но точность определения не всегда высока.

Для оценки эффективности процесса обогащения осуществляется количественный и качественный контроль исходного сырья и продуктов обогащения. Виды контролируемых параметров технологического процесса на обогатительной фабрике определяются как методами обогащения полезного ископаемого, так и технологической схемой его обработки. Все контролируемые параметры, в зависимости от их значимости, подразделяются на основные и вспомогательные. К основным параметрам относятся содержание ценного компонента и влаги в исходном сырье и продуктах обогащения; их гранулометрическая и минералогическая характеристики; плотность, ионный состав, температура и степень аэрации пульпы; концентрация флотационных и других реагентов; расход руды, концентрата, пульпы, реагентов. К вспомогательным параметрам относятся уровень материала в бункерах и жидкости или пульпы в емкостях; давление жидкости и газов в трубопроводах; расход воды и растворов; запыленность воздуха; время простоев и работы машин и аппаратов и др.

Контроль технологического процесса осуществляется по определенной схеме и в зависимости от назначения проводится постоянно или периодически. При постоянном контроле параметры контролируются непрерывно, что создает предпосылки для автоматизации процессов обогащения. При периодическом контроле пробы отбираются из исходного сырья или продуктов обогащения через определенный, строго регламентированный интервал времени (от 15 мин до 2 ч).

На основании опробования составляют технологический и товарный балансы исходного сырья и продуктов обогащения на обогатительной фабрике.

Технологический баланс составляется аналитическим (расчетным) методом без учета механических потерь. Он подсчитывается за смену, сутки, декаду и т. д. по уравнениям баланса на основе расчета с использованием данных содержания компонентов во всех продуктах обогащения и результатов взвешивания и определения влаги исходного сырья.

Оформляется технологический баланс в виде таблицы, которая включает массовый (весовой) и процентный выход продуктов обогащения, содержание в них и в исходном сырье полезного компонента (компонентов), его извлечение в отдельные продукты. Технологический баланс продуктов обогащения позволяет контролировать общий ход технологического процесса, сравнивать работу отдельных смен, бригад.

Товарный баланс составляется как с использованием данных химического анализа, так и результатов взвешивания и определения влаги всех входных и выходных продуктов обогащения, в том числе отгружаемой фабрикой продукции, и продуктов, находящихся в емкостях фабрики.

Товарный баланс составляется по уравнению

$$Q_c \alpha_c + Q_{сн} \alpha_{сн} + Q_{кн} \beta_{кн} = Q_{к} \beta_{к} + Q_{ск} \alpha_{ск} + Q_{кк} \beta_{кк} + Q_x \phi + M,$$

где  $Q_c$  — масса переработанного за отчетный период сырья, т;  $\alpha_c$  — содержание в нем ценного компонента, %;  $Q_{сн}$ ,  $Q_{кн}$  — масса остатков на складах соответственно сырья и концентрата, перешедших с предыдущего отчетного периода, т;  $\alpha_{сн}$ ,  $\beta_{кн}$  — содержание металла в остатках соответственно руды и концентрата, %;  $Q_k$  — масса концентрата, отправленного потребителям за отчетный период, т;  $\beta_k$  — содержание ценного компонента в концентрате, %;  $Q_{ск}$ ,  $Q_{кк}$  — остатки на складах соответственно сырья и концентрата, перешедшие на следующий отчетный период, т;  $\alpha_{ск}$ ,  $\beta_{кк}$  — содержание ценного компонента в остатках соответственно сырья и концентрата, %;  $Q_x$  — масса полученных за отчетный период хвостов, т;  $\phi$  — содержание ценного компонента в хвостах, %;  $M$  — масса ценного компонента в механических потерях (за отчетный период).

Принципиальное отличие технологического баланса от товарного состоит в том, что в технологическом балансе не учитываются механические потери производства. Поэтому технологическое извлечение бывает, как правило, выше товарного. Причиной такого расхождения могут быть погрешности при опробовании, анализах, неточность учета остатков концентрата и продуктов незавершенного производства.

## § 65. ОПРОБОВАНИЕ И КОНТРОЛЬ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Опробование — совокупность операций по отбору проб исходной руды и продуктов ее обогащения и подготовке их к анализу.

Пробой называется взятая по определенным правилам от общей массы с требуемой точностью порция материала, которая должна сохранять определяемые свойства исходной массы. В зависимости от назначения и способа опробования проба может быть отобрана за один или несколько приемов. Отобранная за один прием проба называется частной (или точечной), а составленная из суммы частных проб — называется общей (или объединенной) пробой. Проба, составленная из ряда отдельных проб, взятых в разных местах опробуемой массы материала в один прием при одной отсечке, называется средней.

В практике опробования, для определения числа частных проб  $n$  пользуются математико-статистической формулой

$$n = \sigma^2 t^2 / \Delta^2,$$

где  $\sigma$  — среднее квадратическое отклонение содержания полезного компонента в опробуемом продукте, %;  $t$  — отклонение, выраженное в долях от  $\sigma$ , характеризующее вероятность наступления события (при  $t=2$  погрешность в 95 случаях из 100 не превышает заданную);  $\Delta$  — абсолютная погрешность отбора проб, % (колеблется в пределах 0,2—0,8).

В зависимости от назначения пробы бывают минералогическими, химическими, технологическими, пробами для ситового и седиментационного анализов и др.

Минералогическая проба позволяет с помощью микроскопического анализа выяснить качественный состав полезного ископаемого, структурные (размер и форма минеральных включений) и текстурные (пространственное распределение минеральных компонентов) его особенности, характер взаимного прорастания минералов.

Химическая проба предназначается для определения содержания различных компонентов в опробуемом материале. Масса отбираемой для химического анализа пробы должна быть тем больше, чем крупнее опробуемый материал, крупнее и неравномернее вкрапленность ценных минералов, меньше содержание ценных компонентов в опробуемом материале, значительнее разница в плотностях минералов и меньше допустимая погрешность при опробовании.

Минимальная масса пробы чаще всего определяется по формуле

$$Q = Kd^\alpha,$$

где  $Q$  — минимальная масса пробы, кг;  $K$  — коэффициент пропорциональности, зависящий от свойств полезного ископаемого (обычно колеблется в пределах 0,6—0,06);  $d$  — диаметр максимальных кусков опробуемого материала, мм;  $\alpha$  — показатель степени, равный 1,5—2,7 (чаще всего принимается равным 2).

Значения  $K$  и  $\alpha$  определяют для различных полезных ископаемых опытным путем.

Технологическая проба предназначается для всестороннего детального исследования полезного ископаемого с целью выбора рациональных методов его обработки и рациональной технологической схемы обогащения. Эти пробы должны характеризовать средний состав полезного ископаемого во всем месторождении. Масса технологической пробы зависит от полноты исследований и составляет от десятков килограммов до тысяч тонн.

Пробы для ситового и седиментационного анализа предназначены для определения гранулометрического состава опробуемых материалов и должны быть представительными в отношении содержания в них отдельных классов крупности.

Минимально необходимая масса пробы для проведения ситового анализа зависит от крупности наибольшего куска в пробе и может быть определена по эмпирическим формулам:

для руды

$$Q_p = 0,02d^2 + 0,5d;$$

для угля

$$Q_y = 0,04d^2 + d,$$

где  $Q_p$  и  $Q_y$  — соответственно минимальная масса пробы руды и угля, кг;  $d$  — максимальный размер кусков, мм.

Кроме вышеперечисленных, существуют пробы для определения содержания влаги, плотности пульпы (содержание в ней твердого) и др.

Из неподвижно лежащих материалов (отвалов, штабелей, барж и др.) пробы отбираются различными методами: вычерпыванием, шурфовкой, бурением, прокладкой канав и др.; при опробовании мелкозернистых материалов, находящихся в вагонах, вагонетках, небольших штабелях, применяют отбор щупом. Точность опробования зависит от степени однородности материала (особенно по высоте слоя) и числа точек, из которых отбирают частные пробы. Отбор проб от товарных партий цветных, железных, марганцевых руд и концентратов регламентируется ГОСТ 14180—80; ГОСТ 15054—80 и ГОСТ 16598—80, углей — ГОСТ 10742—71, калийных солей — ГОСТ 4568—83.

Опробование движущихся потоков сыпучих материалов, пульпы и жидкости, транспортируемых конвейерами, по желобам, трубам, производится ручными или автоматизированными устройствами.

Ручное опробование движущихся потоков материала производится методом поперечных сечений с непремешным требованием пересечения всего потока. Ручной метод трудоемок и точность его зависит от влияния субъективных факторов (добросовестности и квалификации пробоотборщика). Поэтому при систематическом опробовании технологического процесса с

целью его оперативного контроля пользуются автоматическими пробоотбирателями, отбирающими пробы через определенный заданный промежуток времени. При автоматизированном опробовании движущегося материала в большинстве случаев применяется метод продольных и поперечных сечений.

Метод продольных сечений заключается в том, что опробуемый поток материала делится на ряд непрерывных продольных полос, из которых одна или несколько чередующихся отбираются в пробу. Этим методом можно опробовать только достаточно однородные материалы потоков малой мощности.

Метод поперечных сечений предусматривает периодическое отсекание в пробу одинаковых поперечных полос материала от потока. На точность опробования этим методом не влияет неоднородность распределения материала в потоке.

Автоматические пробоотбиратели подразделяют на стационарные и механические.

Стационарные пробоотбиратели отбирают пробы методом продольных сечений. К стационарным относят трубчатые, желобчатые и струйчатые комбинированные пробоотбиратели.

Механические пробоотбиратели отбирают пробы методом поперечных сечений. Точность опробования зависит от скорости пересечения потока и частоты отсекания пробы. Механические пробоотбиратели предназначены для отбора сыпучего материала и пульпы. Они состоят из пробоотборного органа, ходового механизма, привода и командного управляющего прибора. Пробоотборный орган изготовляют такой формы, чтобы обеспечить удобство отбора пробы и требуемую производительность; его приемная щель должна быть не менее чем в 3—4 раза больше самого крупного куска в опробуемом материале, а его вместимость должна на 30—40% превышать массу отбираемой пробы.

В зависимости от конструкции пробоотборного органа пробоотбиратели бывают секторными, ковшовыми, скреперными, щелевыми; в зависимости от конструкции ходового механизма — цепными, винтовыми и др.

*Подготовка проб.* Собранные в емкость точечные пробы от партии или от потока за контролируемый период времени составляют объединенную пробу, подлежащую дальнейшей обработке. Наиболее простой способ подготовки пробы — ее измельчение до крупности менее 0,1 или 0,074 мм и сокращение до требуемой массы. Но такой способ очень трудоемок, дорог и связан с потерями тонкого материала от распыления. На практике подготовка отобранной пробы производится перемешиванием, дроблением (измельчением) и сокращением пробы после каждой операции дробления до минимальной массы, определяемой крупностью материала и рассеянностью ценного компонента в пробе (рис. 115). Подготовка пробы должна произво-



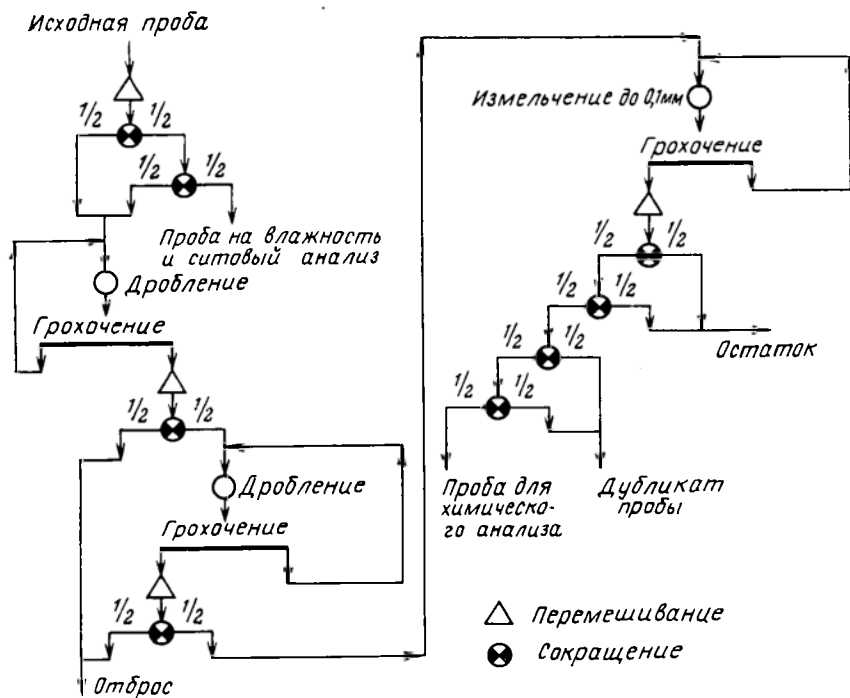


Рис. 115. Принципиальная схема подготовки пробы полезного ископаемого

даться с соблюдением определенных правил с целью обеспечения точности результатов опробования. Перед подготовкой, если это требуется, пробу сушат до воздушно-сухого состояния.

Перемешивание пробы производят перед каждой операцией сокращения пробы. При значительной крупности кусков и массе пробы чаще всего для перемешивания используют перелопачивание и способ кольца и конуса, при котором пробу попеременно (не менее 3 раз) рассыпают в конусообразную кучу и кольцо. Кроме этого, перемешивание материала можно производить на мягкой подстилке (клеенке или брезенте), попеременно поднимая противоположные их углы (перекатывание, встряхивание); просеиванием через сито; с помощью механических смесителей.

Сокращение хорошо перемешанной пробы производится способом квартования, квадратования или с помощью желобчатых делителей. При квартовании пробу укладывают в конус, верхнюю часть которого развертывают с помощью пластины или доски в усеченный конус. С помощью крестовины усеченный конус делят на четыре части, из которых в пробу отбирают любые две противоположные четверти. Дробление и измельчение проб производятся на лабораторных щековых, молотковых, валковых дробилках, в истирателях и в шаровых мельницах.

При опробовании больших по объему потоков материала, процесс отбора и разделки проб механизуется. Для этого на современных обогатительных фабриках применяют проборазделочные машины, работающие самостоятельно или в сопряжении с пробоотбирателями, или устанавливают опробовательные станции.

Основными параметрами технологического процесса, которые подвергаются контролю на большинстве обогатительных фабрик, являются гранулометрическая характеристика исходного материала и продуктов обогащения, содержание в них ценных компонентов, их влажность, плотность пульпы в отдельных циклах, ее вязкость, ионный состав, реагентный режим, фракционный состав исходного полезного ископаемого, а также продуктов обогащения.

Гранулометрический состав можно контролировать с помощью ситового (для крупнозернистого материала более 0,07 мм) или дисперсного (для тонкого материала менее 0,07 мм) анализов или с помощью гранулометров дискретного и непрерывного действия.

Для контроля содержания ценных компонентов в полезном ископаемом и продуктах обогащения применяют или химические методы анализа (когда позволяет время, затрачиваемое на его производство), или анализаторы, принцип действия которых основан на магнитном, радиоизотопном, рентгеноспектральном и других методах. Контроль влажности производится путем отбора проб на влажность или непосредственно с помощью автоматических влагомеров.

При контроле плотности пульпы используются или ручной метод (взвешивание 1 л пульпы), или различные плотномеры, работающие по принципу непрерывного взвешивания сосуда с протекающей пульпой, ареометрического, гидростатического и пьезометрического методов; радиоизотопного и других излучений, интенсивности поглощения ультразвуковых волн.

Вязкость суспензий контролируется вискозиметрами (вибрационными, капиллярными, вакуумными). Для фракционного анализа углей и руд применяют парамагнитные жидкости.

Для контроля концентрации различных реагентов в пульпе используют химический, потенциметрический, кондуктометрический, спектральный и другие методы. При контроле процессов приготовления реагентов используют весовые, ареометрические, спектрофотометрические, кондуктометрические и другие методы измерения.

Контроль и учет массы переработанного полезного ископаемого и продуктов обогащения производится их взвешиванием в железнодорожных вагонах, автомашинах и других емкостях; непрерывным взвешиванием материала на конвейерных весах при его транспортировании. Эксплуатационные расходы на опробование и химический анализ составляют 4—8% от общих расходов на обогащение.

## § 66. АВТОМАТИЧЕСКИЙ КОНТРОЛЬ И РЕГУЛИРОВАНИЕ ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПРОЦЕССОВ

На современных обогатительных фабриках, оснащенных высокопроизводительным оборудованием, работающим в непрерывном технологическом режиме, задачи контроля и регулирования технологических процессов решаются с помощью систем автоматизации. При этом различают два уровня управления с применением технических средств: автоматическое (без участия человека) и автоматизированное (с участием человека). В зависимости от степени охвата управлением технологическими схемами автоматизация может быть частичной или полной.

Система автоматического регулирования процессов обогащения предназначена для управления отдельными механизмами, машинами и цепями механизмов и включает автоматический регулятор, в котором формируется закон регулирования технологического параметра с выходом на исполнительный орган. В свою очередь, исполнительный орган состоит из исполнительного механизма и рабочего органа, непосредственно воздействующего на изменение регулируемого параметра. Принцип действия и конструкции контрольно-измерительных и регулирующих приборов описаны в специальной литературе.

Автоматизированные системы управления технологическими процессами (АСУТП) обогатительных фабрик, составной частью которых является система автоматического контроля и регулирования технологических процессов, представляют собой взаимосвязанный комплекс технических средств, включающих, как правило, вычислительные машины для отбора, переработки и представления информации, оборудование для измерения характеристик потоков продуктов обогащения и регулирования технологических процессов (технологическая автоматика). АСУТП допускает оперативное обращение к элементам контроля и обработки информации оператора, предусматривая возможность его оперативного вмешательства в характер функционирования системы.

Системы управления подразделяют на локальные (местные), включающие автоматическое управление отдельными технологическими процессами, и централизованные, включающие автоматизированное управление всем технологическим комплексом обогатительной фабрики.

Структурная схема АСУТП флотационной обогатительной фабрики приведена на рис. 116.

На схеме с помощью условных обозначений указаны виды оперативной связи и параметры контроля.

I уровень этой системы представляют датчики, аппаратура измерения и управления, исполнительные устройства локальных систем, расположенных на участках обслуживания и предназначенных для стабилизации и оптимизации отдельных параметров.

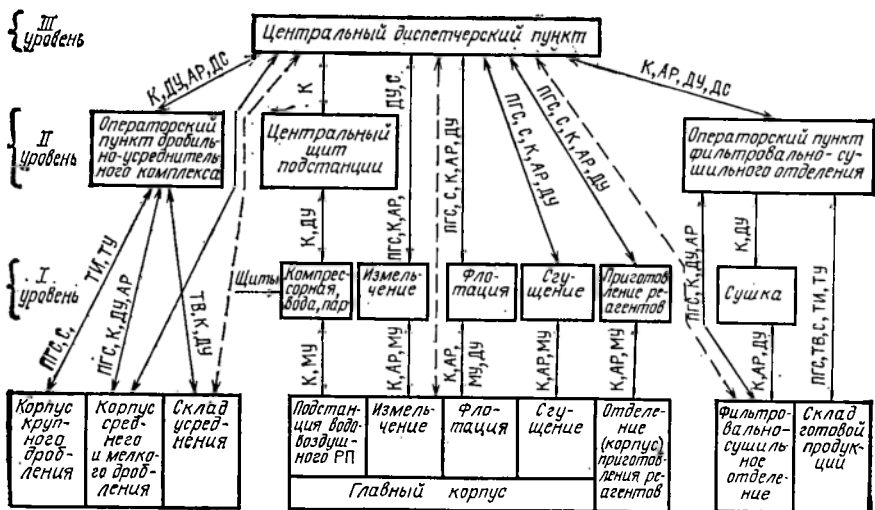


Рис. 116. Структурная схема АСУТП обогатительной фабрики

К — контроль; С — сигнализация; ДУ — дистанционное управление; АР — автоматическое регулирование; ДС — диспетчерская связь; ТВ — телевидение; ТВ — телевизионная громкоговорящая (телефонная) связь; ТИ — телезмерение; ТУ — телеуправление; МУ — местное управление

II уровень представляет аппаратура, расположенная в операторских пунктах отдельных участков фабрики и предназначенная для оптимизации соответствующих операций дробления, обогащения, обезвоживания и др.

III уровень соответствует управлению всеми технологическими процессами из центрального диспетчерского пункта. Он позволяет оператору осуществлять централизованный запуск оборудования фабрики (от конца схемы к ее началу), постоянно контролировать работу машин и агрегатов в оптимальном режиме, в случае аварии оперативно определять место аварии. Для связи с рабочими местами диспетчерские пункты оборудуются телефонной и громкоговорящей связью, используются телевизионные установки.

При работе дробилок крупного дробления для стабилизации их работы используют индикаторы уровня руды, устанавливаемые в приемной воронке дробилки; дробилок среднего и мелкого дробления — за счет регулирования рудных питателей.

Автоматическое регулирование постоянства загрузки мельниц рудой производится обычно по уровню шума, издаваемого работающей мельницей. В качестве датчика используется микрофон, улавливающий шум мельницы. Воздействуя на питатель, увеличивается или уменьшается подача руды в мельницу. При работе мельницы в замкнутом цикле с механическим классификатором циркулирующую нагрузку определяют по потреб-

ляемой мощности механизма, транспортирующего пески. Постоянство плотности пульпы в мельнице поддерживается постоянством подачи исходного питания и воды в заданном соотношении.

Процессы флотации, конечные показатели которого зависят от большого числа различных факторов, регулируются многоструктурными системами автоматизированного регулирования, включающими автоматический контроль массы и плотности поступающей пульпы, ее ионный состав, расход реагентов и воздуха, уровень пульпы в машинах и многие другие.

Автоматизация процесса обогащения в тяжелых суспензиях предусматривает обеспечение постоянства питания исходным сырьем и заданной плотности разделительной суспензии; в отсадочных машинах — постоянство питания и воды, степени разрыхленности и высоты «постели».

Автоматизация работы магнитных сепараторов предусматривает регулирование плотности поступающей пульпы, определение содержания в ней магнитного железа и др. На обогатительных фабриках автоматизируют процессы сгущения, обезвоживания, сушки, управления движением конвейеров, уровня заполнения бункеров, баков воды.

В настоящее время созданы все технические возможности полной комплексной автоматизации технологического процесса обогащения на обогатительной фабрике в оптимальном режиме. Внедрение АСУТП позволяет облегчить условия труда рабочих на обогатительных фабриках, повысить их производительность, улучшить технико-экономические показатели обогащения. Капитальные затраты на создание АСУТП, по данным Механобра, составляют до 10% от всех капитальных затрат на строительство фабрики и изменяются от 0,3 до 1 руб. на 1 т перерабатываемой в год руды в зависимости от производительности фабрики и класса АСУТП.

## Глава 17

### **ПРЕДПРИЯТИЯ ПО ОБОГАЩЕНИЮ И ПЕРЕРАБОТКЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

---

#### **§ 67. КЛАССИФИКАЦИЯ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК**

Обогатительными фабриками называют промышленные предприятия, предназначенные для механической обработки полезных ископаемых с целью выделения из них одного или нескольких товарных продуктов.

Обогатительные фабрики классифицируют в зависимости от применяемых на них процессов или в зависимости от харак-

тера перерабатываемого сырья. По первому признаку различают фабрики гравитационные, флотационные, магнитные, промывочные, дробильно-сортировочные, брикетные и с комбинированными процессами обогащения. В зависимости от перерабатываемого сырья различают фабрики медно-молибденовые, железорудные, оловянные, угольные и т. д.

Флотационные фабрики предназначены главным образом для обогащения руд цветных и редких металлов, а также неметаллических полезных ископаемых и др.

На гравитационных фабриках чаще всего обогащают угли, марганцевые, оловянные, вольфрамовые и другие руды.

Магнитообогатительные фабрики предназначены для обогащения магнетитовых железных руд.

На промывочных фабриках обогащают руды черных металлов, фосфоритовые руды и россыпные руды благородных металлов.

На дробильно-сортировочных фабриках происходит дробление и грохочение богатых железных руд, известняков, приготовление строительных материалов, сортировка углей, антрацитов, сланцев.

Брикетные фабрики предназначены для окучкования мелочи полезных ископаемых (бурые угли, торф, каменные угли, антрациты, руды и др.).

Фабрики с комбинированными процессами предназначены для переработки многокомпонентного сырья и полезных ископаемых с неравномерной вкрапленностью. На таких обогатительных фабриках обычно сочетается несколько различных методов обогащения (например, гравитационные процессы, флотация и магнитная сепарация при обогащении оловянных и вольфрамовых руд и др.).

Строительство обогатительных фабрик ведется по техническим проектам. Проектом обогатительной фабрики называется комплекс технических документов, необходимых для осуществления строительства, монтажа и эксплуатации будущей фабрики. Проекты обогатительных фабрик выполняют проектные институты и специализированные конторы.

Проектирование обогатительных фабрик производится в две стадии: вначале разрабатывается технический проект, а затем на основании утвержденного технического проекта — рабочие чертежи. Проектирование должно осуществляться на основе новейших достижений науки и техники, иметь высокие технико-экономические показатели по себестоимости производства, качеству продукции, производительности труда.

Технические проекты утверждаются соответствующими министерствами и ведомствами СССР, а проекты наиболее крупных предприятий утверждаются Советом Министров СССР.

Так как обогатительные фабрики в большинстве случаев являются промежуточным звеном между горнодобывающими

предприятиями (рудником, шахтой, карьером) и предприятиями, перерабатывающими продукцию фабрики, проект обогатительной фабрики должен быть тесно увязан с проектами этих предприятий.

Наиболее экономичным по транспортным расходам является вариант расположения обогатительной фабрики рядом с рудником, шахтой, особенно в случае небольшого выхода концентрата. При большом выходе концентрата может оказаться наиболее выгодным вариант расположения фабрики поблизости от металлургического завода, так как тариф на железнодорожную перевозку концентратов выше, чем на перевозку руды, и, кроме того, при перевозке мелких концентратов увеличиваются их потери при транспортировании.

При переработке на обогатительной фабрике сырья с нескольких месторождений ее местоположение определяется из условия минимальных расходов на транспорт исходного полезного ископаемого и продуктов обогащения.

Наиболее мощными по производительности и совершенными по технологическим процессам являются центральные обогатительные фабрики.

При выборе местонахождения проектируемой обогатительной фабрики необходимо учитывать вопросы водоснабжения, энергоснабжения, условия складирования отходов и др.

Размеры площадки под строительство обогатительной фабрики и ее конфигурация должны обеспечивать размещение зданий и сооружений в соответствии с технологическим процессом и обеспечивать самотечное движение продуктов на фабрике.

Обогатительные фабрики как предприятия, выделяющие производственные вредности (дым, пыль, шум), следует располагать по отношению к ближайшему жилому району с подветренной стороны для господствующих ветров и отделять от границ жилых районов санитарно-защитными зонами (разрывами).

## **§ 68. ОСНОВНЫЕ ЦЕХА И ПОДРАЗДЕЛЕНИЯ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК**

К производственным цехам и отделениям обогатительной фабрики относятся цех крупного дробления, включающий отделение приема руды, склады сырья, дозировочно-аккумулирующие бункера; цех среднего и мелкого дробления; цеха (отделения) измельчения, обогащения, обезвоживания, сушки; склады готовой продукции, погрузочные устройства; хвостовое хозяйство.

Вспомогательные цеха, отделения и службы включают водоснабжение, электроснабжение, реагентное отделение, ремонтный цех, склады запчастей, материалов, топлива, котельную, научно-исследовательскую и химическую лаборатории, отдел

технического контроля, управление фабрикой и административно-хозяйственную службу.

В зависимости от характера перерабатываемого полезного ископаемого некоторые цеха и службы могут отсутствовать (например, при обогащении углей и некоторых других полезных ископаемых отсутствуют цеха среднего и мелкого дробления, измельчения и др.). При малой производительности фабрики машины и аппараты располагаются в одном здании и фабрика на цехи (отделения) не подразделяется.

Взаимное расположение зданий, цехов, сооружений, складов, железнодорожных и других путей и коммуникаций на местности называется генеральным планом обогатительной фабрики.

При проектировании и строительстве обогатительных фабрик выбирается место для хранения отходов (хвостов) производства и сооружается хвостохранилище.

В главном корпусе\* обогатительной фабрики применяют две основные схемы компоновки оборудования: многоэтажную (высотную) и уступчато-одноэтажную (плоскостную). Многоэтажная схема чаще всего применяется на углеобогатительных и магнитообогатительных фабриках с сухой сепарацией; уступчато-одноэтажная — на флотационных и магнитообогатительных фабриках с мокрой сепарацией. Для промывочных фабрик применяют обе схемы компоновки оборудования.

Минимальные разрывы между зданиями и сооружениями на генеральном плане фабрики устанавливаются согласно противопожарным требованиям и санитарным нормам. Угол наклона конвейеров не должен превышать  $18^\circ$ .

Обогатительные фабрики с мокрыми процессами обогащения являются предприятиями с высоким расходом воды. Поэтому при их проектировании обязательно должны решаться вопросы оборотного водоснабжения.

## § 69. ХВОСТОВОЕ ХОЗЯЙСТВО

Система удаления и складирования отходов (хвостов) обогатительных фабрик представляет собой сложное хозяйство, требующее больших капитальных и эксплуатационных затрат. Объем и свойства хвостов определяются видом перерабатываемого полезного ископаемого и принятым способом обогащения.

На обогатительных фабриках, перерабатывающих руды цветных и редких металлов, из-за низкого содержания полез-

---

\* Главным корпусом обычно называется основное производственное подразделение фабрики, где происходит обогащение полезного ископаемого. Главный корпус, как правило, включает отделения измельчения, обогащения, сгущения, обезвоживания и сушки. На фабриках большой производительности отделение обезвоживания часто размещают вне главного корпуса в отдельном здании совместно с отделением сушки или отдельно от него.



ного компонента в исходном сырье выход хвостов значителен. На магнитообогажительных фабриках с мокрой сепарацией выход хвостов составляет 50—60% (при содержании железа в исходной руде 35—40%). Хвосты фабрик тонкоизмельчены и сильно разбавлены водой.

Основной способ транспортирования и укладки мелких мокрых хвостов включает гидравлический транспорт хвостовой пульпы от обогажительной фабрики и сброс в естественный или искусственно сооруженный бассейн — хвостохранилище, расположенное на расстоянии не менее 1 км от фабрики. В бассейне хвостохранилища происходит осаждение твердой фазы.

На обогажительных фабриках большой производительности хвостовое хозяйство, включающее насосные станции, хвостохранилище, водосливные и водоочистные сооружения, представляет собой крупные гидротехнические сооружения, удельные капитальные затраты по которому составляют 0,5—1,6, а эксплуатационные — 0,1—0,4 руб. на 1 т транспортируемых и складированных хвостов.

На углеобогажительных фабриках выход хвостов сравнительно невелик и выделяются они в виде крупнокусковой пустой породы (после обогащения угля отсадкой или в тяжелых суспензиях) и в виде обезвоженных тонких хвостов (после флотации). На магнитообогажительных фабриках с сухой сепарацией хвосты получаются сравнительно крупными и сухими.

Транспортирование и укладка таких сухих и крупных обезвоженных хвостов мокрого обогащения могут производиться с помощью скипов и вагонеток по наклонным рельсовым путям ленточных конвейеров и канатных дорог и сбросом их в отвалы коноидальной формы (терриконки); железнодорожных опрокидных вагонов или автосамосвалов с образованием плоских отвалов.

С целью повышения комплексности использования полезных ископаемых необходимо стремиться к использованию породы и хвостов, выделяемых при обогащении, для получения щебня для дорожного строительства (крупные хвосты углеобогащения и сухой магнитной сепарации); для производства силикатного кирпича, песка и др.

Если в хвостах содержатся ценные компоненты, которые могут быть извлечены в будущем, или если хвосты можно использовать в какой-либо отрасли промышленности, необходимо предусмотреть возможность простого способа отгрузки и транспортирования таких хвостов из отвалов.

## § 70. ОХРАНА ТРУДА

Охрана труда работающего персонала обогажительных, дробильно-сортировочных и других фабрик обеспечивается выполнением «Единых правил безопасности при дроблении, сорти-

ровке, обогащении полезных ископаемых и окисковании руд и концентратов», «Правил безопасности на предприятиях по обогащению и брикетированию углей и сланцев» и требований санитарно-технических норм.

Рабочие места должны быть освещены в соответствии с действующими нормами освещенности. Кроме постоянного освещения, необходимо предусмотреть аварийное. Нормы запыленности обеспечиваются принятием специальных мер по обеспыливанию воздуха в производственных помещениях. Температуру и влажность воздуха в помещениях требуется поддерживать в соответствующих пределах. Концентрация вредных веществ не должна превышать допустимых норм, безопасных для здоровья обслуживающего персонала.

Передвижение работающих на фабрике людей допускается только по предусмотренным для этого проходам, лестницам, площадкам, снабженным перилами высотой не менее 1 м. Оборудуются перилами и лестницами все обслуживаемые площадки, расположенные на высоте более 0,3 м над уровнем пола. В нижней части перила должны иметь сплошную обшивку высотой не менее 0,14 м. Металлические площадки и лестницы должны быть выполнены из рифленого металла. Ширина лестниц должна быть не менее 0,6 м, высота ступеней не более 0,3 и ширина не менее 0,25 м. Угол наклона постоянно эксплуатируемых лестниц не должен превышать 45°, а лестниц, периодически эксплуатируемых (1—2 раза в смену), — не более 60°. Ширина основных проходов должна быть не менее 1,5 м; рабочих проходов — не менее 1 м и проходов между стеной и машинами — не менее 0,8 м.

Все движущиеся или представляющие опасность части механизмов должны иметь сплошные или сетчатые (размер отверстий не более 25×25 мм) ограждения. Ограждаются также монтажные проемы, загрузочные отверстия дробилок, конвейеры и др. Для предотвращения несчастных случаев окраску машин и механизмов надо производить в соответствующие цвета (например, краны и крюки обычно окрашивают в ярко-желтый цвет и т. д.). Оборудование следует размещать так, чтобы обеспечить безопасность и удобство работ при его монтаже, эксплуатации и ремонте. Для транспортирования тяжелых деталей цеха фабрики необходимо оборудовать подъемно-транспортными средствами (мостовые краны, тельферы и др.).

Трубы и желоба должны быть укрыты под площадками или подняты над проходами на высоту не ниже чем 2,2 м от уровня пола. Реагентопроводы в этом месте должны быть защищены реагентонепроницаемыми поддонами.

Пусковые устройства машин и аппаратов должны располагаться таким образом, чтобы человек, включающий их в работу, мог просматривать все рабочие площадки и проходы, их окружающие. При централизованном запуске оборудования

фабрики для предупреждения обслуживающего персонала подается предупредительный звуковой или световой сигнал.

Общие требования правил безопасности для работников обогатительных фабрик сводятся к следующему. Запрещается: работать на неисправном оборудовании, пользоваться неисправными приспособлениями и инструментами;

во время работы заходить за ограждения работающих машин, работать при снятых с движущихся частей ограждениях; проводить ремонт оборудования во время его работы, смазывать и чистить машины на ходу;

перелезать через конвейеры во время их остановки и тем более на ходу. Надо пользоваться для этого специальными переходными мостиками;

включать оборудование во время его ремонта; необходимо производить ремонт и чистку оборудования с соблюдением положенной бирочной системы;

перед пуском машины необходимо проверить отсутствие в ней посторонних предметов, инструмента, людей и подать предупредительный сигнал.

При несчастном случае, появлении огня или дыма из электродвигателя и пусковой аппаратуры, сильной вибрации и ненормальном шуме, издаваемых агрегатом, его поломке следует немедленно остановить машину.

Во время работы следует пользоваться удобной спецодеждой, соответствующей особенностям работы на данном рабочем месте.

Строго соблюдать правила внутреннего распорядка, установленного на фабрике, и предписания инструкций по охране труда и техники безопасности.

Кроме общих инструкций, на обогатительных фабриках разрабатывают правила техники безопасности для персонала, работающего в отделениях дробления и грохочения, измельчения и классификации, флотации, реагентном, в отделениях магнитной и электрической сепарации, гравитационных методов обогащения, обезвоживания сушки и других с учетом специфических условий их работы. На обогатительных фабриках, опасных по взрыву газа и пыли, должен вводиться пылегазовый режим.

## § 71. ОРГАНИЗАЦИЯ ТРУДА И ЭКОНОМИКА ПРОИЗВОДСТВА

Производительность обогатительной фабрики определяется производительностью ее главного корпуса. Для фабрик, расположенных при руднике (шахте), она определяется режимом подачи полезного ископаемого с рудника (шахты) и должна учитывать степень неравномерности его добычи.

При обогащении фабрикой полезных ископаемых, поступающих с нескольких рудников (шахт), прием сырья производится круглосуточно. При обогащении разных сортов полезно-

го ископаемого фабрика должна иметь несколько секций, каждая из которых предназначена для переработки сырья определенного сорта. Число секций и их производительность устанавливаются в соответствии с планом добычи отдельных сортов полезного ископаемого.

Цех дробления чаще всего работает 6 дней в неделю по 14 или 21 ч чистого времени работы в сутки. Главный корпус на рудных фабриках работает 7 дней в неделю, по 24 ч в сутки. Разрыв во времени работы цеха дробления и главного корпуса компенсируется накоплением дробленой руды в бункерах (складах) перед мельницами. Цеха обезвоживания и сушки, как правило, работают в режиме главного корпуса.

Основным режимом работы персонала фабрики является пятидневная рабочая неделя с двумя выходными днями, один из которых является общим выходным, а второй представляется в другие дни недели по утвержденному графику.

Углеобогащительные фабрики работают обычно 6 дней в неделю в две смены по 8 ч по скользящему графику. Третья смена используется для осмотра и текущего ремонта оборудования. Отгрузка продукции фабрики потребителю осуществляется чаще всего круглосуточно.

Производительность труда рабочих и работающих на фабрике определяется в тоннах обогащаемого полезного ископаемого и полученного готового товарного концентрата и подсчитывается делением месячных объемов работ на среднесписочную численность соответствующей категории персонала. Сменная производительность рабочего по фабрике определяется делением среднесуточных объемов работ на явочный штат рабочих (или число выходов рабочих за сутки). Если фабрика выпускает несколько концентратов, то производительность труда определяется обычно по суммарному концентрату в натуральном или денежном выражении. Стоимость товарных концентратов определяется по оптовым ценам из действующих прейскурантов цен с учетом их качества.

Основой хорошей организации работы обогатительной фабрики является социалистическое соревнование бригад, смен и профессий, автоматизация производства и своевременный, хорошо организованный планово-предупредительный ремонт оборудования.

Основным показателем, определяющим экономическую деятельность персонала обогатительной фабрики, является себестоимость выпуска 1 т готового концентрата или стоимость переработки 1 т исходного сырья.

Расчет производственной (общезаводской) себестоимости производится на основании расходов на обогащение по отдельным статьям затрат, включающим: исходное сырье и основные материалы (в том числе транспортные расходы); вспомогательные материалы на технологические цели; топливо и энергию на технологические цели (в том числе вода на технологические

Таблица 13. Основные технико-экономические показатели обогатительных фабрик большой производительности

Показатели	Магнитообога- тительные фабрики для желез- ных руд	Флотационные фабрики для обогащения		
		медных руд	свинцово- цинковых руд	апатито- вых руд
Годовая производительность по руде, млн. т	34	16	6—8	28
Удельный расход на 1 т руды:				
электроэнергии, кВт·ч	35,9	22,5	60—65	29,7
воды производственной, м <sup>3</sup>	10,4	3,8	7—7,5	5,4
футеровочной стали для дро- билок и мельниц, кг	0,25	0,08	0,2—0,3	0,103
шаров и стержней, кг	1,8	1,3	1,5—2	0,8
Удельные показатели на 1000 т годовой производительности фабрики по руде:				
общий объем производ- ственных зданий, м <sup>3</sup>	90,8	82,4	220—240	111,6
средняя стоимость 1 м <sup>3</sup> зда- ния, руб.	12,83	12,3	14—14,5	27,8
масса технологического обо- рудования, т	1,41	1,7—2,0	2,3—2,6	1,15
мощность электродвигателей, кВт	8,15	4,6	16,0—16,8	8,57
Удельный объем мельниц, м <sup>3</sup> /(т·сут)	0,04	0,03	0,048	0,018
Удельный объем флотацион- ных машин, м <sup>3</sup> /(т·сут)	—	0,062	0,027	0,059
Коэффициент использования оборудования, %:				
дробильного комплекса	73	74	81	73
главного корпуса	93—96	93	93	93
Производительность труда од- ного трудящегося по исходной руде, тыс. т/год	26,5	43,2	16—18	26,7
Стоимость обогащения 1 т ис- ходной руды, руб.:	1,33	1,38	5,1—5,2	1,76
в том числе стоимость реаген- тов, руб.	—	0,17	1,45—1,5	0,11
Стоимость гидротранспорта и укладки 1 т шлюзов, руб.	0,35	0,11	1,05—1,1	0,32

цели); основную заработную плату трудящихся; дополнительную зарплату; отчисления на социальное страхование; расходы на подготовку и освоение производства, содержание и эксплуатацию оборудования, цеховые, общефабричные, прочие производственные.

Для определения полной себестоимости обогащения полезных ископаемых надо к общефабричной себестоимости прибавить внепроизводственные расходы, связанные с перевозкой товарных концентратов от фабрики до железнодорожной станции отправления МПС, реализацией товарных концентратов,

содержанием вышестоящих организаций (производственных объединений и т. п.), отчислениями на научно-исследовательские работы.

Если обогатительная фабрика как производственная единица входит в состав завода или другого предприятия, следует учитывать и общезаводские расходы.

Основные технико-экономические показатели обогатительных фабрик большой производительности (по данным Механобра) приведены в табл. 13. На фабриках меньшей производительности себестоимость обогащения бывает выше.

Стоимость обогащения 1 т угля для коксования при глубине обогащения 0 мм составляет: для Донецкого бассейна 1,5—1,8 руб., Кузнецкого бассейна 2,75—2,9 руб. Стоимость обогащения энергетических углей ниже и составляет для Донбасса 1—1,2 руб., Кузбасса 1,5—1,6 руб. на 1 т обогащаемого угля.

Структура затрат по расходу электроэнергии и стоимости отдельных операций, связанных с обогащением полезных ископаемых на фабриках большой производительности, приведена ниже.

**Расход электроэнергии (в числителе) и стоимость операций (в знаменателе), связанных с обогащением руды на обогатительных фабриках большой производительности (в % от общих расходов)**

Фабрика . . . . .	Магнитообога- тельная для пере- работки железных руд	Полиметалличе- ская флотацион- ная
Дробление . . . . .	18,4/24,3	15,1/19,6
Измельчение . . . . .	39,7/35,8	31,8/28,7
Обогащение . . . . .	26,3/24,5	33,8/36,4
Обезвоживание концентратов . . . . .	4,9/3,5	6,6/4,3
Удаление хвостов . . . . .	3,6/2,2	3,9/3
Водоснабжение и прочие расхо- ды . . . . .	7,1/9,7	8,8/8
Итого . . . . .	100/100	100/100

Анализ затрат показывает, что непосредственно на процессы обогащения приходится 1/3—1/4 часть общих расходов на обработку руды.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- Абрамов А. А. Технология обогащения руд цветных металлов. М., Недра, 1983.
- Абрамов А. А. Флотационные методы обогащения. М., Недра, 1984.
- Андреев С. Г., Перов В. А., Зверевич В. В. Дробление, измельчение и грохочение полезных ископаемых. М., Недра, 1980.
- Бедрань Н. Г., Скоробогатова Л. М. Переработка и качество полезных ископаемых. Киев—Донецк, Вища школа, 1984.
- Глембоцкий В. А., Классен В. И. Флотационные методы обогащения. М., Недра, 1981.
- Грачев Ф. Г. Управление качеством сырья на горнорудных предприятиях. М., Недра, 1977.
- Егоров В. Л. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения руд. М., Недра, 1977.
- Зарайский В. Н., Николаев К. П., Казанский К. В. Усреднение руд. М., Недра, 1975.
- Зверевич В. В., Перов В. А. Основы обогащения полезных ископаемых. М., Недра, 1971.
- Кармазин В. И., Кармазин В. В. Магнитные методы обогащения. М., Недра, 1978.
- Кармазин В. И. Обогащение руд черных металлов. М., Недра, 1982.
- Классен В. И. Обогащение руд химического сырья. М., Недра, 1979.
- Кожевников И. Ю., Менковский М. А., Равич Б. М. Металлургия, технология угля и неметаллических полезных ископаемых. М., Недра, 1984.
- Козин В. Э., Троп А. Е., Комаров А. Я. Автоматизация производственных процессов на обогатительных фабриках. М., Недра, 1980.
- Малиновский В. А., Шилаев В. П. Адгезионная сепарация. М., Цветметинформация, 1978.
- Мещеряков Н. Ф. Флотационные машины и аппараты. М., Недра, 1982.
- Митрофанов С. И., Барский Л. А., Самыгин В. Д. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. М., Недра, 1974.
- Мокроусов В. А., Лилев В. А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. М., Недра, 1979.
- Моршинин В. М. Основы обогащения полезных ископаемых. М., Недра, 1983.
- Оборудование для обогащения угля. Справочное пособие/Под ред. Б. Ф. Братченко. М., Недра, 1979.
- Олофинский Н. Ф. Электрические методы обогащения. М., Недра, 1977.
- Остапенко П. Е. Обогащение железных руд. М., Недра, 1977.
- Полькин С. И., Адамов Э. В. Обогащение руд цветных металлов. М., Недра, 1983.
- Полькин С. И., Адамов Э. В. Обогащение руд цветных и редких металлов. М., Недра, 1975.
- Равич Б. М. Брикетирование руд. М., Недра, 1982.
- Разумов К. А., Перов В. А. Проектирование обогатительных фабрик. М., Недра, 1982.
- Руденко К. Г., Шемаханов М. М. Обезвоживание и пылеулавливание. М., Недра, 1981.
- Самылин Н. А., Золотко А. А., Починков В. В. Отсадка. М., Недра, 1976.
- Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы. М., Недра, 1982.
- Справочник по обогащению руд. Основные процессы. М., Недра, 1983.
- Справочник по обогащению руд. Специальные и вспомогательные процессы. М., Недра, 1983.
- Справочник по обогащению руд. Обогатительные фабрики. М., Недра, 1984.

*Справочник по обогащению углей.* М., Недра, 1984.

*Справочник по обогащению руд черных металлов/Под ред. С. Ф. Шинкоренко.* М., Недра, 1980.

*Фишман М. А.* Основы обогащения руд цветных металлов. М., Недра, 1968.

*Фоменко Т. Г.* Гравитационные процессы обогащения полезных ископаемых. М., Недра, 1966.

*Хан. Г. А.* Опробование и контроль технологических процессов обогащения. М., Недра, 1979.

*Шохин В. Н., Лопатин А. Г.* Гравитационные методы обогащения. М., Недра, 1980.

*Яшин В. П., Бортников А. В.* Теория и практика самоизмельчения. М., Недра, 1978.



ПРИЛОЖЕНИЕ 1  
ХАРАКТЕРИСТИКА НАИБОЛЕЕ ВАЖНЫХ МИНЕРАЛОВ

Минерал	Химическая формула	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Твердость	Состав, %
Азурит	$\text{Cu}_3(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2$	3750	3,5	CuO 69,2; CuO <sub>2</sub> 25,6; H <sub>2</sub> O 5,2
Англезит	PbSO <sub>4</sub>	6250	3	Pb 68,3; SO <sub>4</sub> 31,7
Антрацит	—	1500	3	—
Апатит	$\text{Ca}(\text{PO}_4)_6(\text{F}, \text{OH})_2$	3200	4,5—5	CaO 55,5; P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> 42,3; F 2,2
Арсенопирит	FeAsS	6000	5,5—6	As 31,2; Fe 43,7; S 25,1
Асбест	$\text{H}_4\text{Mg}_3\text{Si}_2\text{O}_9$	2900—3400	5—6	MgO 43; SiO <sub>2</sub> 44,1; H <sub>2</sub> O 12,9
Алмаз	C	3500	10	C 95,2—99,9
Барит	BaSO <sub>4</sub>	4400	2,5—3,5	BaO 65,7; SO <sub>3</sub> 34,3
Боксит	$\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	2550	3	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 74; H <sub>2</sub> O 26
Берилл	$\text{Be}_3\text{Al}_2(\text{SiO}_3)_6$	2700	8	BeO 14,1; Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 19; SiO <sub>2</sub> 66,9
Борнит	$\text{Cu}_5\text{FeS}_4$	4500—5400	3,5	Cu 63,6; Fe 11,1; S 25,6
Бурнонит	PbCuSbS <sub>3</sub>	5800	2,5—3	Cu 13; Pb 42,5; Sb 24,7; S 19,8
Бурый железняк (лимонит)	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$	3500—3800	5—5,5	Fe 59,8; O 25,7; H <sub>2</sub> O 14,5
Висмут самородный	Bi	9800	2,5	—
Вольфрамит	$(\text{Fe}, \text{Mn})\text{WO}_4$	7300	5—5,5	(Fe, Mn) 23,5; WO <sub>3</sub> 76,5
Галенит	Pb S	7500	2,5	Pb 86,6; S 13,4
Гематит	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5100	6	Fe 69,9; O 31,1
Гюбнерит	MnWO <sub>4</sub>	7300	4—4,5	Mn 18,2; W 60,7; O 21,1
Графит	C	2150	1—2	—
Гипс	$\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$	2300	1,5—2	CaO 32,5; SO <sub>3</sub> 46,6; H <sub>2</sub> O 20,9
Гранат	$\text{A}_3\text{B}_2[\text{SiO}_4]_3$ , где A=Mg, Fe <sup>2+</sup> , Ca; B=Al, Fe <sup>3+</sup> , Cr	4300	7,5	—
Доломит	$\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$	2900	3,5—4	CaO 30,4; MgO 21,9; CO <sub>2</sub> 47,7
Ильменит	FeTiO <sub>3</sub>	4700	5—6	TiO <sub>2</sub> 52,7; FeO 47,3
Кальцит	CaCO <sub>3</sub>	2700	3	CaO 56; CO <sub>2</sub> 44
Касситерит	SnO <sub>2</sub>	7000	6—7	Sn 78,8; O 21,2
Карналлит	$\text{KMgCl}_3 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$	1600	1	Mg 8,7; K 14,1; Cl 38,3; H <sub>2</sub> O 38,9
Кварц	SiO <sub>2</sub>	2650	7	Si 46,7; O 53,3

Минерал	Химическая формула	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Твердость	Состав, %
Киноварь	HgS	3600	4,5	Hg 86,2; S 13,8
Ковеллин	CuS	4600	1,8	Cu 66,5; S 33,5
Куприт	Cu <sub>2</sub> O	6000	4	Cu 88,8; O 11,2
Магнезит	MgCO <sub>3</sub>	3100	4	MgO 47,8; CO <sub>2</sub> 52,2
Магнетит	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	5000	6	Fe 72,4; O 27,6
Малахит	Cu <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> (OH) <sub>2</sub>	4000	4	Cu 57,5; CO <sub>2</sub> 19,9; H <sub>2</sub> O 6,1
Манганит	Mn <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ·H <sub>2</sub> O	4300	4	Mn 62,5; O 27,3; H <sub>2</sub> O 10,2
Мартит	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5300	6	Fe 68,9; O 31,1
Молибденит	MoS <sub>2</sub>	4800	1—2	Mo 59,9; S 40,1
Молибдит	MoO <sub>3</sub>	4500	2	Mo 66,7; O 33,3
Мусковит	KAl <sub>2</sub> [AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub> ](OH) <sub>2</sub>	3000	2	K <sub>2</sub> O 11,8; Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 38,5; SiO <sub>2</sub> 45,2; H <sub>2</sub> O 4,5
Нефелин	K, Na <sub>2</sub> Al <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>8</sub>	2600	5,5	K <sub>2</sub> O 7; Na <sub>2</sub> O 16; Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 33; SiO <sub>2</sub> 44
Никелин	NiAs	7300—7700	5—5,5	Ni 43,9; As 56,1
Пирит	FeS <sub>2</sub>	5000	6	Fe 46,5; S 53,5
Пирролюзит	MnO <sub>2</sub>	4800	2,2	Mn 63,2; O 36,8
Пирротин	Fe <sub>n</sub> S <sub>n+1</sub>	4600	4	Fe 61,5; S 38,5
Псиломелан	mMnO·MnO <sub>2</sub> ·nH <sub>2</sub> O	4200	5,5	MnO <sub>2</sub> 60—80; MnO 8—25; H <sub>2</sub> O 4—6. Примеси Ba, K, Na, Ca, Co, Mg, Zn
Плагиоклаз	n [NaAlSi <sub>3</sub> O <sub>8</sub> ] × × m [CaAl <sub>2</sub> Si <sub>2</sub> O <sub>8</sub> ]	2700	6—7	—
Рутил	TiO <sub>2</sub>	4200	6	Ti 61; O 39
Сильвинит	KCl·NaCl	1900	2	K 52,5; Cl 47,5; Na 39,1; Cl 60,9
Стеатит (талък)	3MgO·4SiO <sub>2</sub> ·H <sub>2</sub> O	2600	1,5	SiO <sub>2</sub> 63,5; MgO 31,7; H <sub>2</sub> O 4,8
Сидерит	FeCO <sub>3</sub>	3800	3,5	FeO 62,1; CO <sub>2</sub> 37,9
Смитсонит	ZnCO <sub>3</sub>	4500	5	ZnO 64,8; CO <sub>2</sub> 35,2
Серпентин	Mg <sub>3</sub> [Si <sub>4</sub> O <sub>10</sub> ](OH) <sub>8</sub>	2550	3—4	MgO 43; SiO <sub>2</sub> 44; H <sub>2</sub> O 13
Сподумен	LiAl(SiO <sub>3</sub> ) <sub>2</sub>	3200	6,5—7	Li <sub>2</sub> O ≈ 7,5
Станнит	Cu <sub>2</sub> FeSnS <sub>4</sub>	4500	4	Cu 29,6; Fe 13; Sn 27,6; S 29,8
Сурьма	Sb(Ag, Fe)	6700	3—3,5	Sb 95—98

Минерал	Химическая формула	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Твердость	Состав, %
Сфалерит (цинковая обманка)	ZnS	4000	4	Zn 67,1; S 32,9
Топаз	Al <sub>2</sub> [SiO <sub>4</sub> ] (F, OH) <sub>2</sub>	3500	8	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 56,5; SiO <sub>2</sub> 33,2; F 10,3
Турмалин	MgAl <sub>3</sub> B <sub>2</sub> (OH) <sub>2</sub> ·Si <sub>4</sub> O <sub>19</sub>	3000	7,5	SiO <sub>2</sub> 35; B <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 10; Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 30; Fe 15; MgO 5; H <sub>2</sub> O 5
Титанистый магнитный железняк	Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub> ·FeTiO <sub>3</sub>	4800		
Франклинит	(Zn, Mn)Fe <sub>2</sub> O <sub>4</sub>	5150	6	—
Флюорит	CaF <sub>2</sub>	3200	4	Ca 51,2; F 48,8
Халькозин	Cu <sub>2</sub> S	5500	2,5	Cu 79,9; S 20,1
Халькопирит	Cu Fe S <sub>2</sub>	4200	3,5	Cu 34,6; Fe 30,5; S 34,9
Хромит	FeO·Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4400	8	FeO 32; Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> 68
Церуссит	PbCO <sub>3</sub>	6500	3,2	Pb 77,6; CO <sub>3</sub> 22,4
Циркон	Zr SiO <sub>4</sub>	4700	7,5	ZrO <sub>2</sub> 67; SiO <sub>2</sub> 33
Шеелит	CaWO <sub>4</sub>	6000	5	CaO 19,5; W 63,9; O 16,6

## ПРИЛОЖЕНИЕ 2

## ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ЩЕКОВЫХ ДРОБИЛОК

Тип дробилки	Размеры приемного отверстия, мм		Наибольшая крупность исходного материала, мм	Ширина выпускного отверстия, мм	Объемная производительность при средней ширине выпускного отверстия, м <sup>3</sup> /ч	Мощность электродвигателя, кВт	Масса дробилки, т
	ширина	длина					

*Со сложным движением щеки*

ЩДС-1,6×2,5	160	250	140	15—45	2,8	10	1,5
ЩДС-2,5×9	250	900	210	20—60	14	40	8
ЩДС-4×9	400	900	340	40—90	25	55	12
ЩДС-6×9	600	900	510	75—125	55	75	20

*С простым движением щеки*

ЩДП-4×6	400	600	340	45—75	15	40	8
ЩДП-6×9	600	900	510	75—125	50	75	27
ЩДП-9×12	900	1200	750	95—165	160	100	76
ЩДП-12×15	1200	1500	1000	110—190	280	160	146
ЩДП-15×21	1500	2100	1300	135—225	550	250	260
ЩДП-21×25	2100	2500	1700	185—315	800	400	470

ПРИЛОЖЕНИЕ 3

ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ КОНУСНЫХ ДРОБИЛОК

Тип дробилки	Ширина приемного отверстия, мм		Наибольшая крупность исходного материала, мм	Ширина выпускного отверстия, мм	Объемная производительность при номинальной щели, м <sup>3</sup> /ч	Мощность электродвигателя, кВт	Масса дробилки, т
	диаметр	длина					
<i>Крупного дробления (ККД)</i>							
ККД-500/75	500	420	75	150	125	38,5	
ККД-900/140	900	750	140	400	250	135	
ККД-1200/150	1200	1000	150	560	2×200	229	
ККД-1500/180	1500	1300	160; 180; 200	1150; 1300; 1450	2×315	393	
ККД-1500/300	1500	1200	300	2600	2×400	610	
<i>Среднего дробления (КСД)</i>							
КСД-600	75	60	12—35	12—35	30	5	
КСД-900	130	100	15—40	30—45	55	12,5	
КСД-1200	185	150	20—50	70—105	75	24	
КСД-1750	250	200	25—60	160—300	160	53	
КСД-2500	450	360	45—65	480—660	320	—	
КСД-3000	600	500	50—80	750—1200	400	200	
<i>Мелкого дробления (КМД)</i>							
КМД-1200	50	40	3—12	24	75	24	
КМД-1750	130	100	9—20	95—130	160	47	
КМДТ-2200	140	110	10—20	220—260	250	98	
КМД-3000	150	120	6—20	160	400	235	

ПРИЛОЖЕНИЕ 4

ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ДВУХВАЛКОВЫХ ДРОБИЛОК С ГЛАДКИМИ, РИФЛЕННЫМИ И ЗУБЧАТЫМИ ВАЛКАМИ

Тип дробилки	Размеры валков, мм		Максимальная крупность питательной щели, мм	Пределы регулирования щели, мм	Частота вращения, мин <sup>-1</sup>	Мощность электродвигателя, кВт	Производительность, м <sup>3</sup> /ч	Масса дробилки, т
	диаметр	длина						
<i>С гладкими валками</i>								
ДГ400×250	400	250	20	2—12	200	2×4,5	2,7—16,2	2,2
ДГ600×400	600	400	30	2—14	180	2×7,5	4,3—30,2	3,4
ДГ800×500	800	500	40	4—16	150	28	10,8—43	12,5
ДГ1000×550	1000	550	50	4—18	100	40	11,9—53,5	15,9
ДГ1500×600	1500	600	75	4—20	83	55	13—65	32,4
<i>С рифленными валками</i>								
ДГР-600×400	600	400	60	10—30	175	20	18—54	3,33
<i>С зубчатыми валками</i>								
ДД36	630	830	500	50—150	50	20	60—150	9,9
ДД310	1000	1250	800	100—240	35	40	125—500	23,5
ДД316	1600	2000	1000	200—400	41	250	650—1000	107,6

Примечания. 1. Двухвалковые зубчатые дробилки применяют для крупного и среднего дробления рядовых углей, антрацита и сланцев. 2. Производительность дробилок с зубчатыми валками приведена в т/ч.

## ПРИЛОЖЕНИЕ 5

### ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ МОЛОТКОВЫХ ОДНОРОТОРНЫХ ДРОБИЛОК

Тип дробилки	Размеры ротора, мм		Размер наибольшего куска в исходном материале, мм	Ширина щели колосниковой решетки, мм	Частота вращения ротора, мин <sup>-1</sup>	Производительность, т/ч	Мощность электродвигателя, кВт	Масса дробилки, т
	диаметр	длина						
М-6-4 (СДМ-112)	600	400	150	25	1500	12—15	28	1,5
М-8-6 (СМ-431)	800	600	250	13	1300	20—48	75	3
М-13-16 (СМ-170Б)	1300	1600	400	10	750	150—200	260	11
М-20-20 (СМД-97А)	2000	2000	600	15	500	600	630	46
М-20-30 (СМД-98А)	2000	3000	600	15	500	850—1000	1000	60

## ПРИЛОЖЕНИЕ 6

### ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦ

Тип мельницы	Размер барабана, мм		Рабочий объем, м <sup>3</sup>	Частота вращения барабана л, мин <sup>-1</sup>	Мощность электродвигателя, кВт	Масса мельницы, т
	диаметр	длина				

#### Стержневые

МСЦ-1200×2400	1200	2400	2,2	27	40	13,5
МСЦ-2100×2200	2100	2200	6,5	18,7	160	46
МСЦ-2100×3000	2100	3000	8,8	19,7	200	52
МСЦ-2700×3600	2700	3600	18	15,6	400	81
МСЦ-3200×4500	3200	4500	32	14,4	800	140
МСЦ-3600×5500	3600	5500	49	13,7	1000	170
МСЦ-4000×5500	4000	5500	61	13	2000	250
МСЦ-4500×6000	4500	6000	85	12,5	2500	310

#### Шаровые

МШР-1500×1600	1500	1600	2,3	30	55	16,5
МШР-2100×2200	2100	2200	6,5	24,4	160	40,5
МШР-2100×3000	2100	3000	8,8	24,4	200	45,5
МШР-2700×3600	2700	3600	18	21	400	78
МШР-3200×4500	3200	4500	32	19,8	1000	141
МШР-3600×5000	3600	5000	45	18,1	1250	165
МШР-4500×5000	4500	5000	71	16,5	2500	300
МШР-4500×6000	4500	6000	85	16,5	2500	—
МШР-5500×6500	5500	6500	141	13,6	—	—
МШР-6000×8000	6000	8000	208	13,2	—	—

#### Рудногалечные

МГР-4000×7500	4000	7500	83	17,4	1600	310
МГР-5500×7500	5500	7500	160	13,6	3200	650
МГР-6000×12500	6000	12500	320	13,2	6300	900

Тип мельницы	Размер барабана, мм		Рабочий объем, м <sup>3</sup>	Частота вращения барабана л, мин <sup>-1</sup>	Мощность электродвигателя, кВт	Масса мельницы, т
	диаметр	длина				
<i>Мокрого самоизмельчения</i>						
ММС-5000×1800	5000	1800	30	13,5—18,4	620	167
ММС-7000×2300	7000	2300	75	13	1600	382
ММС-9000×3000	9000	3000	160	11,5	4000	722
ММС-9000×3500	9000	3500	195	11,5	4000	755
ММС-10000×5000	10000	5000	380	10,2	2×4000	1600

## ПРИЛОЖЕНИЕ 7

## ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ НАКЛОННЫХ ИНЕРЦИОННЫХ ГРОХОТОВ

Тип грохота	Размеры сита, мм		Площадь сита, м <sup>2</sup>	Число сит	Размеры отверстий сит, мм	Максимальная крупность питания, мм	Частота вращения вала вибровыводителя, мин <sup>-1</sup>	Производительность (ориентировочная) т/ч	Мощность электродвигателя, кВт	Масса грохота, т
	ширина	длина								
<i>Тяжелого типа</i>										
ГИТ51А	1750	3500	6,125	1	12; 20 50; 80	400	600—750	До 400	20	6,25
ГИТ71	2500	5000	12	1	50; 120	800—1000	650	До 900	30	11,1
<i>Легкого типа</i>										
ГИСЛ62	2000	5000	10	2	40; 12	До 450	735	—	2×17	8,75
ГИСЛ72	2500	6000	15	2	40; 12	До 450	735	—	2×22	12
ГИСЛ82	3000	7000	21	2	40; 12	До 450	735	—	2×40	18,5
ГИЛ32	1250	2500	3,125	2	6—10 20—25	100	1200	До 100	4,5	1,6
ГИЛ42	1500	3750	5,625	2	20—50 6—30	150	1000	До 160	10	3
ГИЛ52	1750	4500	7,875	2	20—100 6—30	150	1000	До 200	10	3,5

## ПРИЛОЖЕНИЕ 8

### ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ СПИРАЛЬНЫХ КЛАССИФИКАТОРОВ

Тип классификатора	Число спиралей	Диаметр спирали, мм	Длина спирали, мм	Частота вращения спирали, мин <sup>-1</sup>	Мощность электродвигателя, кВт	Масса классификатора, т
<i>С непогруженной спиралью</i>						
1КСН-12	1	1200	6500	4,1	5,5	7
1КСН-15	1	1500	8200	3,4	7,5	13
1КСН-20	1	2000	8400	2	13	19
1КСН-24	1	2400	9200	1,8	13	23
1КСН-30	1	3000	12500	1,5	30	42
2КСН-24	2	2400	9200	3,5	22	37
2КСН-30	2	3000	12500	3	40	52
<i>С погруженной спиралью</i>						
1КСП-12	1	1200	8400	4,1	5,5	10,5
1КСП-15	1	1500	10100	3,4	7,5	19
1КСП-20	1	2000	13000	2,5	13	31
1КСП-24	1	2400	14000	2	13	35
1КСП-30	1	3000	15500	1,5	30	60
2КСП-12	2	1200	8400	8,3	10	17
2КСП-15	2	1500	10100	6,8	10	32
2КСП-20	2	2000	13000	5	22	56
2КСП-24	2	2400	14000	4	30	63,5

## ПРИЛОЖЕНИЕ 9

### ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ОДИНОЧНЫХ И БАТАРЕЙНЫХ ГИДРОЦИКЛОНОВ

Тип гидроциклона	Диаметр гидроциклона, мм	Число гидроциклонов	Диаметр отверстий, мм			Производительность, м <sup>3</sup> /ч (при давлении 9,8·10 <sup>4</sup> Па)	Масса гидроциклона, т
			питающего (эквивалентный)	сливного	пескового		
<i>Одиночные</i>							
ГЦ-15	150	1	25—40	40—70	12—25	9—25	0,12
ГЦ-25	250	1	40—60	50—100	17—75	18—55	0,26
ГЦ-50	500	1	60—100	100—215	34—100	55—200	0,78
ГЦ-100	1000	1	175—320	200—400	60—150	325—1200	3,3
ГЦ-1400	1400	1	300	375	150	1650	4,5
<i>Батарейные</i>							
ГБ-1	350	5	50—68	78	24—48	До 500	2,95
ГБ-3	350	3	50—68	78	24—48	До 300	1,9
ГБ-5	350	8	50—68	78	24—48	До 800	4,5

**ПРИЛОЖЕНИЕ 10**  
**ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ОТСАДОЧНЫХ МАШИН**

Тип отсадочной машины	Число отделений (секций)	Полезная площадь отсадочного ешета, м <sup>2</sup>	Частота пульсаций, мин <sup>-1</sup>	Мощность электродвигателя, кВт	Крупность обогащаемого материала, мм	Производительность, т/ч	Масса машины, т
-----------------------	--------------------------	--	--------------------------------------	--------------------------------	--------------------------------------	-------------------------	-----------------

*Диафрагмовые*

МОД-1М	2	1	130—350	1,1	0,5—15	7—12	1
МОД-2М	2	2	130—350	2,2	0,5—15	7—30	1,8
МОД-3М	3	3	130—350	2×2,2	0,5—30	10—40	2,7
МОД-4М	4	4	126—350	2×2,2	0,5—30	20—55	3,5

*Беспоршневые*

ОМК12	6	12	36—67	2,8	0,5—13	120—200	23,4
ОМК18	6	18	36—67	2,8	0,5—13	180—300	36,7
ОМШ8	4	8	36—67	2,8	13—80	160	21
ОМШ12	6	12	36—67	2,8	13—80	240	28
ОМ8	4	8	30—80	1,6	От 0,5 до 13	До 120	15,2
ОМ12	6	12	50—80	1,6	От 0,5 до 125	До 300	22,3
ОМ18	6	18	60—80	1,6	От 0,5 до 100 (200)	До 500	27,8
ОМ24	6	24	30—80	1,6	—	До 650	37,4

Примечание. Производительность диафрагмовых отсадочных машин приведена по руде, беспоршневых — по углю.

**ПРИЛОЖЕНИЕ 11**  
**ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ТЯЖЕЛОСРЕДНЫХ СЕПАРАТОРОВ**

Тип сепаратора	Диаметр (ширина) ванны сепаратора, мм	Рабочий объем ванны, м <sup>3</sup>	Крупность обогащаемого материала, мм	Производительность по одному сырью, т/ч	Мощность электродвигателей, кВт	Масса сепаратора, т
----------------	---------------------------------------	-------------------------------------	--------------------------------------	---	---------------------------------	---------------------

*Конусные*

Двухпродуктовые						
Д-3,5	3500	17,2	6—100	100—180	4,5	7,1
Д-6	6000	84	6—100	400—700	7	27,1

*Колесные*

СКВ-20	2000	8	25(13)—300	190—240	7,7	16,5
СКВ-32	3200	18	25(13)—300	300—380	13,2	27,5
Трехпродуктовые						
СТТ-20	2000	2×8	25(13)—300	190—240	17,6	37

Примечание. Производительность конусных тяжелосредных сепараторов приведена по руде, колесных — по углю.



ПРИЛОЖЕНИЕ 12

ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ КОНЦЕНТРАЦИОННЫХ СТОЛОВ

Тип концентрационного стола	Общая площадь деки (дек), м <sup>2</sup>	Число дек	Частота декартовых колебаний, мин <sup>-1</sup>	Ход, мм	Крупность питания, мм	Производительность, т/ч	Мощность электродвигателя, кВт	Масса стола, т
СК-22П	22,5	3	230—350	16—20	0,2—3	3—9	2,2	3,38
СКО-2	2	1	280—350	10—26	0,04—3	0,1—3	0,6	0,45
СКО-7,5	7,5	1	280—350	10—20	0,04—3	0,3—3,5	1,1	1,5
СКО-15	15	2	280—350	10—20	0,04—3	0,6—7	2,2	2,26
СКО-22	22,5	3	280—350	10—20	0,04—3	0,9—10	2,2	2,93
СКО-30	30	4	280—350	10—20	0,04—3	1,2—14	2,2	5,7
СКО-37	37	5	280—350	10—20	0,04—3	1,5—17	2×2,2	5,8
СКО-45	45	6	280—350	10—20	0,04—3	1,8—20	2×2,2	6,35

ПРИЛОЖЕНИЕ 13

ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ФЛОТАЦИОННЫХ МАШИН

Тип флотационной машины	Объем камеры, м <sup>3</sup>	Частота вращения импеллера, мин <sup>-1</sup>	Производительность по потоку пульпы, м <sup>3</sup> /мин	Мощность электродвигателя, кВт	Расход засываемого (подаваемого) воздуха на 1 м <sup>3</sup> вместимости камеры, м <sup>3</sup> /мин
-------------------------	------------------------------	---	--	--------------------------------	--

*Механические*

ФМ0,4	0,38	460	До 0,25	1,7	1—1,2
ФМ1,2	1,35	300	1,5—2,5	5,5	1—1,2
ФМ3,2	3,26	280	3,5—6	11	1—1,2
ФМ6,3	6,25	240	7—12	22	1—1,2
МФУ6*	6,3	580	До 7,5	30	—
МФУ12*	12,5	580	До 11,5	40	—

*Пневмомеханические*

ФПМ3,2	3,26	280	—	7,5	1
ФПМ6,3	6,3	240	—	22	0,8
ФПМ12,5	12,5	200	—	45	0,8

*Пневматические*

ФП10	10	—	5	—	—
ФП40	40	—	10	—	—

\* Для обогащения угольной мелочи.

ПРИЛОЖЕНИЕ 14

ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ МАГНИТНЫХ СЕПАРАТОРОВ

Тип магнитного сепаратора	Диаметр барабана или валка, мм	Длина барабана или валка, мм	Число барабанов или валков	Напряженность магнитного поля, кА/м	Мощность электродвигателя, кВт	Масса сепаратора, т
<i>Для обогащения сильномагнитных руд</i>						
ЭБМ-80/170	800	1700	1	150	3	5,1
ПБМ-90/250	900	2500	1	105—125	4	4
ПБМ-120/300	1200	3000	1	105—125	5,5	7,4
ПБМ-150/400	1500	4000	1	—	7,5	—
4ПБС-63/200	630	2000	4	100—110	8,2	10,5
<i>Для обогащения слабомагнитных руд</i>						
2ЭВМ-30/100	300	1000	2	1200	6	7
2ЭВМ-38/250	380	2500	2	1350	15	20
4ЭВМ-38/250	380	2500	4	1350	33	37,5

ПРИЛОЖЕНИЕ 15

ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ЦИЛИНДРИЧЕСКИХ (РАДИАЛЬНЫХ) СГУСТИТЕЛЕЙ

Тип сгустителя	Диаметр чана, м	Площадь сгущения, м <sup>2</sup>	Время одного оборота гребка, мин	Мощность электродвигателя, кВт	Масса сгустителя, т
<i>С центральным приводом</i>					
Ц1-2,5	2,5	5	2	0,8	1,6
Ц6-М1	6	28	4	2,2	9,5
Ц12-М1	12	110	6	3	11,4
Ц18-М1	18	250	9	4	16,9
Ц-30	30	700	11—45	3,3×2	—
Ц-50	50	1950	15; 18; 26; 33	5,5×2	75,2
Ц-75	75	3850	26—60	17	—
Ц-100	100	7850	433—800	22	192,9
<i>С периферическим приводом</i>					
П-18	18	360	10	3	16,7
П-25	25	500	9; 13; 18	7,1; 8,3; 10,5	31,8
П-30	30	700	11; 16; 19,3	7,1; 8,3; 10,5	34,2
П-50	50	1963	32; 26; 17; 13	8; 13; 15; 20	72,3

ПРИЛОЖЕНИЕ 16

ТЕХНИЧЕСКИЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ ДИСКОВЫХ ВАКУУМ-ФИЛЬТРОВ

Тип вакуум-филтра	Площадь фильтрования, м <sup>2</sup>	Диаметр дисков, м	Число дисков	Частота вращения дисков, мин <sup>-1</sup>	Мощность электродвигателя, кВт	Масса вакуум-филтра, т
ДУ 51—2,5	51	2,5	6	0,18—0,9	3	10,1
ДУ 68—2,5	68	2,5	8	0,18—0,9	3	12
ДШ 68—2,5	68	2,5	8	0,18—0,8	4	12,5
ДУ 100—2,5	100	2,5	12	0,18—0,9	3	16,9
ДУ 140—3,5У						
«Горняк»	140	3,5	10	1—2,5	6	29,4
ДУ 250—3,75						
«Сибирь»	250	3,75	14	0,3—1,2	8,5	35,1

## ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

- Аппарат для подготовки пульпы 144
- Баланс  
— технологический 261  
— товарный 261
- Вакуум-фильтр  
— барабанный 198  
— камерный 199  
— шестидисковый 197
- Влага  
— адсорбированная 188  
— гравитационная 188  
— капиллярная 188  
— химически связанная 188
- Вязкость суспензии 89
- Гидроциклон 72  
— тяжелосредный двухпродуктовый 94  
— — — трехпродуктовый 94, 95  
Гистерезис смачивания 123
- Грохочение  
— вспомогательное 20  
— избирательное 20  
— обезвоживающее 20  
— подготовительное 20
- Грохот  
— барабанный 26  
— вибрационный 27  
— дуговой 25  
— инерционный 27  
— колосниковый неподвижный 23  
— прямоугольный 24
- Декрипитация 171
- Дробилка  
— валковая с гладкими валками 44  
— — с зубчатыми — 45  
— конусная крупного дробления 41  
— — среднего — 43  
— молотковая 46  
— роторная 46  
— стержневая 46  
— щековая с простым движением щеки 39  
— — со сложным — — 40
- Зольность угля 253
- Индукция 149
- Карбоксильные собиратели 129
- Классификатор  
— воздушный каскадный 76  
— спирально-лопастной 67  
— спиральный 66  
— четырехкамерный гидравлический 70
- элеваторный 69
- Контактный чан 144
- Концентрационный стол 99, 101—104
- Коэффициент  
— вариации 222  
— живого сечения 32  
— равнопадаемости 61  
— селективности 153
- Краевой угол смачивания 122
- Критическая частота вращения мельницы 51
- Магнитная  
— восприимчивость 150  
— проницаемость 150  
— система 153  
— — замкнутая 153  
— — открытая 154
- Мельница  
— рудогалечная 56  
— самоизмельчения 53  
— стержневая 53  
— струйная 56  
— шаровая с разгрузкой через решетку 52  
— — с центральной разгрузкой 53
- Моечный желоб 98
- Мойка корытная 109
- Напряженность  
— магнитного поля 150  
— электрического — 165
- Обжиг  
— восстановительный 179  
— термический 178  
— окислительный 178  
— хлорирующий 179
- Обогатительная фабрика 7
- Отсадочная машина 83
- — беспоршневая воздушно-золотниковая 84, 87  
— — диафрагмовая 84, 85  
— — пневматическая 115  
— — поршневая 84  
— — с подвижным решетом 84
- Отстойник шламовый 195
- Перемешивание пробы 265
- Питатель  
— автоматический 145  
— реагентов 145  
— скиповый 145  
— шкивной 146
- Плотность суспензии 89
- Полезное ископаемое 5
- Пресс  
— вальцовый 185  
— штемпельный 186

## Проба

- минералогическая 185
- технологическая 263
- химическая 262

## Производительность

- барабанной мельницы 51
- валковой дробилки 45
- вибрационного грохота 29
- гидроциклона 73
- конусной дробилки 42, 44
- концентрационного стола 104
- магнитного сепаратора 157, 158
- молотковой дробилки 47
- спирального классификатора 67
- щековой дробилки 41

## Промывочная башня 111

### Процесс обогащения

- — вспомогательные 8
- — подготовительные 8
- — основные 8

## Реагенты

- пенообразователи 130
- подаватели 132
- регуляторы 131, 134
- собиратели 126

## Руды

- апатитовые 247
- асбестовые 252
- бурожелезняковые 243
- вольфрамовые 233
- графитовые 251
- железные 240
- калийные 249
- магнетитовые 241
- марганцевые 244
- медные 228
- медно-пиритные 228
- медно-цинковые 229
- медно-молибденовые 228, 230
- монометаллические 222, 232
- никелевые 236
- оловянные 235
- полиметаллические 222
- самородной серы 250
- сидеритовые 243
- свинцовые 232
- свинцово-медно-цинковые 233
- тальковые 250
- титано-циркониевые 237
- флюоритовые 252
- фосфоритовые 248
- хромовые 245
- шеелитовые 234
- шеелито-молибденовые 234

## Сгуститель

- односторонний цилиндрический 193
- пластинчатый 194

## Сепаратор

— барабанный со спиральной разгрузкой 92

- вертикальный шнековый 107
- винтовой 105
- горизонтальный шнековый 106
- дисковый 172
- колесный 93
- конусный 92
- коронный 167
- ленточный 173
- лотково-барабанный 173
- магнитный
- — высокоградиентный 160
- — дисковый 159
- — магнитогидродинамический 161
- противоточный барабанный 157
- одноканальный ленточный автордиометрический 175
- пневматический 113
- трехпродуктовый 94
- трибоэлектростатический 169
- фотометрический 170
- электрический 167

Скруббер-бутара 108

## Степень

- дробления 35
- концентрации 16

Струйный концентратор 98

## Сушилка

- барабанная 202
- труба-сушилка 202
- с кипящим слоем 203

## Схема

- водно-шламовая 10
- качественно-количественная 10
- технологическая 10
- цепи аппаратов 10

Устойчивость суспензии 89

## Фильтр

- рукавный 213
- трубчатый 214

## Флотация 118

- коллективная 119, 124
- коллективно-селективная 119, 224
- масляная 120
- обратная 119
- пленочная 120
- прямая 119
- селективная 119, 224
- твердой стенкой 120

## Центрифуга

- осадительная 192
- фильтрующая 191

Циркулирующая нагрузка 49

## Эффективность

- грохочения 32
- обогащения 16

# ОГЛАВЛЕНИЕ

Предисловие . . . . .	3
Глава 1. Общие сведения . . . . .	5
§ 1. Значение и роль обогащения при использовании различных полезных ископаемых . . . . .	5
§ 2. Методы и процессы обогащения полезных ископаемых, область их применения . . . . .	8
§ 3. Технологические показатели обогащения . . . . .	15
Глава 2. Грохочение . . . . .	19
§ 4. Назначение операций грохочения . . . . .	19
§ 5. Гранулометрический состав . . . . .	20
§ 6. Конструкции грохотов . . . . .	23
§ 7. Просеивающие поверхности грохотов и эффективность грохочения . . . . .	30
Глава 3. Дробление . . . . .	34
§ 8. Назначение операций дробления . . . . .	34
§ 9. Законы дробления . . . . .	37
§ 10. Щековые дробилки . . . . .	39
§ 11. Конусные дробилки . . . . .	41
§ 12. Валковые дробилки . . . . .	44
§ 13. Дробилки ударного действия . . . . .	45
Глава 4. Измельчение . . . . .	47
§ 14. Назначение операций измельчения . . . . .	47
§ 15. Барабанные мельницы . . . . .	50
§ 16. Мельницы самоизмельчения . . . . .	53
Глава 5. Классификация . . . . .	57
§ 17. Закономерности падения минеральных зерен в воде и воздухе . . . . .	57
§ 18. Процесс классификации . . . . .	64
§ 19. Механические классификаторы . . . . .	66
§ 20. Гидравлические классификаторы . . . . .	70
§ 21. Центробежные классификаторы . . . . .	72
§ 22. Воздушные классификаторы (сепараторы) . . . . .	74
Глава 6. Гравитационные процессы обогащения . . . . .	77
§ 23. Общие положения. Фракционный анализ . . . . .	77
§ 24. Отсадка . . . . .	81
§ 25. Обогащение в тяжелых средах . . . . .	88
§ 26. Обогащение в потоке воды, текущем по наклонной плоскости . . . . .	95
§ 27. Противоточная сепарация . . . . .	106
§ 28. Промывка и протирка . . . . .	108
§ 29. Пневматическое обогащение . . . . .	111
§ 30. Техничко-экономические показатели гравитационных процессов обогащения . . . . .	117
Глава 7. Флотационные методы обогащения . . . . .	118
§ 31. Общие представления о флотационном разделении минералов . . . . .	118

§ 32. Физические и физико-химические основы флотационного процесса . . . . .	121
§ 33. Флотационные реагенты . . . . .	125
§ 34. Флотационные машины . . . . .	135
§ 35. Вспомогательное флотационное оборудование . . . . .	144
§ 36. Технология флотации и технико-экономические показатели . . . . .	146
<b>Глава 8. Магнитные методы обогащения . . . . .</b>	<b>149</b>
§ 37. Физические основы магнитного обогащения . . . . .	149
§ 38. Магнитные поля сепараторов . . . . .	153
§ 39. Оборудование для магнитного обогащения . . . . .	155
§ 40. Подготовка руд перед магнитным обогащением . . . . .	162
<b>Глава 9. Электрическое обогащение . . . . .</b>	<b>163</b>
§ 41. Физические основы электрического метода обогащения . . . . .	163
§ 42. Электрические сепараторы . . . . .	166
<b>Глава 10. Специальные методы обогащения . . . . .</b>	<b>169</b>
§ 43. Ручная и механизированная рудоразборка и породовыборка. Избирательное дробление и декрипитация . . . . .	169
§ 44. Обогащение по трению, форме и упругости . . . . .	171
§ 45. Радиометрические методы обогащения . . . . .	174
§ 46. Химическое обогащение . . . . .	176
<b>Глава 11. Окускование полезных ископаемых . . . . .</b>	<b>179</b>
§ 47. Сущность процесса . . . . .	179
§ 48. Агломерация и окомкование . . . . .	180
§ 49. Брикетирование . . . . .	184
<b>Глава 12. Обезвоживание продуктов обогащения . . . . .</b>	<b>187</b>
§ 50. Общие сведения . . . . .	187
§ 51. Дренажное обезвоживание . . . . .	189
§ 52. Центрифугирование . . . . .	191
§ 53. Сгущение . . . . .	193
§ 54. Фильтрование . . . . .	197
§ 55. Сушка . . . . .	200
<b>Глава 13. Очистка сточных вод обогатительных фабрик . . . . .</b>	<b>204</b>
<b>Глава 14. Обеспыливание и пылеулавливание . . . . .</b>	<b>207</b>
§ 56. Обеспыливание . . . . .	207
§ 57. Пылеулавливание . . . . .	209
<b>Глава 15. Технология обогащения полезных ископаемых . . . . .</b>	<b>214</b>
§ 58. Качество полезных ископаемых и концентратов . . . . .	214
§ 59. Усреднение полезных ископаемых и концентратов . . . . .	217
§ 60. Обогащение руд цветных металлов . . . . .	222
§ 61. Обогащение руд черных металлов . . . . .	240
§ 62. Обогащение неметаллических полезных ископаемых . . . . .	247
§ 63. Обогащение углей . . . . .	253
<b>Глава 16. Опробование, контроль и автоматизация процессов обогащения . . . . .</b>	<b>259</b>
§ 64. Назначение операций опробования и контроля . . . . .	259

§ 65. Опробование и контроль процессов обогащения . . . . .	261
§ 66. Автоматический контроль и регулирование производственных процессов . . . . .	267
<b>Глава 17. Предприятия по обогащению и переработке полезных ископаемых . . . . .</b>	<b>269</b>
§ 67. Классификация обогатительных фабрик . . . . .	269
§ 68. Основные цеха и подразделения обогатительных фабрик . . . . .	271
§ 69. Хвостовое хозяйство . . . . .	272
§ 70. Охрана труда . . . . .	273
§ 71. Организация труда и экономика производства . . . . .	275
Список литературы . . . . .	279
Приложения . . . . .	281
Предметный указатель . . . . .	292

**УЧЕБНИК**

**Вадим Петрович Шилаев**

**ОСНОВЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Редактор издательства *Л. М. Неваева*  
 Переплет художника *Т. Н. Погореловой*  
 Художественный редактор *О. Н. Зайцева*  
 Технические редакторы *А. В. Трофимов, Е. Л. Закашанская*  
 Корректор *Т. С. Перфильева*

ИБ № 5945

Сдано в набор 06.02.86. Подписано в печать 12.05.86. Т-13011. Формат 60×90<sup>1</sup>/<sub>16</sub>. Бумага книжн.-журнальная. Гарнитура Литературная. Печать высокая. Усл. печ. л. 18,5. Усл. кр.-отт. 18,5. Уч.-ид. л. 19,5. Тираж 6100 экз. Заказ 144/189-11. Цена 95 коп.

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

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